

RONALDO DE MOREIRA HORTA

**O ESTADO DA ARTE EM TRATAMENTO DE
MINÉRIOS DE OURO**

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

SÃO PAULO
1996

RONALDO DE MOREIRA HORTA

**O ESTADO DA ARTE EM TRATAMENTO DE
MINÉRIOS DE OURO**

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

Área de Concentração :
Engenharia Mineral

Orientador :
Professor Dr.Arthur Pinto Chaves

SÃO PAULO
1996

OK



**UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
ESCOLA POLITÉCNICA**

**TERMO DE JULGAMENTO
DE
DEFESA DE DISSERTAÇÃO DE MESTRADO**

Aos 05 dias do mês de dezembro de 1996, às 14:00 horas, no Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, presente a Comissão Julgadora, integrada pelos Senhores Professores Doutores Arthur Pinto Chaves, orientador do candidato, Armando Corrêa Araújo e Hedda Vargas de Oliveira Figueira iniciou-se a Defesa de Dissertação de Mestrado do Senhor **RONALDO DE MOREIRA HORTA**. *N.º USP 2696477*

→ N.º Func. Or. 510603

Título da Dissertação: "O ESTADO DA ARTE EM TRATAMENTO DE MINÉRIOS DE OURO".

Concluída a arguição, procedeu-se ao julgamento na forma regulamentar, tendo a Comissão Julgadora atribuído ao candidato as seguintes notas:

- Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves.....(10,0)...(dez)
- Prof. Dr. Armando Corrêa Araújo.....(10,0)...(dez)
- Engº Hedda Vargas de Oliveira Figueira.....(10,0)...(dez)

Para constar, é lavrado o presente termo, que vai assinado pela Comissão Julgadora e pela Secretária de Pós-Graduação.

São Paulo, 05 de dezembro de 1996.

A Comissão Julgadora : Arthur Pinto Chaves

Armando Corrêa Araújo
Hedda Vargas de Oliveira Figueira

Secretária Mara Fátima de Jesus Luz Sanches

Observações: meu car "com louvor"

Homologado pela C.P.G. em reunião realizada à 05/12/1996

119p.

BC

À Elaine e Bruna, pelo incentivo e paciência. Aos meus pais, por
minha formação técnica e como ser humano.

À C. V. R. D, pelo patrocínio desta dissertação. Ao meu amigo e mestre Arthur, pela dedicação e brilhante orientação. A todos da SUTEC que direta ou indiretamente contribuíram neste trabalho. Ao amigo Renato Costa, pela revisão final.

RESUMO

Este trabalho faz uma revisão do estado da arte em tratamento de minérios de ouro. A definição de Tratamento de Minérios dada por diferentes autores é discutida, concluindo-se pela adoção do conceito amplo proposto por Alberto Teixeira da Silva, por pessoalmente o considerarmos o mais coerente com a realidade do conjunto de operações unitárias utilizadas no tratamento de minérios auríferos.

Apresentam-se os diversos métodos de tratamento de minérios de ouro, procurando-se estabelecer nesta apresentação uma correlação com os diferentes minérios de ouro e a delimitação da fronteira entre Tratamento de Minérios e Metalurgia do ouro.

As operações unitárias mais importantes empregadas nos diferentes métodos de tratamento são abordadas, procurando-se focar a evolução histórica, princípios, aspectos de processo, recuperações, teores, escalas de produção, mineralogia e características próprias dos diferentes tipos de minério.

Em seguida, apresentam-se diversas usinas de ouro, no Brasil e no mundo, classificam-se os minérios de ouro em cada uma das usinas e faz-se a correlação entre tipo de minério e método de tratamento, conforme proposto anteriormente.

ABSTRACT

This work makes a revision in the state-of-art in treatment of gold ores. The definition for treatment of gold ores is done by different authors, is discussed. The concept proposed by Alberto Teixeira da Silva is accepted as the Author considers it the best suitable for the unit operations used in treatment of gold ores.

Several methods for treatment of gold ores are presented. A correlation with the different types of gold ores is established and traced the boundary between the treatment of gold ores and the metallurgy of gold.

The most important unit operations employed in different methods in treatment are revised. Their historic evolution, principles, aspects of process, recoveries, grades, production capacities, mineralogy and peculiar suitable for the different types of ores are focused.

Following, several plants of gold are presented, either in Brazil and abroad. The ores in each plant are classified and the correlation between type of ore and methods for treatment is discussed.

SUMÁRIO

RESUMO

“ABSTRACT ”

	Página
1. INTRODUÇÃO	1
2. MODOS DE OCORRÊNCIA DO OURO	2
3. CLASSIFICAÇÃO DOS MINÉRIOS DE OURO	6
3.1 Minérios não refratários	6
3.2 Minérios refratários	7
3.3 Minérios oxidados	10
4. DEFINIÇÃO DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS	11
4.1 Taggart	11
4.2 Gaudin	11
4.3 E. J. Pryor	12
4.4 Pierre Blazy	12
4.5 Carlos Dias Brosch e Arthur Pinto Chaves	12
4.6 Alberto Teixeira da Silva	12
4.7 SME	13
4.8 Barry A. Mills	13
4.9 Discussão da definição	13

5.	MÉTODOS DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS DE OURO	15
5.1	Métodos aplicados aos minérios não refratários	15
5.2	Métodos aplicados aos minérios refratários	17
5.3	Métodos aplicados aos minérios oxidados	18
5.4	Correlação entre tipo de minério e método de tratamento	19
6.	DESCRIÇÃO DOS PRINCIPAIS MÉTODOS DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS DE OURO	22
6.1	Concentração gravítica	22
6.2	Amalgamação	23
6.3	Flotação	25
6.4	Cianetação	27
6.4.1	Lixiviação em tanques com agitação	27
6.4.2	Lixiviação em tanques sem agitação	28
6.4.3	Lixiviação em pilhas	29
6.4.4	Lixiviação em montes	33
6.4.5	Precipitação com zinco	33
6.4.6	Carvão ativado	35
6.4.7	Precipitação com zinco de soluções eluidas de carvão	43
6.4.8	Resinas	43
6.4.9	Carvão ativado x precipitação com zinco	44
6.5	Oxidação	45
6.5.1	Pré-aeração	45

6.5.2	Oxidação ácida sob pressão	45
6.5.3	Oxidação não ácida sob pressão	50
6.5.4	Cloração	50
6.5.5	Bio-oxidação	51
6.5.6	Ustulação	52
6.6	Moagem em granulometria fina	57
6.7	Processos alternativos	57
7.	APLICAÇÕES INDUSTRIAIS	58
7.1	Teor de ouro e escala de produção	58
7.2	Recuperações x teores	61
7.3	Distribuição percentual dos diferentes métodos de tratamento de minérios de ouro	62
8.	EVOLUÇÃO HISTÓRICA DO ESTADO DA ARTE EM TRATAMENTO DE MINÉRIOS DE OURO	65
8.1	Pré-cianetação	65
8.1.1	Primeira história	66
8.1.2	Desenvolvimento europeu até 1848	66
8.1.3	Corrida pelo ouro	67
8.1.4	A primeira preparação hidrometalúrgica	68
8.2	Cianetação	69
8.2.1	A invenção da cianetação	69
8.2.2	Desenvolvimento de fluxogramas	70
8.2.3	Carvão ativado	71
8.2.4	Mudança na conjuntura econômica	72

8.3	Período do maior desenvolvimento técnico : 1972-1990	73
8.3.1	A revolução CIP	74
8.3.2	Lixiviação em pilha	74
8.3.3	Minérios refratários	75
8.4	Tendências futuras	79
9.	USINAS DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS DE OURO : CLASSIFICAÇÃO DOS MINÉRIOS E ASSOCIAÇÃO MINERALOGIA / MÉTODO DE TRATAMENTO	81
10.	CONCLUSÕES	111
	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	112
	LISTA DE TABELAS	118
	LISTA DE FIGURAS	119

1. INTRODUÇÃO

O estado da arte em tratamento de minérios de ouro é o conjunto de técnicas adquiridas através de séculos ao se tratar diferentes minérios. Este conjunto de técnicas, engloba operações físicas, químicas e metalúrgicas, que combinadas entre si constituem-se nos métodos de tratamento.

Os minérios de ouro podem ser classificados levando-se em consideração a gênese, a geologia ou a mineralogia das jazidas. A classificação mineralógica facilita a compreensão dos diferentes métodos e permite a associação entre mineralogia e método de tratamento. Partindo desta linha de raciocínio, o Autor faz a opção pela classificação mineralógica e pretende, sempre que possível, promover a correlação entre mineralogia e método de tratamento.

Para poder proceder desta maneira, o Autor julga necessário discutir a definição de Tratamento de Minérios, com o objetivo de ser coerente com o conjunto de operações unitárias envolvidas no aproveitamento dos minérios de ouro. A adoção de qualquer uma das definições discutidas implicará na delimitação da fronteira entre o Tratamento de Minérios de ouro e a sua Metalurgia.

As principais operações unitárias envolvidas nos métodos de tratamento serão descritas sob o ponto de vista dos princípios, dos aspectos de processo, da mineralogia e das características próprias dos diferentes tipos de minério.

Será feita uma revisão na história do estado da arte em tratamento de minérios de ouro e apresentadas suas tendências para o futuro.

O Autor apresentará os tipos de minérios e métodos de tratamento de diversas usinas de tratamento de minérios de ouro, no Brasil e no mundo, verificando, em cada caso, a consistência da mineralogia com o método de tratamento.

2. MODOS DE OCORRÊNCIA DO OURO

O ouro é inerte à temperatura e pressão ambientes, e conseqüentemente é muito pequena a ocorrência natural de compostos do metal. A concentração média do ouro na crosta terrestre é de 0,005 g / t, muito menor que muitos outros metais, por exemplo, prata (0,07 g / t) e cobre (50 g / t).

O ouro ocorre na natureza predominantemente como elemento nativo e em menor freqüência sob a forma de ligas, teluretos, selenietos, sulfetos e antimônietos. Os minerais de ouro mais comuns são descritos a seguir.

Ouro Nativo

Grãos de ouro nativo podem conter até 99,8 % de ouro, mas a maioria varia entre 85 a 95 %, com prata apresentando-se como a maior impureza. Ouro puro tem densidade de 19,3 g / cm³ e o ouro nativo apresenta densidade próxima a 15,0 g / cm³.

Ouro é muito mole, dúctil e maleável (31 g de ouro podem gerar uma área de 30 m², através de prensagem). Os números de dureza Vickers e Mohs são respectivamente 40 a 95 kg / mm² e 2,5 a 3,0. Estas propriedades físicas não usuais resultam de sua estrutura cristalina cúbica de face centrada.

Existem diversos termos para distinguir as diferentes formas em que se apresenta o ouro nativo, como por exemplo, ouro esponja, ouro escama, ouro em grão, ouro espelhado, ouro em folha e ouro em árvore. Os pontos de fusão e ebulição do ouro nativo são 1.064° C e 3.081° C, respectivamente. Ouro tem brilho metálico e sua cor característica é o amarelo intenso (dourado), podendo apresentar coloração amarelo claro ou amarelo laranja, conforme quantidades variadas de prata e cobre, respectivamente. Ouro nativo puro é um excelente condutor elétrico e térmico.

Eletro

Ouro usualmente ocorre ligado a alguma prata; entretanto, quando o conteúdo de prata está entre 25 e 55 % o mineral é chamado eletro. Eletro tem uma cor amarelo pálido, devido ao alto teor de prata, e menor densidade que o ouro nativo (13 a 15 g / cm³).

Um termo comumente utilizado para expressar a pureza do ouro ou concentração da prata é a fineza, definida como :

$$\text{Fineza} = \frac{(\% \text{ Au }) \times 1.000}{(\% \text{ Au} + \% \text{ Ag})}$$

Esta fórmula dá uma medida da concentração relativa do ouro e prata, mais propriamente que uma concentração absoluta de ouro, e torna-se menos significativa com o aumento da concentração de outros metais como o ferro e cobre. Fineza é mais empregada para analisar o “bullion” (barra de ouro).

Teluretos de Ouro

A química dos teluretos de ouro é relativamente complexa e expressa numa série de minerais. Os mais freqüentes teluretos portadores de ouro são a sylvanita (Au,Ag)Te₄, calaverita (AuTe₂) e petzita (Ag₃AuTe₂), sendo a krennerita (Au,Ag)Te₂ e montbrayita (Au,Sb)₂Te₃ os mais raros. A ocorrência de teluretos de ouro é ampla e estes usualmente apresentam-se associados a algum ouro livre e minerais sulfetados. A densidade dos teluretos de ouro (8,0 a 10,0 g / cm³) é bem menor que do ouro nativo (19,3 g / cm³) e as cores são diferentes tonalidades de cinza e preto.

Outros minerais de ouro

Ocasionalmente, ouro ocorre com bismuto no mineral maldonita (Au₂Bi), assim chamado depois de sua primeira identificação em Maldon, na Austrália. Maldonita tem densidade 15,5 g / cm³, menor dureza Mohs que o ouro nativo (1,5 a 2,0) e baixíssima solubilidade em soluções de cianeto.

Ouro e cobre formam compostos intermetálicos extremamente raros como auricuprita (AuCu₃) e tetraauricuprita (AuCu). A auricuprita ocorre naturalmente com 40 % de Au e não com 50,8 % (valor estequiométrico). O sistema cristalino é cúbico, com cobre no centro e ouro nas extremidades. O cobre contido concede ao composto uma cor vermelha intensa (1).

As tabelas 2.1, 2.2 e 2.3 apresentam as diversas formas de ocorrência do ouro.

Tabela 2.1 : Elemento nativo e ligas

NOME	FÓRMULA
OURO NATIVO	Au
ELETRO	(Au,Ag)
AURICUPRITA	Cu ₃ Au ₂
ROZKOVITA	(Au,Pd)
TETRAAURICUPRITA	CuAu
MALDONITA	Au ₂ Bi
OURO PALADIADO	(Au,Pd)
OURO IRÍDICO	(Au,Ir)
OURO RÓDICO	(Au,Rh)
OURO BISMÚTICO	(Au, Bi)
OURO CÚPRICO	(Au,Cu)
ELETRO CÚPRICO	(Au,Ag,Cu)
ZYAGINTSEVITA	(Pd,Pt,Au) ₃ (Pb,Sn)

Fonte : HENLEY, K. J (2).

Tabela 2.2 : Teluretos

NOME	FÓRMULA
CALAVERITA	AuTe ₂
KRENNERITA	(Au,Ag)Te ₂
MONTBRAYITA	(Au,Sb) ₂ Te ₃
PETZITA	Ag ₃ AuTe ₂
MUTHMANITA	(Ag,Au)Te
SYLVANITA	(Au,Ag)Te ₄
KOSTOVITA	AuCuTe ₄
NAGYAGITA	Pb ₅ Au (Te,Sb) ₄ S ₅₋₈
BOGDANOVITA	Au ₅ (Cu,Fe) ₃ (Te,Pb) ₂
BEZSMERTNOVITA	Au ₄ Cu(Te,Pb)
BILIBINSKITA	Au ₃ Cu ₂ Te ₂

Fonte : HENLEY, K. J (2).

Tabela 2.3 : Selenietos, antimoniets e sulfetos

NOME	FORMULA
FISCHESSERITA	Ag₃AuSe₂
UYTENBOGARDTITA	Ag₃AuS₂
AUOSTIBINITA	AuSb₂
SULFETOS *	-

Fonte : HENLEY, K. J (2).

* Sulfetos portadores de ouro, principalmente pirita (FeS₂), arsenopirita (FeAsS) e marcassita (FeS₂). Ouro finamente dividido e / ou forma submicroscópica (solução sólida).

3. CLASSIFICAÇÃO DOS MINÉRIOS DE OURO

Os minérios de ouro são classificados de acordo com a gênese, geologia ou mineralogia das jazidas (3, 4, 5, 6, 7). Adotou-se neste trabalho a classificação mineralógica por ser a mineralogia, quase sempre, determinante do tipo de tratamento. Sob o ponto de vista do tratamento, os minérios de ouro dividem-se em não refratários, refratários e oxidados.

3.1 Minérios não refratários

São aqueles que apresentam uma recuperação metalúrgica maior que 80 % quando submetidos à cianetação, moídos em granulometria aproximada de 80 % < 200 # (0,074 mm) e sem incorrer num alto consumo de reagentes (5, 8). Os tipos de minérios não refratários são os de aluvião, “free-milling”, sulfetados, sulfetados com baixo teor de metais básicos e sulfetados com alto teor de metais básicos (6, 7).

Minérios de aluvião

O ouro ocorre livre, e relativamente grosseiro. A superfície do ouro pode apresentar-se limpa, parcialmente contaminada ou totalmente contaminada com crostas de óxido de ferro (6).

Minérios do tipo “free-milling”

O ouro ocorre livre ou facilmente liberável e também relativamente grosso. A quantidade de sulfetos presentes é muito pequena, não possuem arsênio ou compostos oxidados de bismuto e antimônio. A ganga destes minérios é livre de talco, argila e constituintes grafiticos. Apresentam-se na forma de veios de quartzo ou em rochas sedimentares e quase sempre com superfície limpa (6). São todos aqueles que apresentam uma recuperação de aproximadamente 95 % na cianetação, quando moídos em granulometria aproximada de 80 % < 200 # (0,074 mm) e sem incorrer num alto consumo de reagentes (8).

Minérios sulfetados

O ouro está associado a grande quantidade de sulfeto, principalmente pirita, arsenopirita, marcassita ou combinação de todos eles. A recuperação do ouro é efetuada

a partir do concentrado sulfetado. O principal minério sulfetado é aquele constituído predominantemente de pirita.

Minérios sulfetados com baixo teor de metais básicos

O ouro ocorre em presença de sulfetos, mas a quantidade de sulfetos de metais básicos é pequena, insuficiente para o aproveitamento econômico. O ouro pode estar associado a um dos sulfetos, a todos os sulfetos, somente à ganga ou ao mesmo tempo à ganga e aos sulfetos.

Minérios sulfetados com alto teor de metais básicos

O ouro ocorre em presença de sulfetos, apresentando também grande quantidade de sulfetos de metais básicos, com aproveitamento econômico significativo. Nestes minérios, o ouro pode ser ou não o principal constituinte recuperável e, dependendo da associação com os sulfetos de metais básicos, a recuperação do ouro se processa na metalurgia ou no rejeito dos metais básicos (6, 7).

3.2 Minérios refratários

São aqueles que apresentam uma recuperação metalúrgica menor que 80 % quando submetidos à cianetação, moídos em granulometria aproximada de 80 % < 200 # (0,074 mm) e sem incorrer num alto consumo de reagentes (5, 8).

A refratariedade dos minérios de ouro pode ser definida como sendo de natureza química ou física.

Refratariedade química

A refratariedade química é relativamente rara e restrita a duas condições : teluretos de ouro insolúveis e elementos reativos aos minerais constituintes.

Os elementos reativos aos minerais do minério são os cianicidas, consumidores de oxigênio e precipitantes do ouro.

Refratariedade física

A predominância da refratariedade dos minérios de ouro é de natureza física, pode ser especificada por mineralogia ao microscópio e ocorre em 4 condições : ouro

fino encapsulado ou incluso na matriz hospedeira; ligas de ouro com Sb ou Pb; ouro coberto com filmes e materiais “preg robbing”.

O ouro fino pode estar encapsulado no carbono, pirita, arsenopirita ou quartzo. É a mais comum das refratariedades.

O ouro pode estar coberto com filmes minerais (óxidos de ferro) ou filmes criados durante o tratamento do minério(cloreto de prata e compostos de Sb, Mn e Pb).

Os materiais “preg robbing” são carbonatos, matéria carbonosa e/ou argilas que roubam o ouro dissolvido em soluções ricas. Define-se “preg robbing” como a adsorção do ouro em soluções cianetadas por componentes do minério.

Os minérios que contêm matéria carbonosa apresentam-se com teores de carbono que variam de 0,4 a 1,0 %, ocasionalmente chegando a 4,0 %. O termo carbonoso não pode ser rigorosamente definido e a presença de carbono no minério não significa necessariamente que o minério seja refratário (8).

As tabelas 3.1.1 e 3.2.1 apresentam a classificação dos minérios não refratários e refratários, respectivamente.

Tabela 3.1.1 : Classificação dos minérios não refratários

TIPO DE MINÉRIO	OCORRÊNCIA	CARACTERÍSTICAS
Aluvião	Ouro livre e grosseiro	Superfície limpa
		Superfície parcialmente oxidada
"Free Milling"	Ouro livre ou facilmente liberável	Pequena quantidade de sulfetos
		Ausência de As
		Ausência de compostos oxidados de Bi e Sb
		Ganga livre de talco, argila e constituintes grafiticos
Sulfetados	Ouro associado a sulfetos	Pirita
		Arsenopirita
		Marcassita
Sulfetados com baixo teor de metais básicos	Ouro em presença de pequena quantidade de sulfetos	Ouro associado apenas a um dos sulfetos
		Ouro associado a todos os sulfetos
		Ouro associado apenas à ganga
		Ouro associado à ganga e aos sulfetos
Sulfetados com alto teor de metais básicos	Ouro em presença de grande quantidade de sulfetos	Ouro associado aos sulfetos dos metais básicos
		Ouro associado à ganga dos metais básicos

Fonte : Mc Quinston, Shoemaker e Taggart (6, 7).

Tabela 3.2.1 : Classificação dos minérios refratários

TIPO DE REFRATARIEDADE	TIPO DE MINÉRIO	CARACTERÍSTICA
Química	Teluretos de ouro	Insolúveis
	Elementos reativos aos minerais constituintes	Cianicidas
		Consumidores de oxigênio
		Precipitantes do ouro
Física	Ouro incluído ou encapsulado	Carbono
		Pirita
		Arsenopirita
		Marcassita
		Quartzo
	Ligas de ouro com Sb ou Pb	Insolúveis
	Ouro coberto com filmes	Óxidos de Ferro
		Cloreto de Prata
		Compostos de Sb, Mn e Pb
	Materiais "preg robbing"	Matéria Carbonosa
		Argilas

Fonte : Yannopoulos, J. C. (8).

3.3 Minérios Oxidados

São aqueles em que os minerais constituintes do minério foram oxidados ou intemperizados, provavelmente numa zona atípica de depósito primário de sulfeto.

A oxidação e / ou outra alteração hidrotermal provoca uma quebra na estrutura da rocha, resultando em aumento na sua permeabilidade.

Os minérios oxidados podem apresentar-se como refratários ou não refratários (1).

4. DEFINIÇÃO DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS

A classificação de minérios de ouro apresentada no capítulo anterior define minério refratário levando-se em consideração seu comportamento no processo de cianetação. Esta, classicamente, é um processo hidrometalúrgico e não de tratamento físico, mas em muitos casos encontram-se fluxogramas intitulados “tratamento de minério de ouro” (6, 7, 9, 10, 11, 12, 13) onde a cianetação é utilizada. Diante desta aparente contradição faz-se necessário questionar a definição de Tratamento de Minérios e adotar aquela mais adequada aos nossos propósitos.

4.1 Taggart (14)

Foi quem primeiro definiu “Mineral Dressing”. Segundo ele era a *“arte de tratar a crua crosta da terra para dela produzir os bens primários”*. Dividiu o Mineral Dressing em três ramos : o “Ore Dressing”, a Metalurgia Extrativa e a Tecnologia dos Combustíveis. O Ore Dressing compreendia os métodos de separação dos sólidos inorgânicos através de meios que não produzissem mudanças químicas substanciais; a Metalurgia Extrativa utilizava reações químicas para a separação dos metais e a Tecnologia dos Combustíveis utilizava-se de métodos físicos e químicos para a separação e rearranjo de hidrocarbonetos sólidos e líquidos.

4.2 Gaudin (15)

Delimitou claramente fronteiras. Definiu “Mineral Dressing” como *“o processamento de matérias-primas minerais, produzindo produtos vendáveis economicamente, através de processos que não destruíssem as características físicas e químicas dos minerais”* ; Hidrometalurgia, Pirometalurgia e Refino de Petróleo como *“processos que também poderiam tratar com matérias primas minerais, mas mudando as características de alguns ou de todos os constituintes destas matérias primas minerais”* e finalmente “Ore Dressing” como sendo o *“Mineral Dressing” aplicado aos minérios*.

4.3 E. J. Pryor (16)

Utilizou o termo “Mineral Processing” com o mesmo sentido que Gaudin havia definido “Ore Dressing”, mas citou como sinônimos “Ore Dressing”, “Mineral Dressing”, “Mineral Engineering” e “Mineral Technology”.

4.4 Pierre Blazy (17)

Utilizou o termo Mineralurgia com o mesmo sentido que o “Mineral Dressing” usado por Gaudin, empregando como sinônimos os termos enriquecimento e concentração de minerais.

4.5 Carlos Dias Brosch e Arthur Pinto Chaves (18)

Definiram Mineralurgia como *“o campo da Engenharia que se ocupa com o processamento dos minerais, visando sua valorização econômica, seja para fins de comércio exterior (exportação) seja para fins de emprego interno, consumo industrial”*.

Diferenciaram Mineralurgia e Tratamento Clássico de Minerais explicando que *“o Tratamento Clássico dos Minerais lança mão apenas de métodos mecânicos e das propriedades superficiais, elétricas ou magnéticas, tratando o material como ele se apresenta, sem nenhuma ação sobre a sua constituição interna ou seja sua composição química. Já os processos mineralúrgicos, freqüentemente lançam mão de processos térmicos que incluem a Sinterização com ou sem modificações químicas dos minerais para tornar mais convenientes as propriedades da matéria prima a ser processada”*.

Seguindo esta linha de raciocínio enquadram a redução, ustulação, briquetagem, sinterização, pelotização e processos hidrometalúrgicos na Mineralurgia.

4.6 Alberto Teixeira da Silva (19)

Em suas notas de aula, dedicou o capítulo I à definição de Tratamento de Minérios. Recorre a Taggart, classificando de ousada a sua conceituação de Mineral Dressing, mas mesmo assim discorre sobre os conceitos amplo e restrito, transcritos a seguir.

“Esse autor distinguia então Mineral Dressing de Ore Dressing, estabelecendo uma terminologia puramente artificial, uma vez que não dizia respeito a qualquer diferenciação entre operações que se aplicassem diferentemente a minerais ou a minérios. Na verdade as operações que se aplicam a uns e outros são essencialmente as mesmas e não se distinguem por isto. Realmente, as operações unitárias que se aplicam como preparatórias aos bens minerais se podem classificar em duas grandes categorias :

Operações transformativas = que alteram profundamente as espécies minerais do minério tratado, transformando-o num verdadeiro produto derivado, constituindo-se de operações térmicas ou químicas e também mecânicas.

Operações não transformativas = que não alteram as espécies minerais primitivas do mineral tratado, constituindo-se de operações físicas e mecânicas que modificam apenas a composição mineralógica (fazendo variar as proporções das espécies presentes sem transformá-las) ou a sua forma ou estruturas, mesmo quando se usam para isto algumas operações auxiliares de natureza térmica ou físico-química.

Entre as operações da primeira categoria e que constituem Tratamento ou Preparação de Minerais no seu conceito amplo (LATO SENSU) estão :

a) ***a preparação hidrometalúrgica*** = quando se aplicam tratamentos químicos para obter derivados aptos ao tratamento metalúrgico, como, por exemplo, a produção da alumina pura a partir das bauxitas impuras (processo Bayer na produção do alumínio).

b) ***a preparação pirometalúrgica*** = como a aglomeração, a sinterização, a pelotização, a ustulação e a calcinação.

O tratamento constituído pelas operações não transformativas da segunda categoria é que se entendem como Tratamento de Minerais em sentido restrito (STRICTO SENSU). E pelo fato de se constituírem de operações essencialmente mecânicas, costuma-se dizer também Tratamento Mecânico dos Minerais, uso aliás geral nas línguas neolatinas : em francês *Preparation Mécanique des Minerais*; em italiano *Preparazione Meccanica dei Minerali*; em espanhol *Preparación Mecánica de los Minerales*; em inglês o nome é *Mineral ou Ore Dressing*; em alemão *Erz Aufbereitung ou Aufbereitungskunde*.”

4.7 SME (20)

O autor diz que “o escopo deste manual cobre as duas primeiras classificações de Taggart, ou seja, *Ore Dressing e Metalurgia Extrativa, que são combinadas em um único termo : Mineral Processing*”.

4.8 Barry A. Wills (21)

Utilizou o termo “Mineral Processing” e como sinônimos os termos “Ore Dressing”, “Mineral Dressing” e “milling”, consistindo da “*preparação do minério para a extração do metal no caso dos minérios metálicos, mas produzindo também um produto final comercializável de minerais não metálicos e carvão*”.

4.9 Discussão da definição

Sem dúvida alguma, no Brasil o termo mais utilizado é Tratamento de Minérios, mas as expressões Beneficiamento e Processamento de Minerais ou Minérios também são usadas. Na maioria das vezes o termo Tratamento de Minérios é entendido segundo a escola clássica de Gaudin, onde o Tratamento de Minérios termina a partir do

momento em que ocorrem mudanças na estrutura física e/ou química do mineral ou minerais constituintes de um dado minério.

As conceituações apresentadas anteriormente permitem acompanhar a origem, definição e evolução da utilização da terminologia. Nota-se que o uso do conceito claramente está ligado à corrente de Taggart (conceito amplo) ou à corrente de Gaudin (conceito restrito), com pequenas variações.

No Brasil o termo Tratamento de Minérios é o mais utilizado e no mundo a preferência é por Processamento Mineral, mas com predomínio da corrente de Gaudin. Entretanto, a corrente de Taggart é vez por outra seguida.

Esta dissertação utilizará o termo Tratamento de Minérios de ouro seguindo o conceito amplo de Alberto Teixeira da Silva, da corrente de Taggart. O autor considera ser este o mais coerente com o conjunto de operações unitárias envolvidas no aproveitamento dos minérios de ouro.

5. MÉTODOS DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS DE OURO

Os métodos de tratamento de minérios de ouro podem ser classificados em métodos aplicados aos minérios não refratários, métodos aplicados aos minérios refratários e métodos aplicados aos minérios oxidados.

5.1 Métodos aplicados aos minérios não refratários

A classificação apresentada a seguir é uma adaptação das propostas de Taggart (6) e Mc Quinston, Shoemaker (7), procurando-se uma adequação ao estado da arte atual e guardando-se as devidas proporções, relacionadas principalmente aos teores dos minérios, que hoje são significativamente bem menores. Os métodos aplicados aos minérios não refratários são : concentração gravítica seguida de amalgamação do concentrado; concentração gravítica com amalgamação do concentrado, seguida de cianetação do rejeito; concentração gravítica com cianetação do concentrado, seguida de cianetação do rejeito; concentração gravítica com amalgamação do concentrado, seguida de flotação do rejeito com cianetação do concentrado de flotação; cianetação; flotação; flotação seguida de cianetação do concentrado; flotação seguida de cianetação do rejeito.

Concentração gravítica seguida de amalgamação do concentrado

Aplicável a minérios em que o ouro está numa granulometria adequada à utilização de concentração gravítica e amalgamação; com superfície não coberta de óxidos; associado a sulfetos não prejudiciais à amalgamação, ou a minérios nos quais a quantidade de ouro é muito pequena. Em todo e qualquer caso, o tratamento inicial é feito por concentração gravítica e o concentrado é enviado para a fusão ou apurado por amalgamação. Este esquema de tratamento é típico para ouro de aluvião e “free-milling”. Nos casos em que a superfície do ouro apresenta-se coberta de óxidos é usual uma atrição química para limpeza de superfície.

Concentração gravítica com amalgamação do concentrado, seguida de cianetação do rejeito

Aplicável a minérios limpos, contendo ouro numa faixa granulométrica muito extensa, apresentando uma parte fina demais para a amalgamação e outra parte grossa

demais para uma cianetação rápida. O tratamento inicial é feito por concentração gravítica, o concentrado é enviado para a fusão ou apurado por amalgamação e o rejeito da concentração gravítica, com ou sem remoagem, é cianetado. Este método é aplicável a minérios do tipo “free-milling”. A idéia básica deste método de tratamento é usar o baixo custo da separação gravítica do ouro grosseiro numa condição de remover a sobrecarga de minério alimentado na operação de cianetação.

Concentração gravítica com cianetação do concentrado, seguida de cianetação do rejeito

Aplicável a minérios com características semelhantes ao método descrito acima, com exceção da granulometria mais fina, adequada à cianetação, e o teor suficientemente baixo para tornar a fusão onerosa.

Concentração gravítica com amalgamação do concentrado, seguida de flotação do rejeito com cianetação do concentrado

Aplicável a minérios em que parte do ouro apresenta-se livre, em granulometria adequada à concentração gravítica, e o restante ainda pode ser liberado para a concentração por flotação, cujo concentrado é cianetado.

Cianetação

Aplicável a minérios limpos, com ouro finamente disseminado, teor de sulfetos relativamente baixo e a maior parte do ouro presente em minerais não sulfetados, ou a minérios muito finos para serem tratados por separação gravítica, ou ainda, que não são molhados pelo mercúrio. Na presença de pequena quantidade de cianicidas ou consumidores de oxigênio, pode ser precedida de pré-aeração com a finalidade de diminuir o consumo de reagentes (cianeto e cal).

Flotação

Aplicável a minérios com elevada quantidade de ouro associado à pirita ou em grande quantidade de sulfetos de metais básicos. A pirita ou os sulfetos de metais básicos são flotados e o concentrado segue direto para a metalurgia, onde é recuperado.

Flotação seguida de cianetação do concentrado

Aplicável a minérios com elevada quantidade de ouro associado à pirita. A pirita é flotada e o concentrado cianetado.

Flotação seguida de cianetação do rejeito

Aplicável a minérios com presença de sulfetos de metais básicos ocorrendo em quantidades variáveis e ouro associado aos minerais de ganga. Os sulfetos são flotados e o rejeito da flotação, cianetado. O concentrado da flotação é rejeito final ou concentrado de metais básicos, seguindo então para a metalurgia.

5.2 Métodos aplicados aos minérios refratários

Todos os métodos apresentados a seguir tratam-se de uma preparação para a cianetação, que como definido anteriormente teria uma recuperação menor que 80 % ou um consumo proibitivo de reagentes, caso não fosse precedida destes métodos. Todos os métodos aplicam-se, tanto para minérios como para concentrados. Os métodos aplicados aos minérios refratários são : pré-aeração, oxidação ácida sob pressão, oxidação não ácida sob pressão (neutra ou alcalina), cloração, bio-oxidação, ustulação e moagem em granulometria fina.

Pré-aeração

Aplicável a minérios com elementos reativos (consumidores de oxigênio), notadamente pirrotita. A pirrotita contida em minério ou em concentrado de minerais sulfetados é submetida a pré-aeração com ar ou oxigênio para sua oxidação, o que ocasiona queda sensível no consumo de cianeto e aumento na recuperação.

Oxidação sob pressão

Aplicável a minérios com ouro incluso em pirita, arsenopirita ou marcassita. Consiste em submeter uma polpa ácida, neutra ou ligeiramente básica à pressão e ambiente oxidante em autoclaves, onde oxigênio puro é injetado para oxidar os sulfetos presentes.

Cloração

Aplicável a minérios contendo materiais “preg robbing”, com presença de matéria carbonosa, que é oxidada. Os sulfetos são decompostos pelo contato direto com cloro gasoso.

Bio-oxidação

Aplicável a minérios com ouro incluso em pirita, arsenopirita ou marcassita. Bactérias efetuam a oxidação do íon sulfídrico a sulfato e do íon ferroso para férrico. O mecanismo de oxidação pode ser direto, pelo ataque das bactérias à superfície dos sulfetos, ou indireto, pelo ataque químico do sulfato férrico produzido por elas. A bio-oxidação normalmente é realizada em pilhas ou em tanques com agitação, e longos períodos de tempo.

Ustulação

Aplicável a quase todos os minérios refratários com exceção dos minérios com ouro incluso ou encapsulado no quartzo. Sua finalidade é decompor os teluretos, matriz carbonosa, pirita, arsenopirita ou marcassita, permitindo mais fácil acesso da solução de cianeto ao ouro contido no produto ustulado. Este método de tratamento está a cada dia menos utilizado, pelas restrições ambientais decorrentes da emissão de SO₂ para a atmosfera.

Moagem em granulometria fina

Aplicável a minérios com ouro incluso em carbono, pirita, arsenopirita, marcassita ou quartzo. O minério é moído finamente, em granulometria 100% abaixo de 400 # (0,038 mm), ou menor ainda, conforme o grau de inclusão, possibilitando o acesso da solução de cianeto ao ouro.

5.3 Métodos aplicados aos minérios oxidados

Os métodos mais aplicados aos minérios oxidados são : lixiviação em pilhas, lixiviação em montes e lixiviação em tanques sem agitação. Os fatores determinantes para a utilização de cada um dos três métodos são a permeabilidade, representada pela granulometria utilizada, e o teor.

Minérios com teores mais elevados e características adequadas podem ser tratados através de lixiviação em tanques com agitação, se não refratários, ou pelos métodos correspondentes, no caso dos refratários.

Lixiviação em pilhas (“heap leaching”)

Aplicável a minérios de teores entre 0,6 e 3,0 g / t, que usualmente são britados abaixo de 1”(25,4 mm), 3/4”(19,0 mm), 1/2”(12,7 mm) ou 3/8”(9,5 mm) (22). Entretanto, há casos em que pode ser utilizada em granulometria menor que 4”(101,6 mm).

Lixiviação em montes (“dump leaching”)

Refere-se ao tratamento de minérios marginais ou de baixo teor (0,2 a 0,6 g / t), vindo diretamente da mina e sem sofrer nenhum tipo de britagem, ou em rejeitos estocados.

Lixiviação em tanques sem agitação (“vat leaching”)

Aplicável para teores variáveis, desde rejeitos (0,5 a 1,0 g / t) a minérios de teores entre 5,0 e 8,0 g / t, que usualmente são britados abaixo de 1 1/2” (23).

5.4 Correlação entre tipo de minério e método de tratamento

As classificações dos tipos de minério de ouro e métodos de tratamento, respectivamente apresentadas nos capítulos 3 e 5.1 a 5.3, permitem correlacionar tipo de minério e método de tratamento.

A tabela 5.4.1 apresenta as possíveis correlações entre tipo de minério de ouro e método de tratamento, para as classificações propostas. Minérios com características peculiares podem não se enquadrar nestas correlações. Entretanto, o Autor acredita que a regra proposta se aplica para a maior parte dos casos.

A figura 5.4.1 apresenta , em diagrama de blocos, as possíveis combinações entre os diversos métodos de tratamento de minérios de ouro.

Tabela 5.4.1 : Correlação entre tipo de minério e método de tratamento

Método de Tratamento	Tipo de Minério											
	A	FM	S	SBMB	SAMB	TOI	ER	OI	LO	OCF	MPR	O
GA	X	X										
GAC		X										
GCC		X										
GAFC		X										
C		X										
F			X		X							
FCCc			X									
FCRr				X	X							
PA							X					
OP								X				
CLO											X	
BO								X				
U						X	X	X	X	X	X	
M								X				
LP												X
LM												X
LT												X

LEGENDA**Método de Tratamento**

GA : concentração gravítica seguida de amalgamação do concentrado

GAC : concentração gravítica com amalgamação do concentrado, seguida de cianetação do rejeito

GCC : concentração gravítica com cianetação do concentrado, seguida de cianetação do rejeito

GAFC : concentração gravítica com amalgamação do concentrado, seguida de flotação do rejeito com cianetação do concentrado

C : cianetação

F : flotação

FCCc : flotação seguida de cianetação do concentrado

FCRr : flotação seguida de cianetação do rejeito

PA : pré-aeração

OP : oxidação sob pressão

CLO : cloração

BO : bio-oxidação

U : ustulação

M : moagem em granulometria fina

LP : lixiviação em pilhas

LM : lixiviação em montes

LT : lixiviação em tanques sem agitação

Tipo de Minério

A : aluvião

FM : "free-milling"

S : sulfetados

SBMB : sulfetados com baixo teor de metais básicos

SAMB : sulfetados com alto teor de metais básicos

TOI : teluretos de ouro insolúveis

ER : elementos reativos

OI : ouro incluso ou encapsulado

LO : ligas de ouro com Sb ou Pb

OCF : ouro coberto com filmes

MPR : materiais "preg robbing"

O : oxidado

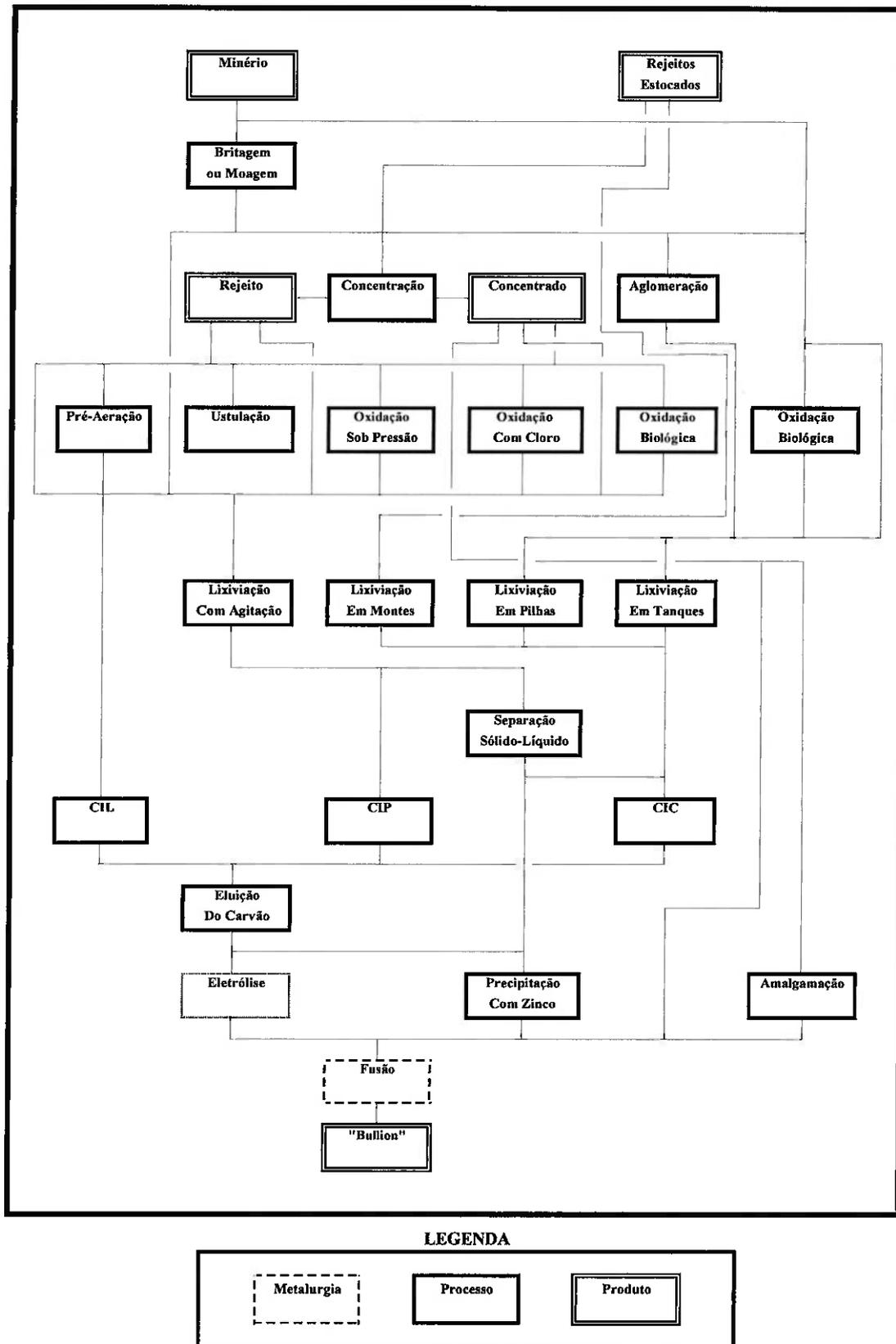


Figura 5.4.1 : Possíveis combinações entre os diversos métodos de tratamento de minérios de ouro

6. DESCRIÇÃO DOS PRINCIPAIS MÉTODOS DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS DE OURO

Este capítulo descreve os principais métodos de tratamento de minérios de ouro, mostrando-se seus princípios, equipamentos mais utilizados, variáveis de processo mais importantes, recuperações alcançadas e teores, sempre que disponíveis na literatura.

6.1 Concentração gravítica

A concentração gravítica baseia-se na separação de minerais por diferenças entre suas densidades. A densidade do ouro nativo varia de 15 a 19 g / cm³ (24), o que faz da concentração gravítica seu principal método de separação. Como é a alternativa de mais baixo custo operacional, é sempre a primeira opção do tratamentista.

Os equipamentos mais utilizados na concentração gravítica do ouro são as calhas, “vanners”, jígues, mesas planas, mesas vibratórias, espirais, o cone Reichert , os concentradores centrífugos (Knelson , Falcon, jigue centrífugo e “multi gravity separation”), os ciclones concentradores etc. (19, 25, 26).

A granulometria é a variável de processo mais importante na concentração gravítica. A tabela 6.1.1 mostra as faixas granulométricas utilizadas nos principais equipamentos de concentração gravítica de ouro (1). A tabela 6.1.2 mostra uma das classificações para as diversas granulometrias do ouro (26).

As recuperações metalúrgicas estão diretamente ligadas à faixa granulométrica, observando-se maiores recuperações nas frações mais grossas. A tabela 6.1.3 mostra as faixas de recuperação em função dos tamanhos das partículas de ouro (26).

Tabela 6.1.1 : Faixas granulométricas utilizadas nos principais equipamentos de concentração gravítica de ouro

EQUIPAMENTO	GRANULOMETRIA
JIGUE	100 # (0,15 mm) a 5,0 mm
ESPIRAL	200 # (0,074 mm) a 3,5 mm
MESA VIBRATÓRIA	270 # (0,053 mm) a 2,0 mm
CONES CONCENTRADORES	200 # (0,074 mm) a 3,0 mm
SEPARADORES CENTRÍFUGOS	0,005 mm a 2 mm
CICLONES CONCENTRADORES	270 # (0,053 mm) a 100 # (0,15 mm)

Fonte : HENLEY, K. J. (2).

Tabela 6.1.2 : Classificação do ouro por granulometria

CLASSIFICAÇÃO	GRANULOMETRIA (# Tyler)
OURO GROSSO	+ 28 # (+ 0,8 mm)
OURO MÉDIO	- 28 + 32 # (- 0,8 + 0,5 mm)
OURO FINO	- 32 + 150 # (- 0,5 + 0,10 mm)
OURO DIMINUTO	- 150 + 400 # (- 0,10 + 0,037 mm)
OURO DISPERSIVO	- 400 # (- 0,037 mm)

Fonte : WENQIAN, W., POLING, G. W. (26).

Tabela 6.1.3 : Recuperação de ouro na concentração gravítica em função da granulometria

% RECUPERAÇÃO	GRANULOMETRIA (# Tyler)
100	+ 28 # (+ 0,8 mm)
95 a 100	- 28 + 32 # (- 0,8 + 0,5 mm)
75 a 95	- 32 + 150 # (- 0,5 + 0,10 mm)
50 a 75	- 150 + 400 # (- 0,10 + 0,037 mm)
15 a 35	- 400 # (- 0,037 mm)

Fonte : WENQIAN, W., POLING, G. W. (26)

Os teores dos concentrados gravíticos apresentam variação bastante ampla, em função dos teores da alimentação e distribuição granulométrica do ouro. A relação de concentração oscila entre 20 e 250 e os concentrados apresentam teores de ouro desde 90 g / t até 5,0 kg / t (9).

6.2 Amalgamação

Amalgama é toda solução sólida ou composto intermetálico de metais e mercúrio. A amalgamação é um processo de concentração baseado na ligação preferencial do ouro ao mercúrio, quando as outras fases presentes são a água e o ar (27). Quando o ouro limpo entra em contato com o mercúrio ele é molhado, o mercúrio líquido liga-se à superfície do ouro e forma-se uma partícula revestida de amalgama e que tem propriedades superficiais iguais às do mercúrio. As partículas amalgamadas juntam-se formando uma massa cinzenta homogênea. Se esta massa for retortada, o mercúrio destila, deixando o ouro metálico na retorta.

O sistema Au-Hg tem uma série de compostos intermetálicos variando de $AuHg_2$ a Au_3Hg e uma solução sólida com 16,7 % de mercúrio. Os compostos mais usuais são $AuHg_2$, Au_2Hg e $AuHg$, todos fundindo a $100^\circ C$. No processo de amalgamação, inicialmente é formada a solução sólida e a seguir, os três compostos. O amálgama resultante é portanto uma mistura mecânica de compostos intermetálicos, partículas de ouro revestidas de amálgama e ouro intersticial.

O cobre também forma amálgama e compete com o ouro pelo mercúrio. Por isso sais solúveis de cobre prejudicam a amalgamação e precisam ser precipitados com cal, formando hidróxido de cobre. Sais húmicos de ferro, filmes de óxidos ou sulfetos na superfície do ouro impedem o seu contato com o mercúrio e precisam ser removidos, por abrasão, ou, uma nova superfície deve ser criada através de moagem.

A amalgamação é bastante sensível à mineralogia do minério, pois alguns minerais não amalgamam ou revestem a superfície do ouro com uma camada que a impede. Os minerais que não amalgamam são os sulfetos, teluretos e minerais de bismuto.

O mercúrio, depois de utilizado na amalgamação e recuperado por destilação retém sempre uma pequena quantidade de ouro dissolvida. Este mercúrio "carregado" é mais ativo na amalgamação que o mercúrio quimicamente puro.

Prata e platina não amalgamam com mercúrio puro mas são facilmente recuperadas com amálgama de sódio, que é líquida (28).

Os equipamentos utilizados para efetuar a amalgamação são os amalgamadores, que podem ser classificados em amalgamadores de placas, amalgamadores manuais e amalgamadores moedores. Os amalgamadores de placas podem ser estacionários ou oscilantes a uma pequena amplitude, sendo a grande maioria, estacionários. Os amalgamadores manuais podem ser do tipo "traps", "rifles" ou bateia. Os amalgamadores moedores podem ser do tipo barril amalgamador ou panela de amalgamação.

Os equipamentos mais extensamente utilizados na amalgamação são os amalgamadores de placas. Tratam-se de placas de cobre cobertas com uma camada de mercúrio, onde o amálgama de cobre formado tem propriedades superficiais análogas às do mercúrio, retendo o ouro na superfície. O processo consiste em fazer a polpa de minério fluir sobre a placa inclinada. As partículas de ouro, ao entrarem em contato com

o mercúrio, amalgamam-se e são capturadas na superfície da placa. Periodicamente, a alimentação é interrompida para que o amálgama seja raspado da placa sem, no entanto, descobrir a superfície do cobre. A placa recebe outra camada de mercúrio e a operação é reiniciada (5).

O tempo de amalgamação varia de 1,5 a 2,5 h e as perdas de mercúrio na amalgamação são menores que 1 % no processo por batelada, podendo chegar a 10 % no processo contínuo.

Após a destilação do amálgama, a esponja resultante contém entre 60 a 80 % de ouro e 1 % de mercúrio e o mercúrio destilado apresenta traços de ouro (27). A esponja segue para a fusão.

A recuperação de ouro através de amalgamadores varia de 60 a 97 % dependendo bastante das características do minério (6).

6.3 Flotação

A flotação é um processo de concentração baseado na diferença entre as propriedades superficiais dos minerais constituintes de um minério. Neste método, as partículas minerais são dispersas em água, onde adicionam-se reagentes adequados. Através desta polpa passam bolhas de ar, dando oportunidade a que determinadas partículas fiquem aderidas a elas e sejam arrastadas para a superfície, sendo aí recolhidas sob a forma de uma espuma. A flotação consiste em tornar repelentes ao ar (“hidrófobas”) as superfícies de certas espécies minerais, enquanto as superfícies das outras espécies continuam molháveis (“hidrófilas”). Os minerais que apresentam a superfície hidrófoba se fixam às bolhas de ar. Por outro lado, os minerais que apresentam a superfície hidrófila permanecem na polpa. Isto resulta num transporte seletivo de minerais, pelas bolhas de ar, até a superfície da polpa, onde as bolhas mineralizadas se aglomeram formando uma espuma (29).

Para os minérios de ouro, a flotação foi usada inicialmente para a concentração de sulfetos, principalmente pirita e arsenopirita, evoluindo posteriormente para a flotação de ouro fino, seja de aluvião ou de rocha, flotação de ouro muito fino para minérios de baixo teor , do tipo “free-milling”, ou refratário à cianetação (13, 26).

As máquinas de flotação mais utilizadas ainda são as mecânicas, mas a partir da década de 80 a flotação em coluna passou a ser usada com sucesso. A mais recente

inovação é a chamada “flash flotation”, posicionada na descarga do “underflow” do ciclone de classificação no circuito de moagem. Trata-se de uma flotação de partículas finas em um período muito curto, com o objetivo de retirá-las do circuito de moagem tão logo estejam liberadas.

O sistema de reagentes usualmente empregado para a flotação de sulfetos portadores de ouro é mostrado na tabela 6.3.1, assim como para a flotação de ouro fino.

Tabela 6.3.1 : Sistema de reagentes utilizado para a flotação de sulfetos portadores de ouro ou para a flotação de ouro muito fino

REAGENTE	SULFETOS	OURO FINO
COLETOR	Xantato	Xantato ou Desnecessário
DEPRESSOR	Na_2SiO_3	Desnecessário
ESPUMANTE	Óleo de Pinho ou Cresol	Óleo de Pinho
ATIVADOR	CuSO_4	Desnecessário
COLET. AUX.	Aerofloat ou Desnecessário	Desnecessário

Existem duas faixas de variação de pH para a flotação de sulfetos portadores de ouro, de 3 a 4 e de 10 a 11,5. A primeira faixa é empregada quando os níveis de pirofilita ($\text{HA}(\text{SiO}_3)_2$) no minério se situam entre 5 e 20 %, porque em pH baixo a flotabilidade deste mineral é reduzida. A segunda faixa de pH é a mais freqüentemente utilizada (9).

A granulometria utilizada na flotação de sulfetos portadores de ouro depende do grau de liberação dos sulfetos, variando de $100\% < 65 \#$ (0,20 mm) a $100\% < 400 \#$ (0,037 mm). A flotação de ouro fino usualmente é conduzida em granulometria abaixo de $65 \#$ (0,20 mm) e preferencialmente $< 100 \#$ (0,15 mm). Em valores próximos a $48 \#$ (0,30 mm) a recuperação chega a cair para 40 %, devido à dificuldade das bolhas arrastarem partículas de ouro nesta granulometria.

Os teores de ouro nos concentrados de flotação apresentam ampla faixa de variação, de 10 a 550 g / t, assim como a relação de concentração, de 5 a 45. A usina de Morro do ouro, da RTZ, no Brasil, constitui-se numa exceção. O teor da alimentação da

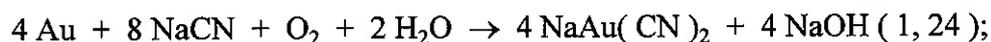
flotação é de 0,6 g / t e o teor do concentrado chega a 600 g / t, apresentando portanto uma relação de concentração igual a 1.000.

As recuperações sempre apresentam valores superiores a 85 %, atingindo-se valores próximos a 100 % em muitos casos (6, 26, 30, 31).

6.4 Cianetação

O processo de cianetação é caracterizado por duas operações distintas :

- lixiviação ou solubilização do ouro através da reação :



- recuperação do ouro da solução.

A operação de lixiviação pode ser executada em :

- tanques com agitação (“agitation leaching”);
- tanques sem agitação (“vat leaching”);
- pilhas (“heap leaching”);
- montes (“dump leaching”).

A operação de recuperação do ouro da solução pode ser realizada da seguinte forma :

- cementação ou precipitação com zinco (“Merrill Crowe”);
- adsorção em carvão ativado (CIC ou “carbon in column”, CIP ou “carbon in pulp” e CIL ou “carbon in leaching”) seguida de dessorção do ouro do carvão ativado e eletrólise;
- adsorção em carvão ativado seguida de dessorção do ouro do carvão ativado e precipitação com zinco;
- adsorção em resinas (RIP ou “resin in pulp”) seguida de dessorção do ouro da resina e eletrólise (32, 33, 34).

6.4.1 Lixiviação em tanques com agitação

Processo empregado para minério ou concentrado (denominado lixiviação intensiva), nos minérios não refratários, e após um pré-tratamento especial, no caso dos minérios refratários. É o processo de lixiviação mais utilizado, sendo responsável pela produção de ouro nas dez maiores minas do mundo.

De uma maneira geral, o minério ou concentrado, moído em granulometria adequada, é agitado em soluções diluídas de cianeto, durante períodos que variam entre 6 e 72 h. Tamanhos acima de 150 # (0,15 mm) requerem tempos de lixiviação acima de 44 h e tamanhos próximos a 325 # (0,044 mm) necessitam aproximadamente de 13 h para a dissolução do ouro. Uma condição usual na cianetação em tanques é a granulometria apresentar-se próxima a 80 % < 200 # (0,074 mm) e a percentagem de sólidos da polpa variar entre 30 e 60 %.

A concentração e o consumo de cianeto são bastante variáveis, oscilando de 0,02 a 0,25 % e 400 a 1.000 g / t, respectivamente. O pH da solução é mantido entre 10,2 e 11,2; acima de 12 a reação se realiza muito lentamente e, em faixas de pH próximas a 7, existe uma incidência maior de decomposição do cianeto a gás cianídrico, ocasionando risco de vida e perdas por hidrólise. O controle de pH é realizado, em geral, pela adição de leite de cal à polpa a ser cianetada, em concentrações variando entre 0,02 a 0,03 % de CaO, correspondendo a consumos de 225 a 1.000 g / t ou eventualmente maiores.

A oxidação é essencial para a dissolução do ouro em soluções de cianeto. O ar atmosférico é o agente oxidante mais comumente empregado na cianetação, devendo a concentração de O₂ disponível em solução apresentar valores próximos a 8 ppm (35).

A solução proveniente da lixiviação em tanques apresenta-se com concentração de ouro variando de 2 a 15 mg / l (34).

6.4.2 Lixiviação em tanques sem agitação (35)

Existem poucas usinas que utilizam este processo e a maioria se encontra na Austrália.

Basicamente, a lixiviação em tanques sem agitação consiste em alimentar um tanque com o minério a ser tratado e, em seguida, preenchê-lo com solução de cianeto. O minério a ser lixiviado foi previamente misturado com cal, de maneira uniforme, permitindo um pH médio constante, após a introdução da solução lixiviante. As características do minério são um pouco mais flexíveis, permitindo uma quantidade maior de finos e de argila. Um exemplo típico para a granulometria de alimentação de tanques seria um material com 60 % < 1 mm e 40 % < 0,4 mm.

O tanque de lixiviação pode ser preparado de diversas formas. Normalmente o terreno é compactado, seguindo-se a colocação de camadas de argila compactada

cobertas com um lençol de borracha. Primeiramente são construídas três das paredes do tanque. A alimentação é então realizada por pás carregadeiras ou transportadores de correia e, ao final, constrói-se a última parede do tanque. É importante que a superfície do minério seja nivelada, de forma a impedir a formação de ilhas de material. Um sistema de coleta de solução por dutos de PVC, situados no fundo do tanque, encaminha a mesma para os tanques de solução rica. Outro sistema, colocado na superfície do tanque, permite a distribuição homogênea da solução, visando minimizar a formação de canais preferenciais no minério. Uma camada de 8 a 10 cm de líquido deve ser mantida na superfície do material e os fluxos de entrada e saída da solução lixiviante devem ser ajustados de forma a permitir a manutenção da camada líquida desejada.

Normalmente, o ciclo de lixiviação é da ordem de 4 a 6 dias, a solução rica possui um teor de ouro equivalente a cerca de 3 vezes a alimentação do processo, de 1,5 a 25 mg / l, e as recuperações alcançadas situam-se próximas a 80 %.

6.4.3 Lixiviação em pilhas

O minério é britado e empilhado numa superfície impermeável, onde uma solução diluída de cianeto de sódio, em concentração entre 0,05 a 1,0 % (36) é aspergida no topo da pilha. A percolação da solução de cianeto através da pilha dissolve o ouro disseminado no minério. A solução rica em ouro, com valor médio de aproximadamente 1,5 mg / l (37), é coletada na base da pilha, drenada para um reservatório através de canaletas e daí segue para a recuperação de ouro (CIC ou precipitação com zinco). A solução estéril, remanescente do processo de recuperação do ouro, é recirculada na pilha até que a concentração de ouro na solução rica apresente valores entre 0,2 a 0,4 mg / l (37). Em seguida, a pilha é lavada, neutralizada com solução de cal ou soda, e removida para local de deposição, encerrando-se o ciclo de lixiviação, que dura entre 30 e 150 dias (38).

A figura 6.4.3.1 apresenta o fluxograma do processo, em diagrama de blocos.

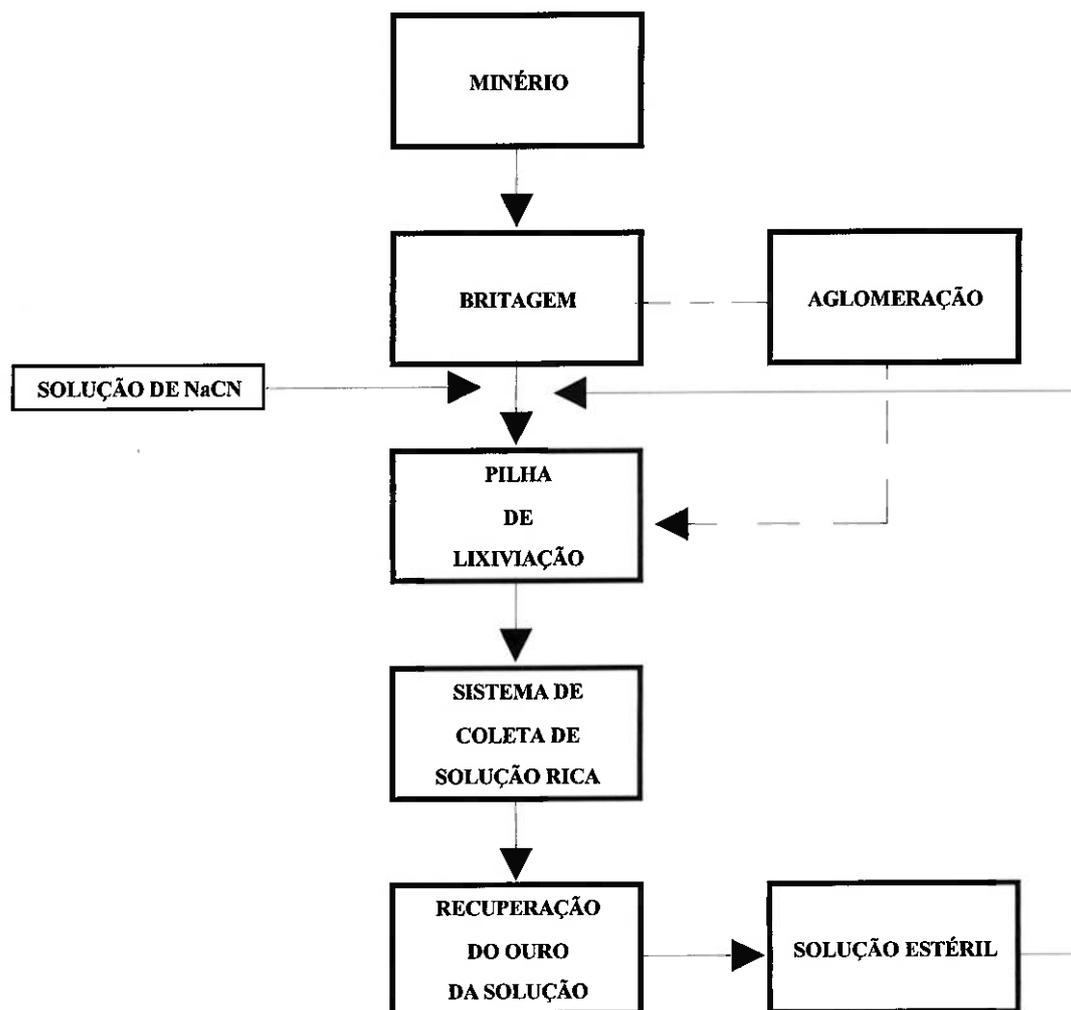


Figura 6.4.3.1 : Lixiviação em pilhas

A cominuição destina-se a promover um melhor contato entre minério e solução lixivante e o mais comum é britar o material abaixo de 1" (25,4 mm), podendo chegar até a 3/8" (9,5 mm), conforme as características do minério. Entretanto, há casos em que o minério naturalmente apresenta grande quantidade de finos e permeabilidade suficiente, sendo a britagem efetuada abaixo de 4" (101,6 mm).

Alguns requisitos práticos precisam ser preenchidos para que o minério possa ser tratado por lixiviação em pilhas, e é justamente a não consideração destes fatos que pode determinar o fracasso da operação. O minério a ser lixiviado deve apresentar as seguintes características :

- partículas de ouro em granulometria menor que 200 # (0,074 mm) ;
- presença mínima de agentes cianídeos ;
- existência de porosidade ;

- baixo conteúdo de argilas, de forma a permitir boa permeabilidade das soluções lixiviantes ;
- quantidade limitada de finos após a britagem.

A construção da pilha para lixiviação engloba as etapas de confecção do pátio e empilhamento.

O pátio deve ser impermeável, de forma a permitir a coleta da solução lixivante após percolar o minério, evitando-se perda de ouro, com possível contaminação do lençol freático. Diversos materiais são utilizados na construção do pátio, destacando-se : leitos de argila bentonítica compactada (Tuscarora); leito compacto de argila misturada com rejeitos de moagem (Cortez); asfalto (Smoky Valley) e manta de borracha (Fazenda Brasileiro e Igarapé Bahia). O pátio deve ainda apresentar um declive mínimo de 2,0 %, permitindo desta forma o escoamento da solução para as canaletas de coleta.

O empilhamento é uma etapa decisiva no empreendimento. Quando o minério possui características que o indicam para a lixiviação em pilhas, só não serão obtidos bons resultados se o empilhamento for realizado de forma incorreta (35).

A altura da pilha varia de 4 a 6 m, podendo excepcionalmente chegar a 12 m para minérios que apresentam alta permeabilidade e 2 m para minérios com baixa permeabilidade. Em 1986, nos Estados Unidos, 50 % das pilhas eram de 50.000 t ou menos; 17 % de 50.000 a 100.000 t ; 16 % de 100.000 a 300.000 t e 17 % maiores que 300.000 t (39). O maior tamanho de pilha em operação encontra-se no estado de Nevada, nos Estados Unidos, com dimensões de 1.460 m x 91 m x 12 m e capacidade de 1.200.000 t de minério (40).

No empilhamento podem ser utilizados transportadores de correia ou caminhões e pás carregadeiras. O mais usual é se fazer o empilhamento através de empilhadeiras móveis (35, 39, 40).

A distribuição da solução lixivante é efetuada por aspersão através de tubos de PVC, localizados no topo da pilha.

A velocidade de percolação da solução lixivante varia entre 8 e 12 l / h / m², apresentando um valor médio de aproximadamente 10 l / h / m². Excepcionalmente, pode alcançar 24 l / h / m².

A alcalinidade da solução é obtida com soda cáustica ou cal, sendo a primeira mais indicada, pois diminui os problemas de carbonatação no interior dos dutos transportadores de solução. Quando a solução de cal é empregada é comum o uso de aditivos anti-incrustantes (anidrido maleico) para evitar entupimentos (35).

Um método empregado para o aumento da permeabilidade da pilha é a aglomeração do minério utilizando-se cal, cimento ou mistura de ambos. O objetivo da aglomeração é produzir poros, que deverão permanecer estáveis após manuseio e empilhamento. A aglomeração é efetuada em aglomeradores, que podem ser de correia, de tambor ou de disco. A quantidade de aglomerante, a umidade do minério e o tempo de cura são os principais parâmetros da aglomeração.

Os aglomeradores de correia utilizam-se dos próprios transportadores que formam a pilha para obter o rolamento e compactação necessários. Estes transportadores têm uma inclinação suficiente para promover o rolamento das partículas e transferências necessárias (em número de três ou quatro) para efetuar a compactação das partículas. São indicados para minérios contendo partículas muito finas após britagem.

Os aglomeradores de tambor produzem aglomerados com ampla faixa de tamanho e bastante resistentes. Quanto maior o tempo de residência maior será o tamanho e a resistência do aglomerado.

Os aglomeradores de disco são semelhantes aos discos de pelotização e operam com as seguintes variáveis : ângulo do disco; velocidade do disco; ponto de alimentação do minério e localização / quantidade do spray de água. Se a água é espraçada sobre um grande aglomerado, este tende a aumentar. Se a alimentação e o spray de água localizam-se próximos ao material fino, o tamanho do aglomerado tenderá a diminuir, mas haverá um aumento da quantidade de pelotas.

A escolha do tipo de aglomerador a ser utilizado dependerá de um estudo econômico entre recuperações alcançadas e custo do equipamento. Para uma mesma capacidade o aglomerador de tambor custa aproximadamente 2,5 vezes mais que um aglomerador de correia e 10 % menos que um aglomerador de disco.

O consumo de aglomerantes normalmente situa-se entre 2,5 e 5,0 kg / t, mas excepcionalmente pode atingir 16,0 kg / t.

A umidade apresenta valores que vão de 8,0 a 16,0 %, apresentando um valor médio de aproximadamente 12 %.

O tempo de cura é o tempo necessário para formar um aglomerado com os aditivos químicos e o minério, variando entre 8 e 96 h , apresentando um valor médio de aproximadamente 72 h.

As recuperações obtidas com a lixiviação em pilhas são bastante variáveis, indo desde valores próximos a 60 % até superiores a 90 % (40).

6.4.4 Lixiviação em montes

Processo empregado mais freqüentemente para rejeitos estocados e para minérios oxidados, com teores variando entre 0,2 e 0,6 g / t. Refere-se ao tratamento do minério que vem do depósito de rejeito ou direto da mina, sem a utilização de superfícies preparadas para o assentamento do material.

O teor da solução rica varia de 0,5 a 1,5 mg / l e as recuperações oscilam entre 40 e 60 % (35, 41).

6.4.5 Precipitação com zinco

Processo de recuperação do ouro contido em solução rica de ouro proveniente de qualquer processo de cianetação, indicado para minérios com altas relações prata e ouro (desde 5:1 até 20:1), ou altas concentrações de mercúrio na solução rica. A precipitação com zinco divide-se em 6 operações : clarificação, adição de nitrato de chumbo, de-aeração, precipitação do ouro através de adição de pó de zinco, filtragem e lavagem (35, 42).

A figura 6.4.5.1 apresenta o fluxograma do processo, em diagrama de blocos.

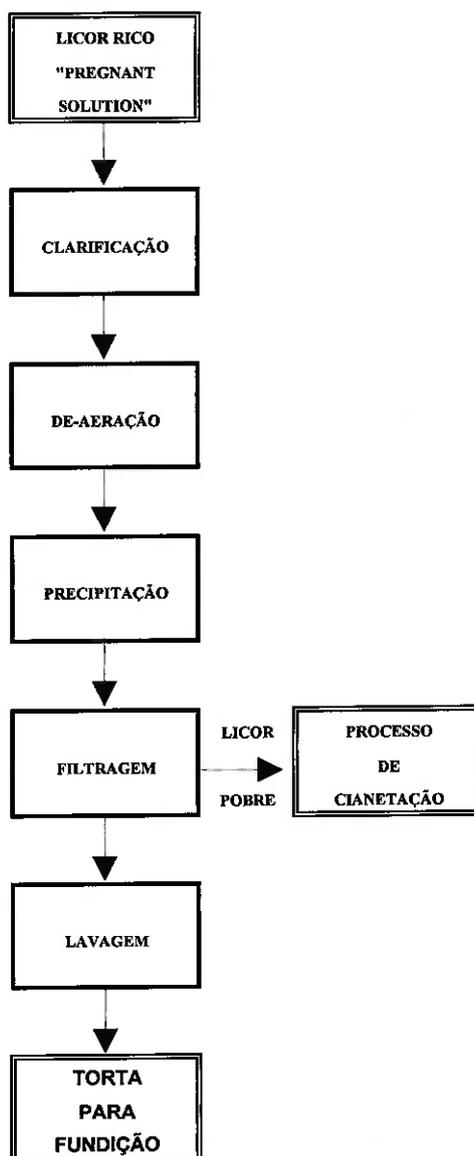
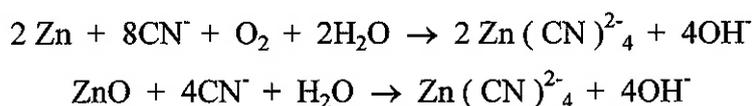


Figura 6.4.5.1 : Precipitação com zinco

A clarificação é necessária porque a presença de sólidos e colóides em suspensão inibe a precipitação do ouro, devido à possibilidade de ocorrer passivação da superfície do zinco. Para precipitação eficiente é necessário que a solução clarificada apresente sólidos em suspensão inferiores a 3 ppm (42). Usualmente a clarificação consiste de espessamento e filtragem da polpa proveniente de lixiviação em tanques. O espessamento é realizado em espessadores convencionais e para a filtragem utilizam-se filtros horizontais, a disco, de tambor ou prensa, conforme as características da polpa a ser filtrada.

A adição de nitrato de chumbo tem o objetivo de aumentar a área específica das partículas de zinco, evitando-se a passivação delas (35). O consumo de nitrato de chumbo varia de 0,18 a 0,24 g / m³ de solução clarificada (32).

A de-aeração é necessária porque a presença de oxigênio na solução é duplamente prejudicial ao processo : promove a formação de óxidos de zinco hidratados que recobrem a superfície do metal, dificultando o contato com a solução de ouro; possibilita a reação de redissolução do ouro precipitado, pois a solução apresenta íons de cianeto livres. A concentração de oxigênio livre na solução deve ser da ordem de 0,5 mg / l e a concentração de cianeto livre deve ser de aproximadamente 0,2 g / l (35). As equações abaixo (42) ilustram o que foi exposto.



A adição de pó de zinco, com alta pureza (> 99 %) e granulometria < 325 # (0,044 mm), é efetuada na solução de-aerada em quantidade aproximada de 4 g Zn / g Au. O pó de zinco deve ser emulsificado na solução de-aerada durante aproximadamente 20 min, tomando-se o cuidado para não promover dissolução do ar (42). A seguinte reação representa a precipitação do ouro :



O ouro proveniente da precipitação é filtrado, usualmente em filtros prensa, lavado em solução de ácido sulfúrico ou sulfato ácido nítrico e enviado para a fusão. O objetivo da lavagem é a retirada de impurezas presentes na superfície do ouro, inclusive zinco. A eficiência da precipitação com zinco é da ordem de 99,9 % para soluções com 10 mg / l de ouro. O teor de ouro encaminhado para a fusão apresenta valores que variam entre 20 e 50 % (32, 35).

6.4.6 Carvão ativado

Processo de recuperação do ouro contido em solução rica de ouro proveniente de qualquer processo de cianetação. O processo de carvão ativado é constituído de 3

etapas: adsorção do ouro ou carregamento, eluição ou dessorção para uma solução concentrada e regeneração ou reativação do carvão (35). A solução eluída segue para a eletrorecuperação ou precipitação com zinco.

Adsorção

A adsorção consiste na contactação de carvão ativado com solução rica em ouro proveniente de etapa anterior de cianetação. Esta contactação propicia a “concentração” de íons $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ na superfície porosa do carvão. Atingida a capacidade de carregamento do carvão ativado, em geral de 2 a 40 kg / Au / t carvão, este é separado da solução ou polpa, e submetido à dessorção (32, 35, 42).

Os fatores que afetam a adsorção do carvão são : tipo de carvão, tamanho das partículas de carvão, eficiência da mistura de carvão, percentagem de sólidos, temperatura, concentração de ouro na solução, concentração de cianeto, pH da solução, força iônica, concentração de outros metais, oxigênio dissolvido, contaminação no carvão e adsorção de outros metais.

Os carvões ativados podem ser obtidos de madeira, casca de noz, casca de coco, carvão vegetal e coque de petróleo. Entretanto, a utilização se concentra no carvão ativado proveniente da casca de coco, por sua maior resistência à abrasão e alto poder de adsorção (35, 43).

Carvão extrudado tem apresentado maiores capacidades de carregamento e cinética de adsorção que os carvões de casca de coco e já é utilizado com sucesso em poucas usinas nos Estados Unidos. Entretanto, possui grande desvantagem em relação ao carvão de casca de coco, devido ao seu alto custo (38).

A capacidade de carregamento independe do tamanho da partícula e a cinética de adsorção aumenta com a diminuição do tamanho da partícula de carvão. Na prática, os fatores que determinam a escolha do tamanho das partículas de carvão são a eficiência de peneiramento, as perdas por atrição e velocidade de fluidização.

A operação de peneiramento do carvão torna-se incrivelmente difícil em tamanhos menores que 0,6 mm.

Finos de carvão são mais susceptíveis a perdas por atrição devido à sua alta relação entre área específica e massa, o que em geral faz com que as usinas operem com carvão um pouco mais grosso.

Carvões finos possuem velocidade de fluidização mais baixa do que carvões mais grossos, o que afeta o projeto dos equipamentos de processo (44).

A tabela 6.4.6.1 apresenta as principais características do carvão ativado adequado ao emprego em adsorção de ouro.

Tabela 6.4.6.1 : Principais características do carvão ativado

PROPRIEDADES FÍSICAS	FAIXA PERMITIDA	UNIDADE
densidade real	0,80 a 0,85	g / cm ³
densidade aparente	0,48 a 0,54	g / cm ³
volume de poros	0,70 a 0,80	cm ³ / g
índice de dureza ASTM	97 a 99	%
índice de dureza AWWA	mínimo de 94	%
faixa granulométrica	1 a 3,5	mm
área específica	1.050 a 1.200	m ² / g
PROPRIEDADES QUÍMICAS	FAIXA PERMITIDA	UNIDADE
teor de cinzas	2 a 3	%
teor de umidade	1 a 3	%
índice de iodo	1.000 a 1.150	mg / g
índice de benzeno	36 a 40	%
índice de TiCl ₄	60 a 70	%
capacidade de carregamento	mínimo de 5.000	g Au / t
cinética de adsorção	10 a 100	g Au / h / t

Fonte : Hidrometalurgia do ouro (42) e Marsden, J., House Iain (44)

A capacidade de carregamento do carvão varia com as concentrações de cátions e ânions, em solução, conforme indicado abaixo :

- Cátions : $\text{Ca}^{2+} > \text{Mg}^{2+} > \text{H}^+ > \text{Li}^+ > \text{Na}^+ > \text{K}^+$;
- Ânions : $\text{CN}^- > \text{S}^{2-} > \text{SCN}^- > \text{S}_2\text{O}_3^{2-} > \text{OH}^- > \text{Cl}^- > \text{NO}_3^-$.

Outros metais também adsorvem na superfície do carvão na seguinte ordem decrescente de preferência : Au, Hg, Ag, Cu, Zn, Ni e Fe.

Os circuitos de adsorção nos quais carvão ativado é empregado como adsorvente, podem ser classificados em :

- “Carbon in Column” (CIC), que consiste na contactação de uma solução clarificada, geralmente oriunda de etapa anterior de lixiviação em pilhas, com partículas de carvão

dispostas na forma de um leito, numa coluna. O leito formado pode ser fixo ou pulsante e os fluxos de carvão e polpa apresentam-se em regime co-corrente ou contra-corrente;

- “Carbon in Pulp” (CIP), no qual a polpa proveniente da cianetação em tanques sob agitação, é colocada em contato com partículas de carvão ativado, sendo os fluxos de carvão e polpa em regime contra-corrente;

- “Carbon in Leach” (CIL), onde as operações de cianetação e adsorção são realizadas em conjunto, sendo utilizado quando ocorre a presença de material carbonáceo capaz de adsorver parte do ouro solubilizado (43, 45).

No processo CIC normalmente utilizam-se 5 colunas e o fluxo de solução percola a coluna de baixo para cima em taxas que variam de 600 a 1.000 l / min /m². A recuperação do processo normalmente está acima dos 97 %.

No processo CIP a separação polpa / carvão é realizada através de peneiras, geralmente de 20 # (0,8 mm) colocadas entre os tanques. As peneiras devem ser, de preferência, do tipo periférico aos tanques, e fixas, para evitar a geração de finos. O tempo de retenção por tanque gira em torno de 1 h , e utilizam-se 4 a 5 estágios de adsorção, podendo chegar a 7.

No processo CIL a perda de ouro nos finos de carvão gerados é maior que nos processos CIC e CIP, em função das condições mais enérgicas de impacto e atrito entre as partículas nos reatores (32, 35).

O tempo de residência em cada tanque varia de 20 a 60 min, sendo mais utilizado o tempo de 30 min (32).

Eluição

A eluição consiste em inverter o processo de adsorção para retirar o ouro adsorvido no carvão, utilizando-se de soluções quentes e coluna de dessorção. Em função da necessidade de reverter o processo de adsorção, as condições de operação devem ser opostas àquelas estipuladas no item anterior. Desta maneira, temperaturas elevadas, pH (entre 12 e 13) e altas concentrações de cianeto favorecem a dessorção (35).

O mais comum é utilizar-se apenas uma coluna de dessorção, mas em alguns casos a dessorção é realizada em várias colunas operadas em contra-corrente.

A coluna de dessorção proporciona contato entre a solução rica quente e o carvão ativado carregado, em condições para a retirada dos metais adsorvidos no carvão. A coluna é isolada para reduzir a perda de calor.

Normalmente o carvão é introduzido na coluna por bombeamento. O sistema é selado e o carvão eluído. O carvão é então descarregado da coluna e retornado ao circuito de adsorção.

Para um contato mais eficiente entre solução de adsorção e carvão, a relação entre a altura e o diâmetro da coluna varia de 3 a 6.

Todos os métodos de eluição utilizam soluções de cianeto de sódio, em concentrações elevadas de hidróxido de sódio e pH entre 12 e 13. Diferenciam-se quanto à temperatura, pressão ou presença de aditivos que influenciam a cinética de dessorção. A solução após a eluição possui de 50 a 20.000 mg / l de ouro.

Os processos de eluição conhecidos são : eluição à pressão atmosférica com cianeto e soda cáustica (Zadra); eluição sob pressão com cianeto e soda cáustica (Zadra sob pressão); eluição com água deionizada e impregnada de cianeto (AARL) e eluição alcoólica.

A eluição Zadra consiste em utilizar uma solução contendo aproximadamente 1 % de hidróxido de sódio e 0,1 % de cianeto de sódio, em temperatura de 95°C e vazão de 2 (bv / h)¹. O processo leva de 48 a 72 h para eluir o carvão carregado até um carregamento residual menor que 100 g Au / t carvão. As colunas podem ser fabricadas em chapas leves de aço.

A eluição Zadra sob pressão trabalha com temperatura entre 130 e 150°C e pressão entre 4 e 5 atm reduzindo o tempo de eluição para 8 a 14 h. As colunas devem ser de aço inoxidável.

A eluição AARL consiste inicialmente em lavar o carvão carregado com ácido diluído. Em seguida faz-se outra lavagem com água e mergulha-se o carvão lavado numa solução contendo 3 % de cianeto de sódio e 1 % de hidróxido de sódio, por 30 min. O carvão é eluído com 2 (bv / h) de água deionizada em temperatura de 110 a 130°C e pressão de 2 a 4 atm. A eluição se completa entre 8 e 14 h.

1 : 1 b v / h equivale à vazão de 1 volume de leito de carvão por hora.

As colunas de eluição podem ser de borracha butílica caso a temperatura máxima de eluição seja de 113°C. Em alguns casos especiais as colunas devem ser de Hastelloy para permitir operações próximas a 130°C.

A eluição alcoólica consiste na utilização de álcoois, glicóis ou misturas entre ambos, como auxiliares da eluição à pressão atmosférica (78°C).

Sistemas operando com 20 % de um álcool adequado (etanol ou metanol) podem reduzir o tempo da eluição Zadra para 12 a 16 h. Alternativamente, glicóis (etileno ou propileno glicol) em proporção de 20 a 25 % podem reduzir os tempos de eluição para 24 a 36 h (44).

A tabela 6.4.6.2 apresenta as características dos diversos processos de eluição.

Tabela 6.4.6.2 : Características dos diversos processos de eluição

Processo de Eluição	Vantagens	Desvantagens
Zadra	1 - O sistema pode tolerar água de má qualidade (grande quantidade de sólido dissolvido ou altas concentrações de íons Ca e Mg) 2 - A temperatura do sistema de eluição se mantém constante 3 - O consumo de eluente é pequeno	1 - O tempo de eluição é muito grande 2- As impurezas que se acumulam durante a eluição são recirculadas e prejudicam a eletrólise
Zadra sob Pressão	1 - O tempo de eluição é pequeno 2 - O sistema pode tolerar água de má qualidade (grande quantidade de sólido dissolvido ou altas concentrações de íons Ca e Mg) 3 - A temperatura do sistema de eluição se mantém constante 4 - O consumo de eluente é pequeno	1 - A pressão de eluição é elevada 2- As impurezas que se acumulam durante a eluição são recirculadas e prejudicam a eletrólise
AARL	1 - O sistema operacional é bastante flexível 2 - O processo de eluição apresenta menores perdas de carvão no forno de regeneração 3 - O sistema não requer alta pressão de eluição	1 - O sistema requer água de boa qualidade (sólidos < 1.500 ppm e Ca + Mg < 100 ppm) 2 - A quantidade de eletrólito gerado para a eletrólise chega a ser cinco vezes maior que no processo Zadra sob Pressão
Alcoólica	1 - O tempo de eluição é relativamente pequeno 2 - Grande concentração de ouro na solução	

Fonte : Adaptado de Marsden, J., House Iain (44) e Van Zyl, D. J. A. (46)

A tabela 6.4.6.3 apresenta as condições dos diversos processos de eluição.

Tabela 6.4.6.3 : Condições dos diversos processos de eluição

Processo de Eluição	Composição da Solução	Temperatura da Solução °C	Pressão atm	Tempo h
Zadra	1 % NaOH 0,1 % NaCN	95	1	48 a 72
Zadra sob Pressão	1 % Na OH 0,1 % NaCN	130 a 150	4 a 5	8 a 14
AARL	1 % NaOH 3 % NaCN	110 a 130	2 a 4	8 a 14
Alcoólica	0,1 % NaCN 20 % Etanol	78	1	12 a 16

Fonte : Marsden, J., House Iain (44) e Van Zyl, D. J. A. (46)

Regeneração do carvão

O processo de regeneração do carvão consiste em recuperar as propriedades que o carvão ativado possuía antes da etapa de adsorção, objetivando sua reutilização. Constitui-se das etapas de lavagem ácida e regeneração térmica.

A melhor seqüência para a dessorção e regeneração térmica é questão controvertida e as seguintes opções são possíveis :

- lavagem ácida / dessorção / reativação térmica;
- dessorção / lavagem ácida / reativação térmica;
- dessorção / reativação térmica / lavagem ácida.

Na primeira opção, as espécies inorgânicas indesejáveis são removidas antes da dessorção (e reativação térmica), o que pode aumentar a eficiência da dessorção dos metais preciosos e diminuir o tamanho da unidade de dessorção. A solução eluída possui menor quantidade de cálcio e outros metais, propiciando benefícios para a etapa posterior de recuperação do ouro (eletrólise ou precipitação com zinco).

A segunda opção evita possíveis efeitos de corrosão na etapa de dessorção devido a íons cloreto introduzidos durante a lavagem ácida. Por outro lado o problema da corrosão pode manifestar-se na etapa de regeneração.

Finalmente, a terceira opção previne uma possível corrosão na coluna de adsorção e na etapa de regeneração, mas perde os benefícios oriundos da lavagem ácida antes da dessorção ou regeneração térmica (44).

Após a etapa de dessorção, a superfície do carvão apresenta sítios ocupados por carbonatos e materiais orgânicos, o que reduz a capacidade de adsorção do carvão. Estes compostos devem ser removidos antes que o carvão seja reciclado para a etapa de adsorção do ouro. Com esse objetivo realiza-se a lavagem ácida, que pode ser numa das seqüências citadas anteriormente ou nas condições descritas a seguir (dessorção / lavagem ácida / reativação térmica).

O carvão é colocado numa coluna e submetido a lavagem com água, para retirada do excesso de cianeto de sódio. A solução resultante da lavagem é transferida para uma outra coluna, onde é neutralizada e descartada. Posteriormente, uma percolação de ácido nítrico a quente ou de ácido clorídrico, é efetuada pelo leito do carvão.

Essas soluções são capazes de dessorver os carbonatos e materiais orgânicos que se encontram adsorvidos nos sítios preferenciais de carvão, de tal forma que fiquem livres para nova adsorção. Antes disso, no entanto, o carvão deve sofrer neutralização de sua superfície, o que requer nova lavagem com água e / ou passagem de solução de soda cáustica através do leito de carvão.

A regeneração térmica é realizada em fornos rotativos, com aquecimento indireto, possibilitando o desbloqueio de centros ativos, através de reações de superfície entre o vapor d'água superaquecido e os grupos ligados do carvão. Para tanto, o carvão neutralizado é submetido a aquecimento gradual até a temperatura de regeneração (650 ° C), mantido nessa temperatura por aproximadamente 30 min, em atmosfera de vapor d'água, e resfriado. Inicialmente, o resfriamento é feito lentamente, no próprio forno, até 200-300 ° C. Em seguida, o carvão é descarregado num tanque com água e resfriado rapidamente até temperatura ambiente.

O mecanismo do processo de regeneração térmica é também controvertido. Alguns autores acreditam que ocorre volatilização e / ou decomposição dos compostos orgânicos e pirólise de outros compostos. Outros pensam que novos poros são criados, para compensar a perda daqueles nos quais esses compostos foram adsorvidos.

Uma perda de massa está associada ao processo e deve ser compensada pela introdução de carvão novo no circuito de adsorção (42).

6.4.7 Precipitação com zinco de soluções eluídas de carvão

É comum a precipitação com zinco de soluções eluídas de carvão em vários locais na América do Norte, notadamente Jerritt Canyon, Chimney Creek, Santa Gertrudis e Hayden Hill. Este método é amplamente usado no Canadá, principalmente em pequenas usinas. É de fácil operação e alta eficiência na recuperação do ouro. As vantagens sobre a eletrólise são a segurança maior, o melhor controle sobre o mercúrio (quando presente) e investimento menor (41).

6.4.8 Resinas

As resinas de troca iônica são utilizadas na ex-União Soviética há vários anos, mas sua efetiva utilização na cianetação é recente no mundo ocidental.

Da mesma forma que o carvão ativado, a utilização de resinas de troca iônica é realizada em três estágios : carregamento, eluição e recuperação.

No ocidente existe apenas uma usina de resina em polpa (RIP) em operação, na mina de Golden Jubilee, na África do Sul. Esta usina foi transformada de CIP para RIP tendo-se verificado as seguintes melhorias :

- aumento na capacidade de alimentação da usina de aproximadamente 85 % ;
- aumento na produção de ouro de aproximadamente 100 % ;
- diminuição das perdas de ouro de 0,1 a 0,2 g / t para 0,01 a 0,02 g / t ;
- diminuição do tamanho dos tanques de lixiviação.

As vantagens das resinas em comparação aos processos empregando carvão ativado são :

- maiores velocidades e capacidades de adsorção;
- eluição em temperaturas mais baixas;
- reativação térmica desnecessária;
- os tanques RIP operam com maiores concentrações de resina (20 a 30 % por volume), enquanto usinas CIP operam entre 3 a 6 %, o que resulta em tanques menores com a utilização de resinas;
- as resinas não são contaminadas por argilas;

As desvantagens das resinas são :

- maiores dificuldades no peneiramento, devido ao seu tamanho menor;
- maior custo unitário;
- exigem soluções específicas para agitação e bombeamento, por serem menos densas que o carvão (42, 47).

6.4.9 Carvão ativado x precipitação com zinco

A tabela 6.4.9.1 apresenta as vantagens e desvantagens entre a utilização da adsorção em carvão ativado e a precipitação com zinco.

Tabela 6.4.9.1 : Carvão ativado x precipitação com zinco

Processo	Vantagens	Desvantagens
	Baixo investimento	A solução rica necessita de pré-tratamento antes da precipitação
	Baixos custos de operação e manutenção	O processo é sensível à interferência de íons
Precipitação com zinco	A solução rica pode apresentar grande relação Ag / Au	Baixas concentrações de ouro na solução rica correspondem a altas quantidades de zinco suficientes para a precipitação
	A solução rica não necessita de pré-tratamento	Alta concentração de prata na solução rica resulta em alto consumo de carvão
Carvão ativado	O processo admite lamas e matéria carbonosa	O carvão é susceptível de se impregnar de sais de cálcio e magnésio
	Altas recuperações mesmo com baixas concentrações de ouro na solução rica	Altos custos de eluição e regeneração
		Alto investimento

Fonte : Van Zyl, D. J. A. (48)

6.5 Oxidação

A oxidação é o processo mais utilizado para o tratamento de quase todos os minérios refratários, com exceção dos minérios com ouro incluso ou encapsulado no quartzo, consistindo de pré-tratamento para a cianetação, podendo ser aplicado a minérios ou concentrados.

Os processos de oxidação mais utilizados são : pré-aeração, oxidação ácida sob pressão, oxidação não ácida sob pressão, cloração, bio-oxidação e ustulação.

De uma maneira geral, os processos de oxidação estão limitados economicamente a teores mínimos de Au de 4,0 g / t e preço mínimo do ouro de US \$ 10.00 / g (22).

6.5.1 Pré-aeração

Oxigênio dissolvido em solução é capaz de oxidar alguns minerais sulfetados. Este fenômeno pode ser aplicado, a baixo custo, para oxidar e / ou passivar a superfície da pirrotita e marcassita, que são minerais consumidores de cianeto. Esta oxidação é apenas parcial e não é eficiente no tratamento de minérios em que o ouro está intimamente associado aos sulfetos.

Ar ou oxigênio é injetado no interior de tanques agitados, durante tempo variável de 4 a 24 h para permitir a oxidação ou passivação dos sulfetos cianicidas.

O ar é uma fonte de oxigênio consideravelmente mais barata que o oxigênio puro. Entretanto, em alguns casos o oxigênio puro pode aumentar consideravelmente as velocidades de oxidação e melhorar a condição de oxidação do sulfeto, com conseqüente diminuição no consumo de cianeto. Peróxido de hidrogênio, ou ácido de Caro (H_2SO_5) também podem ser usados como oxidantes, mas para muitos minérios esta operação é antieconômica. Notável exceção constitui-se a mina de Pine Creek, na Austrália, onde peróxido de hidrogênio é usado diretamente na cianetação.

6.5.2 Oxidação ácida sob pressão

O processo consiste de três etapas principais : preparação da oxidação, oxidação e neutralização do produto. O produto neutralizado segue para a cianetação. A forma em que estas etapas são aplicadas e combinadas depende das características do material a ser tratado. As recuperações alcançadas situam-se entre 90 e 95 %.

As principais reações envolvidas no processo são :

- pirita : $2 \text{FeS}_2 + 7 \text{O}_2 + 2 \text{H}_2\text{O} \rightarrow 2 \text{FeSO}_4 + 2 \text{H}_2\text{SO}_4$;
- arsenopirita : $4 \text{FeAsS} + 11 \text{O}_2 + 2 \text{H}_2\text{O} \rightarrow 4 \text{HAsO}_2 + 2 \text{FeSO}_4$;
- carbonato : $\text{CaCO}_3 + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{CaSO}_4 + \text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O}$.

Preparação da oxidação

O minério a ser oxidado, moído ou concentrado, pode ser alimentado diretamente na oxidação ou receber um pré-tratamento com ácido para remover parte ou a totalidade dos carbonatos. Em ambos os casos, uma quantidade de ácido livre deve estar disponível no primeiro estágio da autoclave, para promover uma rápida oxidação inicial.

Vários materiais sulfetados contêm carbonatos que, se não removidos, são decompostos na oxidação e geram dióxido de carbono, que reduz a pressão parcial de oxigênio no sistema. Este fenômeno pode ser controlado através do acréscimo na pressão total do sistema ou da adição de oxigênio, o que provoca aumento nos custos da oxidação.

Nesta etapa de pré-tratamento o ácido utilizado pode ser novo ou recirculado (49). A recirculação da solução ácida tem como objetivos controlar a temperatura de operação da autoclave, dispersar o enxofre elementar formado em seu interior e proporcionar a reação entre o ácido sulfúrico e os carbonatos (42).

A necessidade do pré-tratamento depende do conteúdo de sulfetos e carbonatos no material a ser oxidado, ou seja, geradores e consumidores potenciais de ácido. Em linhas gerais, um minério contendo 3 % de sulfeto e mais de 3 % de carbonato (CO_3^{-2}), provavelmente se beneficiará do pré-tratamento ácido. Materiais com baixo sulfeto (< 1 %) e alto carbonato (> 10 %) necessitam de pré-tratamento, sendo a oxidação não ácida sob pressão a mais indicada. É pouco provável que minérios com alto sulfeto (> 6 %) e baixo carbonato necessitem de um pré-tratamento.

A polpa pode ser pré-tratada antes de entrar na autoclave, dependendo da quantidade de sulfetos. O vapor gerado durante a oxidação sob pressão é usado com esta finalidade em dois ou três estágios de pré-aquecimento (contra corrente), que aumentam a temperatura da polpa para 150 a 180° C. Materiais contendo um pouco

mais de 3 % de sulfetos podem ser tratados autogenamente, se o pré-tratamento é usado (49).

Oxidação

Uma grande variedade de tipos de reatores estão sendo desenvolvidos para a oxidação sob pressão. Entretanto, o uso de quatro ou cinco compartimentos horizontais é prática comum nos sistemas de oxidação de ouro. A polpa é pré-tratada, se necessário, e introduzida no vaso da oxidação sob pressão através de bombas de deslocamento positivo. Usualmente a autoclave é um vaso fechado construído em chumbo e revestido com tijolo antiácido. A polpa passa através dos compartimentos por transbordamento, sendo cada um deles dotados de agitadores e injetores de oxigênio.

Materiais contendo mais de 3 % de sulfetos podem, em muitos casos, ser oxidados autogenamente. O calor gerado na reação de oxidação exotérmica é utilizado para manter a temperatura da autoclave e fornecer calor à polpa a ser oxidada. O controle de temperatura é realizado por adição de vapor ou água fria em cada um, ou em todos os compartimentos de oxidação. Vapor é utilizado para aquecimento da autoclave durante o início de operação e para compensar eventuais reduções da quantidade de sulfetos contidos na alimentação. Ao contrário, o uso de água fria está condicionado ao tratamento de materiais com alto teor de sulfetos ou quando não se reciclar polpa oxidada. Apesar destes métodos de controle de temperatura serem os mais eficientes, apresentam a desvantagem de diluir a polpa, o que acarreta diminuição do tempo de residência na autoclave.

Minérios que possuem quantidade insuficiente de sulfetos para operação autógena podem ser aquecidos com vapor, mas o alto custo envolvido pode tornar o processo antieconômico. Nestes casos uma pré-concentração por flotação pode acertar o teor de sulfetos no processo.

Oxidação sob pressão para materiais com quantidades muito altas de sulfetos (> 10 %) pode provocar a formação de enxofre na superfície dos sulfetos e causar uma aglomeração de sulfetos não reativos. Este fenômeno pode ser reduzido pelo uso de aditivos oxidantes, como por exemplo, lignosulfonato de cálcio ou, por recirculação de parte do produto oxidado. A adição de aditivo ajuda na dispersão do enxofre e a recirculação aumenta a área superficial dos sulfetos, o que dificulta a deposição do

enxofre. Tanto a adição de aditivos como a recirculação do produto oxidado são utilizadas na São Bento, no Brasil.

As condições usuais de operação na oxidação são : tempos de residência entre 1 e 2 h, temperaturas variando de 180 a 225° C e pressões oscilando entre 16 e 32 Atm. Longos tempos de residência são menos exequíveis devido a maiores investimentos e custos operacionais.

Os materiais construtivos dos equipamentos utilizados nos circuitos de oxidação sob pressão são extremamente importantes devido às severas condições de corrosão e erosão que ocorrem à alta temperatura, alta pressão, e condições ácidas da polpa. Uma variedade de metais, ligas metálicas e cerâmicas estão sendo constantemente testadas e avaliadas para diferentes aplicações (49). Algumas referências apresentam informações valiosas a este respeito, como por exemplo, (50, 51).

Neutralização dos produtos

Após a oxidação, a polpa é resfriada à temperatura ambiente e recebe um ajuste de pH entre 10,5 e 11,0 para ser transferida à etapa de cianetação. Existem duas maneiras para se efetuar esta preparação para a lixiviação com cianeto :

- 1 - a polpa oxidada é neutralizada diretamente;
- 2 - uma ou mais etapas de separação sólido-líquido são realizadas, sendo os dois produtos neutralizados independentemente.

A opção 1 é a mais simples mas possui os seguintes inconvenientes :

- a precipitação de espécies dissolvidas, provocada pelo aumento do pH, pode ocorrer ao redor das partículas expostas de ouro e ser prejudicial à cianetação.
- os sais formados na neutralização podem afetar significativamente a densidade e a viscosidade da polpa a ser cianetada.
- não é possível recircular nenhum ácido gerado na oxidação para uso no pré-tratamento da alimentação.

A opção 2 permite uma separação entre a solução e os sólidos antes da neutralização e precipitação. Esta condição reduz a quantidade de ácido a ser neutralizado antes da cianetação e permite uma recirculação da solução ácida para o pré-condicionamento da alimentação antes da oxidação. A separação é realizada usando um ou mais estágios de espessamento, onde a polpa é lavada. Espécies dissolvidas na

autoclave, como Fe, Al, Mg, As, Sb e vários outros metais podem ser precipitados da solução e dispostos independentemente, evitando a formação de precipitados sobre e ao redor das partículas de minério.

As vantagens da opção 2 são :

- aumento na eficiência da oxidação;
- redução da viscosidade de polpa;
- menor oclusão de partículas de ouro por precipitação de sais;
- menor consumo de cianeto e oxigênio.

A principal desvantagem da opção 2 é o aumento na quantidade de materiais com alto conteúdo de enxofre.

As exigências para a neutralização são menores na opção 2, devido à capacidade de recirculação de parte da fase ácida, sem necessidade de neutralização.

A neutralização é tipicamente realizada por adição de calcário moído (ou outra fonte de carbonato) e / ou leite de cal à solução ou polpa ácida. Em alguns casos é possível recuperar-se outros metais nos precipitados da oxidação ou no rejeito da cianetação (49).

Oxidação de todo minério x concentrado

A decisão de se tratar todo o minério ou concentrado depende dos seguintes fatores :

- resposta do minério à flotação, ou seja, recuperação de ouro e sulfeto;
- conteúdo de sulfeto e carbonato do minério, e o efeito destes constituintes no balanço ácido e energético do circuito;
- uniformidade do minério, isto é, a variação da quantidade de sulfetos.

O processamento de todo o minério versus concentrado não tem necessariamente maior impacto no tamanho da autoclave. O fator decisivo no tamanho da autoclave é a quantidade de sulfeto na alimentação. Entretanto, o tratamento de pequenos volumes de concentrado pode ter um impacto significativo no tamanho dos outros equipamentos. A flotação pode reduzir a quantidade de carbonatos no concentrado por eliminação no rejeito (49).

6.5.3 Oxidação não ácida sob pressão

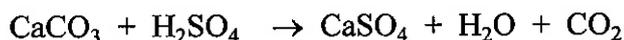
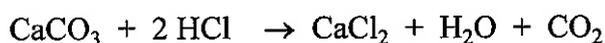
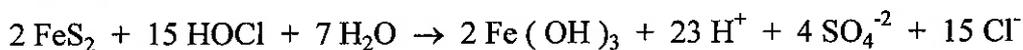
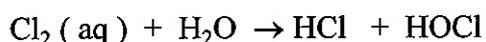
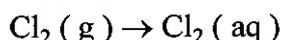
A oxidação não ácida sob pressão usa condições de temperatura, pressão e oxigenação semelhantes à oxidação ácida, mas é operada em meio neutro ou ligeiramente alcalino. Utiliza-se NaOH para se manter a alcalinidade da solução, e o custo da soda é menor que o custo de ácido e reagentes para neutralização empregados na oxidação ácida. O processo é aplicável ao tratamento de minérios refratários que contêm quantidades significativas de carbonatos consumidores de ácidos ($> 10\% \text{CO}_3^{2-}$) e baixo conteúdo de sulfeto ($< 1\%$). Como explicado anteriormente, esta condição é menos adequada à oxidação ácida sob pressão. A diferença principal é que não é efetuada adição de ácido ao processo, e qualquer ácido gerado é rapidamente neutralizado pelos carbonatos presentes na alimentação.

A oxidação não ácida sob pressão é aplicada comercialmente na usina de Mercur, em Utah, nos Estados Unidos, onde a operação efetua-se em 220°C , 32 Atm, com o consumo de 2 a 2,5 kg / t de NaOH (49).

6.5.4 Cloração

Consiste no contato direto entre cloro gasoso e minérios com materiais “preg robbing” contendo carbonatos, promovendo a oxidação dos carbonatos e a decomposição da pirita.

As reações envolvidas no processo são (49) :



O processo é efetuado em tanques agitados, em temperatura variando entre 35 e 50°C , com percentagem de sólidos da polpa próxima a 50 %. Cloro gasoso é injetado na polpa, na parte inferior do tanque, de forma radial, para obtenção da máxima

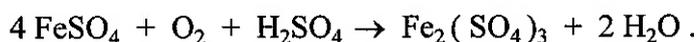
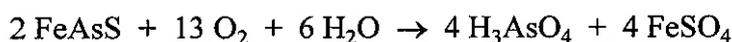
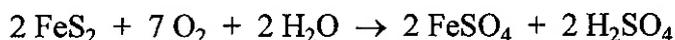
dispersão e utilização do gás (> 90 %). Os tanques são fechados e operados em pressão ligeiramente negativa para controlar a saída de gás através de exaustores. Os gases provenientes da exaustão são escrubados com solução de carbonato / bicarbonato e retornam aos tanques de cloração. O arraste de cloro para o circuito de cianetação é altamente indesejável pois reage com o cianeto, aumentando o consumo deste. O tempo de retenção no circuito de cloração varia de 10 a 20 h. Na mina de Carlin, introduziu-se um sistema de “flash” cloração, onde o tempo de residência do processo foi reduzido para valores próximos a 15 min (49).

6.5.5 Bio-oxidação

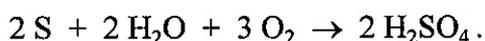
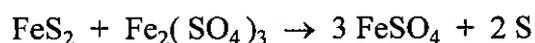
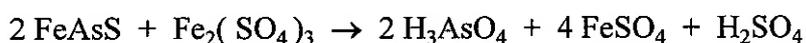
Consiste na ação da bactéria *Thiobacillus ferrooxidans*, que promove a oxidação do íon sulfídrico a sulfato e a oxidação do íon ferroso para férrico. O mecanismo de oxidação pode ser direto, pelo ataque das bactérias à superfície dos sulfetos, ou indireto, pelo ataque químico do sulfato férrico produzido por elas. O ataque direto ocorre, preferencialmente, nas imperfeições da rede cristalina dos sulfetos, onde, geralmente o ouro encontra-se associado, possibilitando a utilização de oxidação parcial dos sulfetos para recuperação de ouro em nível adequado.

O processo pode ser realizado em pilhas, no caso de minérios, ou em tanques sob agitação, em se tratando de concentrados. O material oxidado sofre ajuste de pH, usualmente com cal, é lixiviado na própria pilha ou em tanques e a solução rica segue para a adsorção em carvão ativado.

As reações envolvidas no mecanismo de oxidação direta são :



As reações envolvidas no mecanismo de oxidação indireta são :



Dependendo do pH, da relação molar Fe / As e da concentração de cátions monovalentes, provenientes da solução de nutrientes, podem ser formados os seguintes precipitados : FeAsS_4 , Fe(OH)_3 , $\text{Fe(OH)(SO}_4\text{)}$, e $\text{H[Fe(SO}_4\text{)}_2\cdot 2\text{Fe(OH)}_3\text{]}$.

Para um bom desempenho das bactérias nesse processo, são necessários :

- acidez adequada;
- suprimento de ar / oxigênio, devido ao caráter essencialmente aeróbico dos microorganismos;
- nutrientes, responsáveis pelo desenvolvimento das bactérias.

A recuperação estimada para a bio-oxidação seguida de cianetação situa-se na faixa de 65 a 95 % (42).

A maior vantagem da bio-oxidação é sua ação preferencial em sítios ou fronteiras de ouro e mineral sulfetado, que provoca exposição do ouro à solução de cianeto. Entretanto, esta vantagem não se aplica quando o ouro apresenta-se em solução sólida com o mineral sulfetado (mais freqüentemente arsenopirita). Outras vantagens da bio-oxidação são :

- processo modular e com fácil aumento de escala, no caso da utilização de tanques sob agitação;
- produz menor impacto ambiental.

As desvantagens da bio-oxidação são :

- velocidades de oxidação são muito baixas, chegando a demorar alguns dias;
- necessidade de controle cuidadoso de temperatura;
- corrosão, devido ao pH baixo da polpa (oxidação em tanques sob agitação);
- possibilidade de desativação do carvão na etapa de adsorção, devido à sujeira de resíduos orgânicos dissolvidos através de reação bacteriana;

6.5.6 Ustulação

Consiste em ustular concentrados ou minérios (quase todos os minérios refratários, com exceção dos minérios com ouro incluso ou encapsulado no quartzo). com os seguintes objetivos :

- destruição da fase sulfetada do metal;
- exposição do ouro no sulfeto;

- produção de material ustulado contendo hematita com alta porosidade e área específica;
- minimização da formação de constituintes reativos (pirrotita e sulfato ferroso), que poderiam consumir reagentes;
- formação de arsênio e enxofre de maneira aceitável ambientalmente (52).

Os principais parâmetros operacionais utilizados na ustulação são : temperatura, composição do material, atmosfera do forno, granulometria da alimentação e condições de contato sólido / gás (35).

As condições de ustulação são variáveis em função da mineralogia do material a ser oxidado.

A ustulação pode ser efetuada em um ou dois estágios, dependendo do tipo de minério e da condição de oxidação desejada. O estágio único consiste da ustulação direta do material em atmosfera oxidante, quase sempre em temperaturas inferiores a 650 ° C. Os dois estágios utilizam um primeiro estágio que opera em condições de oxidação mais baixa (aproximadamente 500 ° C) , criando um produto intermediário repleto de poros, seguindo-se um segundo estágio de ustulação que atinge a completa oxidação (temperaturas próximas a 650 ° C) (42, 49 ,53).

A tabela 6.5.6.1 apresenta as principais reações químicas para diferentes tipos de minérios refratários a serem ustulados (em diferentes condições).

Tabela 6.5.6.1 : Principais reações químicas - ustulação -

COMPONENTES	Reação Química
Pirita	$\text{FeS}_2(\text{s}) \rightarrow \text{FeS}(\text{s}) + \text{S}(\text{g})$
Pirita	$\text{FeS}_2(\text{s}) + \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow \text{FeS}(\text{s}) + \text{SO}_2(\text{g})$
Pirita / Marcassita	$3 \text{FeS}_2(\text{s}) + 8 \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4(\text{s}) + 6 \text{SO}_2(\text{g})$
Pirita / Marcassita	$4 \text{FeS}_2(\text{s}) + 11 \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow 2 \text{Fe}_3\text{O}_4(\text{s}) + 8 \text{SO}_2(\text{g})$
Pirrotita	$3 \text{FeS}(\text{s}) + 5 \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4(\text{s}) + 3 \text{SO}_2(\text{g})$
Pirrotita	$4 \text{FeS}(\text{s}) + 7 \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow 2 \text{Fe}_2\text{O}_3(\text{s}) + 4 \text{SO}_2(\text{g})$
Magnetita	$4 \text{Fe}_3\text{O}_4(\text{s}) + \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow 6 \text{Fe}_2\text{O}_3(\text{s})$
Enxofre	$\text{S}(\text{g}) + \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow \text{SO}_2(\text{g})$
Dióxido de Enxofre	$2 \text{SO}_2(\text{g}) + \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow 2 \text{SO}_3(\text{g})$
Arsenopirita	$\text{FeAsS}(\text{s}) \rightarrow \text{FeS}(\text{s}) + \text{As}(\text{g})$
Arsenopirita	$\text{FeAsS}(\text{s}) + 3 \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow \text{FeAsO}_4(\text{s}) + \text{SO}_2(\text{g})$
Arsenopirita	$4 \text{FeAsS}(\text{s}) + 3 \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow 4 \text{FeS}(\text{s}) + 2 \text{As}_2\text{O}_3(\text{g})$
Arsenopirita	$12 \text{FeAsS}(\text{s}) + 29 \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow 4 \text{Fe}_3\text{O}_4(\text{s}) + 6 \text{As}_2\text{O}_3(\text{s}) + 12 \text{SO}_2(\text{g})$
Arsênio	$4 \text{As}(\text{g}) + 3 \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow 2 \text{As}_2\text{O}_3(\text{s})$
Trióxido de Arsênio	$\text{As}_2\text{O}_3(\text{s}) + \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow \text{As}_2\text{O}_5(\text{s})$
Stibinita	$2 \text{Sb}_2\text{S}_3(\text{s}) + 9 \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow 2 \text{Sb}_2\text{O}_3(\text{g}) + 2 \text{SO}_2(\text{g})$
Sulfeto de Cu, Zn, Pb	$2 \text{MS}(\text{s}) + 3 \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow 2 \text{MO}(\text{s}) + 2 \text{SO}_2(\text{g})$ (M= Cu, Zn ou Pb)
Carbono	$\text{C}(\text{s}) + \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow \text{CO}_2(\text{g})$
Carbono	$3 \text{C}(\text{s}) + 2 \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow 2 \text{CO}(\text{g}) + \text{CO}_2(\text{g})$
Monóxido de Carbono	$2 \text{CO}(\text{s}) + \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow 2 \text{CO}_2(\text{g})$
Calcita	$\text{CaCO}_3(\text{s}) \rightarrow \text{CaO}(\text{s}) + \text{CO}_2(\text{g})$
Dolomita	$\text{MgCO}_3(\text{s}) \rightarrow \text{MgO}(\text{s}) + \text{CO}_2(\text{g})$
Calaverita	$\text{AuTe}_2(\text{s}) + 3 \text{O}_2(\text{g}) \rightarrow \text{Au}(\text{s}) + \text{TeO}_2(\text{g})$

Fonte : adaptado de Marsden, J., House Iain (49) e R. Pendreigh e al (53)

Os principais equipamentos utilizados na ustulação de minérios refratários de ouro são : forno de prateleiras; forno de leito fluidizado e forno de leito circulante (49).

A tabela 6.5.6.2 faz uma comparação do desempenho dos três principais equipamentos utilizados na ustulação de minérios refratários de ouro.

Tabela 6.5.6.2 : Comparação do desempenho dos fornos - ustulação -

Parâmetro	Prateleiras	Leito Fluidizado	Leito Circulante
Transferência de massa por área unitária	Muito baixa	Moderada	Alta
Mistura gás/sólidos	Ruim	Boa	Muito boa
Controle da temperatura do leito	Ruim	Bom	Muito bom
Controle da composição do gás	Muito limitado	Bom	Muito bom
Tempo de retenção dos sólidos	Fixo	Fixo	Variável
Característica da alimentação	Material seco	Material seco ou Polpa	Material seco ou Polpa
Capacidade de ustular todo o minério	Impossível	Possível, via fluidização do ar. Temperatura de fluidização limitada pelo desenho do forno	Possível. Várias opções são disponíveis para aumentar o calor
Capacidade de tratar alto conteúdo de arsênio na alimentação	Possível somente com concentrado. Qualidade do ustulado inferior a dois estágios no leito fluidizado	Bons resultados utilizando-se dois estágios	Ainda não disponível em escala industrial. Necessita de mais desenvolvimento

Fonte : Marsden, J., House Iain (49)

Outras características do processo de ustulação são :

- o processo de ustulação de todo o minério é importante para maximizar a recuperação de ouro, minimizar o consumo de reagentes e satisfazer as exigências ambientais requeridas;
- se o mineral sulfetado é predominantemente pirita, um estágio único de calcinação em temperatura variando entre 550 e 650 ° C pode ser suficiente, mas com minerais de arsênio presentes, dois estágios de calcinação serão bem mais eficientes;
- pirita poderá ser oxidada a hematita ou magnetita dependendo do excesso de ar;
- pequena quantidade de ar pode resultar na formação de sulfatos dos metais presentes com significativo consumo de cianeto;
- a remoção de enxofre poderá ser da ordem de 95 %;
- a oxidação de minerais de arsênio a altas temperaturas e excesso de ar pode produzir arseniato férrico que tem a tendência de provocar encapsulamento do ouro. Em razão disto, uma calcinação inicial a baixa temperatura (500 ° C) é usualmente empregada com baixa vazão de ar resultando na volatilização do óxido de arsênio. Temperatura e vazão de ar são então aumentados, num segundo estágio, para oxidar a pirita;
- concentrados geralmente podem ser oxidados autogenamente, sendo usual a adição de água para controlar a temperatura;
- minérios necessitam de secagem antes da calcinação e podem requerer combustível adicional para manter a temperatura de reação;
- a oxidação de matriz carbonosa deve ser efetuada em temperaturas elevadas (próximas a 750 ° C), para conversão do carbono em CO₂;
- as temperaturas de oxidação não devem ser excessivas, pois esta condição minimiza a porosidade do ustulado. Este fenômeno pode ser causado por recristalização da hematita e formação de ferritas e jarositas que podem encapsular o ouro;
- os finos provenientes dos ciclones coletores de pó no leito fluidizado ou no leito circulante podem ser resfriados, desaguados em espessador e cianetados;
- dependendo da composição do minério os gases provenientes da ustulação podem conter óxidos de enxofre, arsênio e vapor de mercúrio;
- a menor concentração de SO₂ necessária para a instalação de uma usina de ácido sulfúrico é de aproximadamente 7,5 % (35, 42, 49, 53).

6.6 Moagem em granulometria fina

Processo que utiliza moagem fina em moinhos de bolas ou moagem ultra fina em outros tipos de moinho. O produto da moagem é lixiviado em tanques com agitação.

A moagem em moinhos de bolas convencionais alcança granulometrias até 100 % menores que 0,038 mm.

A moagem ultra fina é efetuada em moinhos vibratórios, “stirred mills” e “jet mills”, produzindo partículas que variam de 0,001 a 0,020 mm. O “stirred mill” apresenta o maior custo efetivo em termos de energia consumida.

A intensa energia característica do processo geralmente limita sua aplicação a concentrados de alto teor.

Em New Celebration, na Austrália, foi instalado um “stirred mill” remoendo um concentrado gravítico de ouro disseminado em pirita.

6.7 Processos alternativos

O Autor considera que processos alternativos são todos aqueles em que sua aplicação está limitada a estudos de laboratório e usina piloto, ou aqueles que por fatores técnicos e econômicos tiveram sua aplicação a nível industrial abandonada. Dentre eles pode-se citar :

Lixiviação

Substituição do cianeto pelos seguintes reagentes : tiouréia, tiosulfato, amônia, cloro, bromo, iodo e ferrocianeto (52, 54).

Desenvolvimento da lixiviação sob pressão, com NaCN (52).

Desenvolvimento da lixiviação sob pressão, com HCl (52).

Desenvolvimento da precipitação de ouro com alumínio em soluções cianetadas ou provenientes de lixiviantes alternativos (52).

Oxidação

Desenvolvimento dos seguintes processos de oxidação : Nitrox / Redox, Artech / Cashman, Activox, reator tubular HMC, eletroquímico em polpas de minério e pirólise da pirita e arsenopirita (52).

7. APLICAÇÕES INDUSTRIAIS

Este capítulo relaciona, de maneira condensada, os tópicos : teor de ouro e escala de produção, recuperações x teores e distribuição percentual dos diferentes métodos de tratamento de minérios de ouro.

7.1 Teor de ouro e escala de produção.

O teor de um minério de ouro é bastante variável em função do tipo de minério, do método de tratamento empregado, da reserva de ouro, da escala de produção da usina de tratamento e do preço do ouro. A tabela 7.1.1 apresenta os valores de teor de ouro e escala de produção para as 30 principais usinas de ouro na África do Sul.

Tabela 7.1.1 : Teor de ouro e escala de produção, na África do Sul

Usina	Teor (g / t)	Escala de produção (t / dia / minério)
Ergo	0,3	50.000
Stilfontein	1,0	810
Afrikander Lease	1,4	360
Durban Deep	1,9	4.100
E.R.P.M.	2,4	7.180
Blyvoor	2,6	1.650
Doornfontein	2,9	940
Harmony	3,2	5.000
Lorraine	3,4	5.390
Randfontein	4,0	5.740
Freegold	4,2	35.510
Grootvlei	4,9	380
Vaal Reefs	5,1	15.190
Hartes	5,4	3.820
H.J.Joel	5,5	520
Deelkraal	5,7	1.080
Buffelsfontein	6,0	1.430
Beatrix	6,1	1.640
W.Deeps	6,1	14.670
Leslie	6,3	310
Unisel	6,3	520
Kinross	6,5	2.360
Winkelhaak	6,6	1.210
St Helena	6,7	610
Western Areas	7,1	1.860
Elandsrand	7,4	4.840
Driefontein Cons.	8,1	5.940
Southvaal	8,4	9.740
E.T.Cons	9,1	290
Kloof	9,4	3.910

Fonte : Mining Journal Supplement (55)

A tabela 7.1.1 mostra que, na África do Sul, os teores dos minérios de ouro variam de 0,3 g / t até 9,4 g / t e as escalas de produção apresentam valores desde 290 t / dia até 50.000 t / dia. Uma média ponderada entre as capacidades indica que, num total de 30 usinas, na África do Sul, o teor médio de ouro é de 3,6 g / t e a escala de produção média das usinas de 7.000 t / dia.

A tabela 7.1.2 apresenta os valores de teor de ouro e escala de produção para 23 usinas de ouro em diversos países no mundo.

Tabela 7.1.2 : Teor de ouro e escala de produção, no mundo

Usina	País	Teor (g / t)	Escala de produção (t / dia / minério)
Chimney Creek ¹	Estados Unidos	1,1	41.000
Round Montain	Estados Unidos	1,1	5.000
Homestake Lead ¹	Estados Unidos	1,9	2.000
Mercur ¹	Estados Unidos	2,0	725
Kidston	Austrália	2,0	18.000
Muruntau	Rússia	2,4	2.200
Mercur ²	Estados Unidos	2,4	3.600
Pine Creek	Austrália	2,4	4.000
Ashanti ¹	Gana	2,5	2.000
Ok Tedi	Papua N.	2,8	25.000
Paradise Peak	Estados Unidos	3,1	4.000
Bjorkdal	Suécia	3,5	1.000
Fimiston / Gidji	Austrália	3,8	5.700
McLaughlin	Estados Unidos	4,7	2.700
Homestake Lead ²	Estados Unidos	4,7	2.900
Jarritt Canyon	Estados Unidos	5,6	3.600
Agnico Eagle	Canadá	6,0	1.650
Chimney Creek ²	Estados Unidos	6,0	2.300
Giant	Canadá	7,5	1.250
El Índio	Chile	8,4	2.400
Ashanti ²	Gana	12,0	3.200
Campbel Red Lake	Canadá	20,0	1.100
Emperor	Fiji	20,0	2.000

1 : minério de superfície

2 : minério em profundidade

Fonte : Marsden, J., House Iain (56)

A tabela 7.1.2 mostra que, nos países apresentados, os teores dos minérios de ouro variam de 1,1 g / t até 20,0 g / t e as capacidades das usinas apresentam valores desde 725 t / dia até 41.000 t / dia. Uma média ponderada entre teor e capacidade indica que, num total de 23 usinas (10 países), o teor médio de ouro é de 3,1 g / t e a capacidade média das usinas de 6.000 t / dia.

A tabela 7.1.3 apresenta os valores de teor de ouro e escala de produção para as 14 principais usinas de ouro no Brasil.

Tabela 7.1.3 : Teor de ouro e escala de produção, no Brasil

Usina	Teor (g / t)	Escala de produção (t / dia / minério)
Morro do Ouro	0,6	30.000
Fazenda Brasileiro ¹	1,5	600
Mara Rosa	2,0	250
Igarapé Bahia ³	2,0	1.200
Riacho dos Machados	2,0	2.000
Igarapé Bahia ⁴	4,0	6.000
Fazenda Maria Preta	4,5	480
Itabira	5,0	144
Queirós ⁵	5,0	1.000
Fazenda Brasileiro ²	5,0	3.200
Nova Lima	5,5	2.000
Queirós ⁶	7,0	1.500
Crixás	9,0	1.400
São Bento	10,0	240

1 : minério de superfície

2 : minério em profundidade

3 : minério de baixo teor

4 : minério de alto teor

5 : circuito Raposos

6 : circuito Cuiabá

Fonte : (57, 58, 59, 60, 61, 62, 63, 64, 65)

A tabela 7.1.3 mostra que, no Brasil, os teores dos minérios de ouro variam de 0,6 g / t até 10,0 g / t e as escalas de produção apresentam valores desde 144 t / dia até 30.000 t / dia. Uma média ponderada entre teor e escala de produção indica que, num total de 14 usinas, no Brasil, o teor médio de ouro é de 2,2 g / t e a escala de produção média das usinas de 3.550 t / dia.

Observação

Os dados apresentados acima correspondem ao preço médio de ouro igual a US \$ 12.00 / g. Preços de ouro acima ou abaixo deste valor acarretam aumento ou diminuição dos teores médios das usinas, viabilizam novas minas com teores médios mais baixos ou provocam o fechamento de minas em atividade.

7.2 Recuperações x teores

A tabela 7.2.1 apresenta uma síntese entre recuperações e teores para diferentes processos utilizados no tratamento de minérios de ouro. Estão apresentados valores extremos e a fonte refere-se a todos os artigos consultados, onde estes dados estavam disponíveis.

Tabela 7.2.1 : Recuperações x teores - tratamento de minérios de ouro -

Processo	Alimentação	Alimentação	Alimentação	Produto	Produto	Produto	Recuperação
	Au (g / t)	kg Au / t carvão	Au (mg / l)	Au (g / t)	kg Au / t carvão	Au (mg / l)	%
G	4,5 a 20,0	-	-	90 a 5.000	-	-	50 a ~ 100
A	90 a 5.000	-	-	60 a 80 %	-	-	60 a 97
F	0,6 a 20,0	-	-	10 a 600	-	-	85 a ~ 100
LTA	3,5 a 20,0	-	-	-	-	2,0 a 15,0	80 a 98
LP	0,6 a 3,0	-	-	-	-	1,5 a 7,5	60 a 95
LM	0,2 a 0,6	-	-	-	-	0,5 a 1,5	40 a 60
LTS	0,5 a 8,0	-	-	-	-	1,5 a 25,0	~ 80
PZn	-	-	2,0 a 20.000	-	-	20 a 50 %	> 97
CIP	-	-	2,0 a 15,0	-	2 a 40	-	> 99
CIL	3,5 a 20,0	-	-	-	2 a 40	-	> 99
CIC	-	-	0,5 a 25,0	-	2 a 40	-	> 99
E	-	2 a 40	-	-	-	50 a 20.000	> 99

G : concentração gravítica

A : amalgamação

F : flotação

LTA : lixiviação em tanques com agitação

LTS : lixiviação em tanques sem agitação

LP : lixiviação em pilhas

LM : lixiviação em montes

Pzn : precipitação com zinco

CIP : carvão em polpa

CIL : lixiviação com carvão

E : eluição

7.3 Distribuição percentual dos diferentes métodos de tratamento de minérios de ouro.

Esta seção é uma adaptação de Marsden (56), procurando-se avaliar a importância dos diferentes métodos de tratamento de minérios de ouro através de suas utilizações (distribuição percentual da quantidade de ouro produzido no mundo).

No contexto desta análise particular os métodos de tratamento de minérios de ouro são classificados em três grupos (extração, recuperação e oxidação), conforme abaixo relacionado.

Extração

LTA : lixiviação em tanques com agitação.

G : concentração gravítica.

LP : lixiviação em pilhas.

F : flotação.

F + LTA : flotação + lixiviação em tanques com agitação.

Outros : combinações entre os métodos não descritos nesta relação.

G + F + LTA : concentração gravítica + flotação + lixiviação em tanques com agitação.

O + LTA : oxidação + lixiviação em tanques com agitação.

G + F + O + LTA : concentração gravítica + flotação + oxidação + lixiviação em tanques com agitação.

F + O + LTA : flotação + oxidação + lixiviação em tanques com agitação.

LT : lixiviação em tanques com agitação.

Recuperação

CIP : carvão em polpa.

Pzn : precipitação com zinco.

Outros : combinações entre os métodos não descritos nesta relação.

CIL : lixiviação com carvão.

CIC : carvão em coluna.

Oxidação

UCc : ustulação de concentrado.

UMi : ustulação de todo o minério.

OPMi : oxidação sob pressão de todo o minério.

CLO : cloração.

OPCc : oxidação sob pressão de concentrado.

A tabela 7.3.1 apresenta a distribuição percentual dos diferentes métodos de tratamento de minérios de ouro.

Tabela 7.3.1 : Utilização dos diferentes métodos de tratamento de minérios de ouro, em % da quantidade de ouro produzido no mundo

Método de Extração	% de Utilização
LTA	63,6
G	10,3
LP	8,1
F	3,8
F + LTA	3,7
Outros	3,0
G + F + LTA	2,5
O + LTA	2,3
G + F + O + LTA	1,7
F + O + LTA	0,9
LT	0,2
Método de Recuperação	% de Utilização
CIP	32,8
PZn	31,7
Outros	18,7
CIL	11,0
CIC	5,9
Método de Oxidação	% de Utilização
UCc	44,0
UMi	21,9
OPMi	20,1
CLO	11,6
OPCc	2,3

Fonte : adaptado de Marsden, J., House Iain (56)

Observa-se, na tabela 7.3.1, que a lixiviação em tanques com agitação é o método de extração predominante. Apesar de corresponder a apenas 10,3 % da utilização, a concentração gravítica ainda é o segundo método de extração empregado no tratamento de minérios auríferos. Nos métodos de recuperação predomina CIP, que é seguido de perto por precipitação com zinco. Para os métodos de oxidação, predomina a utilização da ustulação, vindo em seguida oxidação sob pressão e cloração.

8. EVOLUÇÃO HISTÓRICA DO ESTADO DA ARTE EM TRATAMENTO DE MINÉRIOS DE OURO

Este capítulo é uma adaptação de Marsden e Iain (66), com informações intercaladas de Marsden e Sass (41) e Arbiter (25).

Diversos métodos hoje utilizados no tratamento de minérios de ouro se fundamentam em técnicas utilizadas ou estabelecidas há séculos. Concentração gravítica, amalgamação, cianetação, cloração, precipitação com zinco e adsorção em carvão ativado são processos conhecidos há, pelo menos, cem anos. A combinação entre estes diversos processos constitui-se na base do estado da arte atual em tratamento de minérios de ouro.

A capacidade dos pioneiros em desenvolver tecnologia duradoura é admirável. Em numerosas ocasiões a redescoberta ou a reavaliação desta tecnologia ocasionou novos desenvolvimentos comerciais.

Este capítulo faz uma revisão da história do tratamento de minérios de ouro e discute suas tendências para o futuro.

A predominância da cianetação como método de tratamento de minérios de ouro, desde o final do século XIX, e a boa aceitação comercial de outros importantes métodos, divide a história do tratamento de minérios de ouro em quatro períodos :

- Pré-cianetação;
- Cianetação;
- Período do maior desenvolvimento técnico : 1972-1990;
- Tendências futuras.

As datas que comandam esta classificação são a cianetação (lixiviação com cianeto, seguida de precipitação com zinco), em 1888, e a explosão de uma nova tecnologia (CIP) iniciada em 1972, quando o preço do ouro atingiu valores nunca antes alcançados.

8.1 Pré-cianetação

O período da pré-cianetação pode ser dividido nas seguintes fases : primeira história, desenvolvimento europeu até 1848, corrida pelo ouro e primeira preparação hidrometalúrgica.

8.1.1 Primeira história

Ouro e cobre foram os primeiros metais a serem utilizados pelo homem, devido à sua ocorrência no estado nativo e suas propriedades de ductilidade e maleabilidade. Os primeiros usos do ouro foram no período neolítico, sendo o ouro recolhido manualmente de leitos de rios ou concentrado grosseiramente por gravimetria.

No Egito, durante o reino de Menes, em 3050 A.C. o ouro foi usado como um meio de pagamento, tanto em grãos quanto em barras. Ornamentos de ouro finamente trabalhados foram encontrados na Mesopotâmia e datam de 2700 A.C. A mineração de ouro no Egito começou explorando ouro de aluvião, passando a veios subterrâneos pouco profundos, por volta de 1300 A.C. Os primeiros métodos de concentração do ouro foram variedades de concentração gravítica e catação manual. Os mineradores usavam peles de carneiro para capturar o ouro (uma das primeiras aplicações de química de superfície em tratamento de minérios).

É provável que em 1000 A.C. descobriu-se que o ouro podia ser molhado pelo mercúrio, apesar do seu uso comercial ter ocorrido muito mais tarde.

Na Turquia, por volta de 700 A.C., a primeira moeda de ouro foi produzida, mas somente depois é que o refino por fusão foi desenvolvido (560 A.C.). Este processo usava sal para remover a prata do ouro metálico, na forma de cloreto de prata. A liga de ouro e prata foi desenvolvida no Egito em 500 A.C.

8.1.2 Desenvolvimento europeu até 1848

No império romano o ouro foi usado como a principal forma de pagamento de produtos importados. A mineração na Espanha foi bastante desenvolvida destacando-se a mineração hidráulica, a roda d'água e a peneira de Arquimedes.

O declínio do império romano resultou na diminuição da atividade mineira até um renascimento ocorrido na Europa central, no século XI. O desenvolvimento da mineração de ouro foi centralizado em torno da área de Harz, onde é hoje o sul da Alemanha. É desta data a invenção do jigüe, até hoje denominado de jigüe Harz. Em 1400, o processo de amalgamação seguido de destilação do amálgama foi intensamente empregado na extração do ouro.

As práticas metalúrgicas européias se estenderam para a América do Sul, com o declínio brusco da produção de ouro no centro da Europa no final dos anos 1550,

quando o México, Colômbia, Peru e Bolívia foram conquistados pela Espanha. O primeiro grande descobrimento de ouro na América do Sul foi o depósito aluvionar de Choco, na Colômbia. Em 1693 descobriram-se os depósitos de Minas Gerais, em operação até hoje.

Uma curiosidade desta época de conquista foi a constatação, pelos metalurgistas espanhóis, de que algum ouro colombiano continha muita impureza, especificamente paládio, um elemento químico desconhecido na Europa naquele tempo. O tesouro europeu ordenou que este material (paládio) fosse jogado ao mar como rejeito.

A competição da América do Sul deprimiu a indústria mineira europeia até a revolução industrial na Grã-Bretanha, no século XIX. Durante este período, na Europa, a técnica mais comum de recuperação do ouro foi a amalgamação com placas de cobre. Entre 1400 e 1600 a produção de ouro foi significativa na China, Japão e Índia.

8.1.3 Corrida pelo ouro

Na primeira metade do século XIX, a Rússia foi a grande força produtora de ouro, suprindo 60% do consumo mundial. A mineração subterrânea iniciou em 1744, perto de Ekaterinburg, e a produção decresceu logo após a descoberta e desenvolvimento de inúmeros depósitos de aluvião. A descoberta na Sibéria, em 1838 no Rio Ulderey provocou uma corrida pelo ouro. Atividade mineradora significativa também ocorreu na bacia do Lena a partir de 1846. O principal método de recuperação do ouro foi a concentração por bateamento.

A produção de ouro da Rússia foi ofuscada por uma série de descobertas de ouro nos Estados Unidos, América do Sul, Austrália e Nova Zelândia. Nas primeiras minas da Califórnia, o processamento era muito simples e consistia em lançar ao ar areia e cascalho num cobertor, numa grotesca concentração pneumática. Técnicas de bateamento foram também muito comuns, mas foram superadas por improvisações de equipamentos de concentração gravítica, como “cradles” e “long toms”. Depósitos aluvionares similares foram explorados no Colorado, Nevada, Idaho, Montana, Canadá e Dakota. Entretanto, as reservas mais econômicas e fáceis de serem mineradas rapidamente se exauriram, aumentando-se a importância dos veios de quartzo.

A corrida pelo ouro na Austrália iniciou-se em 1851. A escassez de água restringiu o uso do “long tom”, e conseqüentemente os equipamentos de concentração

gravítica utilizavam menos água. Muitas vezes então, os depósitos aluvionares de superfície foram exauridos sem nenhum desenvolvimento de mineração subterrânea.

Em 1882, na Nova Zelândia, o uso de dragas foi relatado pela primeira vez. Nos Estados Unidos, a primeira utilização de dragas se deu em Montana, em 1897.

Durante a corrida pelo ouro, os equipamentos de concentração gravítica foram desenvolvidos para tratar uma grande variedade de tipos de minérios em larga escala. Circuitos de amalgamação foram modificados, incluindo-se o uso de cianeto de potássio para limpar as superfícies de mercúrio / cobre. Os processos de concentração gravítica e amalgamação foram utilizados em circuitos de britagem para recuperação do ouro o mais cedo possível : um princípio de Tratamento de Minérios ainda válido!

8.1.4 A primeira preparação hidrometalúrgica

Apesar das vantagens da concentração gravítica e amalgamação, estes processos foram inadequados para a recuperação de ouro fino e associado a minerais sulfetados. Este obstáculo foi o ponto de partida para o desenvolvimento de métodos de tratamento que recuperassem economicamente estes minérios.

A cloração foi descoberta em 1774, e logo de início apresentou vantagens econômicas. Em 1848, Plattner propôs um processo para o tratamento de minérios de ouro que consistia na passagem de cloro gasoso no minério britado, produzindo um cloreto de ouro solúvel em água. O ouro era então precipitado da solução por sulfato ferroso, sulfeto de hidrogênio ou carvão. A cloração foi primeiramente utilizada economicamente para tratar minério de ouro, na Califórnia, em 1858. Na metade dos anos 1860 vários processos de cloração já estavam sendo usados nos Estados Unidos, África do Sul e Austrália, muitas vezes em complementação aos circuitos existentes de concentração gravítica ou tratando concentrados sulfetados ricos.

A cloração raramente foi empregada diretamente em todo o minério, devido ao alto custo do tratamento, necessitando minérios com teores próximos a 50 g / t para apresentar viabilidade econômica. Entretanto, após o advento da cianetação, a cloração foi largamente utilizada como um processo imediatamente anterior à operação de cianetação, efetuando a oxidação de arsenietos, antimonietos e grande variedade de sulfetos.

Um processo que se mostrou eficiente, apesar de caro e potencialmente perigoso, foi proposto por Molesworth, em 1891, em que o ouro poderia ser extraído da pirita através de ustulação com injeção de oxigênio e a baixa temperatura. O ustulado poderia ser amalgamado, embora se considerasse também uma lixiviação com água régia durante 15 a 30 min seguida de recuperação do ouro da solução por precipitação com carvão.

A propriedade de certas substâncias dissolverem o ouro e a prata se tornou conhecida no final do século XIX e início do século XX. Estas substâncias são a bromina, o brometo, o cianeto, o tiosulfato e a tiouréia.

8.2 Cianetação

O período da cianetação pode ser dividido nas seguintes fases : invenção da cianetação, desenvolvimento de fluxogramas, carvão ativado e mudança na conjuntura econômica.

8.2.1 A invenção da cianetação

A solubilidade do ouro em soluções cianetadas foi reconhecidamente devida a Scheele, em 1783, na Suécia, e estudada de 1840 a 1850 por Elkington e Bagration na Rússia, Elsner na Alemanha e Faraday na Inglaterra. Elkington deteve também uma patente para o uso de soluções de cianeto de potássio na lixiviação de minérios de ouro e prata.

Outras patentes relativas à lixiviação de minérios de ouro utilizando-se de soluções de cianeto foram depositadas entre 1850 e 1880, mas nunca foram utilizadas. O processo de cianetação como é hoje conhecido, foi patenteado entre 1887 e 1888 por McArthur e pelos irmãos Forrest, logo passando para um desenvolvimento comercial. A tecnologia se espalhou rapidamente, sendo utilizada pela primeira vez na mina de Crown Mine, na Nova Zelândia, em 1889, seguindo-se Robinson Deep, na África do Sul, em 1890; Consolidated Mercur, em Utah, e Calumet, na Califórnia, nos Estados Unidos, em 1891; El Oro, no México, em 1900 e la Belliere, na França, em 1904.

O desenvolvimento da cianetação foi muito oportuno para a exploração dos minérios de Witwatersrand, na África do Sul, os quais apresentavam baixos teores, ouro ocorrendo como finíssimos grãos e em rochas muito duras. O processo de cianetação,

incorporando a precipitação com zinco, aumentou a recuperação de ouro de 70 % para 95 % e salvou a indústria do ouro de um declínio. Isto é indicado por um acréscimo na produção de ouro na África do Sul de 9,6 t em 1888 até 500 t em 1989.

As primeiras minas de Witwatersrand foram um foco para desenvolvimentos técnicos, que revolucionaram a indústria de mineração do ouro. A consequência da difusão do uso do cianeto foi um declínio no uso da concentração gravítica.

8.2.2 Desenvolvimento de fluxogramas

Os fluxogramas das primeiras minas de ouro na África do Sul logo após a consagração da cianetação tipicamente apresentavam : peneiramento, britagem, catação manual, moagem, concentração gravítica, amalgamação, lixiviação com cianeto, separação sólido-líquido e recuperação do ouro por precipitação com zinco. Os primeiros circuitos fechados de moagem e classificação eram efetuados com cones desaguadores e classificadores de arraste. Os circuitos de moagem tiveram uma melhoria significativa com o uso dos moinhos tubulares a partir de 1904. Entre 1904 e 1908, os equipamentos utilizados nas usinas de tratamento de minérios de ouro foram revolucionados pela Dorr, nos Estados Unidos, através de invenções de equipamentos para classificação, filtragem e espessamento. Esta tecnologia, desenvolvida especificamente para a indústria do ouro, posteriormente ampliou-se para toda a indústria mineral. Ainda neste período, Oliver, nos Estados Unidos, desenvolveu o filtro a vácuo de operação contínua e iniciou-se a utilização dos tanques para agitação de polpa, em Browns, Nova Zelândia e Pachuca, no México.

De 1890 a 1918, o produto da moagem era separado em duas frações, grossa e fina, que eram cianetadas separadamente. Posteriormente, o avanço em filtragem e equipamentos para separação de finos, permitiu que se cianetasse conjuntamente todo o produto da moagem. Em 1946, existiam 53 grandes usinas operando em Witwatersrand; 29 tratando apenas uma fração e 24 fração grossa e fina, com apenas 13 % da capacidade total destas usinas tratando a fração grossa. A polpa lixiviada era então filtrada, produzindo-se a solução rica em ouro. Esta prática ainda é a base para várias usinas de ouro hoje em operação, tendo como mudança significativa apenas a introdução do carvão em polpa, CIP, por volta de 1980.

Em 1922, a prática da amalgamação do produto da moagem foi substituída pelo uso de “corduroy strakes”, seguida de amalgamação do concentrado, com substancial redução da perda de mercúrio para o meio ambiente. Esta mudança proporcionou um avanço nas técnicas de concentração gravítica no circuito de moagem como o uso de jigues, concentradores centrífugos e mesas vibratórias para a recuperação do ouro grosseiro. Nos anos 1980 cerca de 20 % do ouro da África do Sul foi proveniente da concentração gravítica.

A recuperação do ouro contido nas soluções cianetadas recebeu muita atenção durante o desenvolvimento da cianetação. O método inicial de recuperação incluía a precipitação com limalhas de zinco. Posteriormente, a eficiência da precipitação com zinco foi aumentada pelas seguintes inovações : utilização do zinco em pó; introdução da de-aeração e adição de pequenas quantidades de sais solúveis de chumbo antes da precipitação. A precipitação com zinco, conforme descrita anteriormente ainda é utilizada.

Entre 1910 e 1930 a flotação foi introduzida para o tratamento de minérios metálicos sulfetados. Posteriormente a flotação foi estendida para a recuperação de ouro associado a sulfetos e ouro livre. Os primeiros exemplos incluem : Empire Mine, nos Estados Unidos; Mount Morgan, na Austrália e Le Roi, no Canadá. Na África do Sul, a flotação de sulfetos contendo ouro foi utilizada pela primeira vez em 1935.

8.2.3 Carvão ativado

A adsorção de íons de metais preciosos em soluções aquosas pelo carvão ativado foi primeiramente notada no início do século XIX. Em 1890, o carvão ativado foi considerado como um alternativa à precipitação com zinco para as usinas de Witwatersrand. Entretanto, naquele tempo, a única forma encontrada para a recuperação do ouro do carvão era a queima do carvão. A impossibilidade de reutilização do carvão tornou o processo inviável economicamente.

A primeira usina de carvão em polpa utilizando carvão granular, foi a de San Andreas de Copan, em Honduras, em 1949, com capacidade instalada de 250 t / dia. O carvão carregado era vendido para uma fusão posterior. Em 1950, a mina Getchell, em Nevada, Estados Unidos, operou com 500 t / dia uma usina CIP e uma patente foi concedida a McQuiston, em 1951, para esta técnica.

Logo em seguida, o mais importante trabalho de recuperação de ouro do carvão ativado deste período foi realizado pelo United States Bureau of Mines, USBM, notadamente por Zadra, Salisbury e Ross. O maior mérito do trabalho foi possibilitar a reutilização do carvão. O processo de remoção de ouro, chamado eluição, desorvia o ouro para produzir uma solução concentrada de ouro, da qual o ouro poderia ser recuperado por eletrólise. Inicialmente o USBM usava sulfeto de sódio para eluição, mas este método não removia a prata adsorvida pelo carvão. Posteriormente desenvolveu-se um processo denominado Zadra, que operava à pressão atmosférica. Este processo usava cianeto de sódio e hidróxido de sódio e foi imediatamente instalado nas minas San Andreas e Getchell. Estes circuitos operaram até o final dos anos 1950 e 1960, respectivamente.

Carvão ativado foi usado comercialmente em 1952, no Colorado, Estados Unidos, operando até 1961, quando a usina foi fechada devido ao baixíssimo preço do ouro, aproximadamente US\$ 1.12 / g. Uma importante característica do fluxograma de Carlton foi o uso de um forno de reativação para a regeneração do carvão. A combinação de uma regeneração eficiente do carvão e eluição fez o método de adsorção do carvão mais competitivo que o processo Merrill-Crowe (precipitação com zinco), e foi um importante precursor para o desenvolvimento do CIP nos anos 1980.

8.2.4 Mudança na conjuntura econômica

O governo dos Estados Unidos fixou o preço oficial do ouro em US\$ 1.12 / g em 1934. De 1950 a 1972 a indústria de mineração do ouro sofreu sérias limitações de custos crescentes de produção devido à inflação mundial, e conseqüentemente, lucros decrescentes. Estes fatores depressiram a indústria do ouro e levaram a produções limitadas, pequenas reservas e desenvolvimento de pequena quantidade de minas. Durante este período a maior parte do ouro e prata foram produzidos como sub produtos da metalurgia de cobre e zinco.

No final dos anos 1960 a mina Homestake, nos Estados Unidos, produziu 30 % da produção anual dos Estados Unidos. A mina Carlin, em Nevada, Estados Unidos, aberta em 1965, foi a única grande mina a entrar em operação em 50 anos. Em dezembro de 1971 e outra vez em setembro de 1973 o dólar foi desvalorizado, aumentando-se efetivamente o preço do ouro para US\$ 1.22 / g e US\$ 1.51 / g,

respectivamente. Estas desvalorizações, o final da conversão do ouro em dólar oficial e uma turbulência de eventos políticos, notadamente a crise do petróleo em 1973, fizeram com que o preço do ouro se elevasse dramaticamente do meio para o final dos anos 1970, atingindo um pico de US\$ 27.33 / g em 1980. Estas condições econômicas aumentaram enormemente os lucros, e incrementaram a exploração e produção de ouro no mundo.

8.3 Período do maior desenvolvimento técnico : 1972-1990

O clima econômico favorável para o ouro, particularmente durante o final dos anos 1970, levou a um interesse mundial das companhias de mineração de ouro, resultando numa explosão na exploração e um rápido desenvolvimento de minas de ouro em todos os continentes, aumentando-se significativamente a produção de ouro no mundo. Por exemplo, a produção de ouro da Austrália aumentou de 15,6 t em 1976 para 155,5 t em 1989.

Apesar do desenvolvimento e aplicação industrial da lixiviação em pilhas, que ocorreu durante os anos 1970, a década de 1980 produziu mais desenvolvimentos técnicos na extração do ouro do que qualquer outro período desde o surgimento da cianetação. As maiores inovações foram CIP, CIL, lixiviação em pilhas e em montes para minérios de baixo teor, oxidação sob pressão para sulfetos e lixiviação intensiva.

Outros processos como bio-oxidação e RIP estão sendo testados em escala pequena ou piloto. Um grande número de técnicas estão sendo estudadas de maneira promissora em laboratório, incluindo lixiviação sob pressão com vários oxidantes, sistemas alternativos de lixiviação, oxidação com ácido nítrico e aglomeração com carvão.

Adicionalmente realizaram-se também vários avanços importantes no tratamento de minérios de ouro, como por exemplo : regeneração do carvão; CIP com peneiramento estagiado; materiais para construção de autoclaves; projetos de reatores e equipamentos de controle de processo.

Este desenvolvimento teve um papel fundamental na explosão da indústria do ouro ocorrida durante os anos 1980, e será a esperança no futuro para uma tecnologia emergente.

8.3.1 A revolução CIP

Os primeiros trabalhos de desenvolvimento do processo CIP iniciaram-se nos anos 1970, mas esta tecnologia só atingiu a maturidade nos anos 1980. A primeira operação em escala industrial ocorreu na mina Homestake, em Dakota do Sul, nos Estados Unidos, em 1973. Na metade dos anos 1970, o Mintek e o Anglo American Research Laboratory, AARL, executaram significativos estudos de pesquisa e desenvolvimento para aperfeiçoar e implantar o processo CIP nos minérios da África do Sul. Como parte deste trabalho, David patenteou o processo AARL de eluição do carvão, em 1973, que se tornou um método de eluição popular. Uma pequena usina, com capacidade de 90.000 t / ano, foi instalada em Modderfontein, em 1978, e em 1980 três grandes usinas foram instaladas : President Brand, Randfontein Estates e Western Areas, na África do Sul. Somente na África do Sul, entre 1981 e 1984, iniciaram a produção onze usinas com capacidade superior a 1.000.000 t / ano, utilizando-se do processo CIP ou CIL, além de várias outras na Austrália e nos Estados Unidos. A primeira usina australiana começou a funcionar em 1981, em Kambalda. O carvão ativado passou então a ser a primeira rota de processo a ser adotada para a recuperação do ouro contido em soluções de cianeto. Métodos e equipamentos para reativação do carvão ativado foram desenvolvidos nos anos 1980, com constantes controvérsias sobre a escolha dos fornos de reativação.

8.3.2 Lixiviação em pilha

A Lixiviação em pilha foi desenvolvida por Heinen, Lindstron e outros do USBM durante o final dos anos 1960 e início dos anos 1970, com ênfase para o método de tratamento a baixo custo para os minérios de baixo teor, em Nevada, nos Estados Unidos. A primeira usina a utilizar lixiviação em pilha em grande escala foi instalada em Carlin, nos Estados Unidos, em 1970, tratando minérios com teores abaixo do teor de corte convencional. Outras usinas a aderirem à lixiviação em pilhas foram a de Cortez e Smoky Valley, em Nevada, no final dos anos 1970. Neste período, o processo de aglomeração também foi desenvolvido pelo USBM, para permitir o tratamento de minérios com grande quantidade de argila, que diminuem bastante a permeabilidade da pilha. A aglomeração foi efetuada por mistura de cal e / ou cimento e água em tambor de aglomeração, ou através de transportadores no sistema de britagem e empilhamento.

A lixiviação em pilha teve a vantagem de desenvolver um processo de adsorção por carvão ativado usando colunas funcionando em operação concorrente para a recuperação do ouro em soluções de cianeto, seguida de eluição e eletrorecuperação. Algumas usinas ainda preferem o uso da precipitação com zinco, no caso de alta concentração de prata ou quando o custo da eluição / dessorção e regeneração do carvão são elevados.

O sucesso da lixiviação em pilha foi relatado para os minérios de Nevada, nos Estados Unidos, com o desenvolvimento da aglomeração e operações inovadoras. Recuperações de 50 a 80 % foram alcançadas com investimentos e custos operacionais bem menores que os obtidos por moagem seguida de cianetação em tanques e CIP. Além disso, os tempos para se colocar a usina em ritmo normal de operação foram extremamente pequenos, o que fez com que o retorno dos investimentos no empreendimento de lixiviação em pilhas se efetuasse primeiro que os alcançados por moagem / CIP.

Em 1986, 30 % do ouro produzido nos Estados Unidos foi proveniente de lixiviação em pilha, com escalas operacionais variando de 1 a 10.000 t / dia. O uso de escala muito grande para a lixiviação em pilha está amadurecendo com melhorias em equipamentos de movimentação de terra, projetos para procedimentos de aglomeração e empilhamento. A maior usina de lixiviação em pilha, nos Estados Unidos, entrou em operação em 1990, em Nevada.

8.3.3 Minérios refratários

Durante os anos 1970 e 1980 os maiores esforços se concentraram no tratamento dos minérios refratários. Historicamente, a refratariedade de minérios e concentrados, sejam minérios de ouro incluso em sulfetos, materiais “preg robbing” (matéria carbonosa), teluretos de ouro insolúveis ou uma combinação de todos estes, passava por uma ustulação que acarretava uma oxidação completa da fração refratária do minério, aumentando significativamente o acesso da solução de cianeto ao ouro. Exemplos de algumas usinas que estabeleceram este procedimento são Fairview, na África do Sul, La Belliere, na França, Getchell, em Nevada, nos Estados Unidos, Mount Morgan, na Austrália e Campbell Red Lake e Giant Yellowknife, no Canadá.

Em 1971, Carlin obteve sucesso ao tratar minérios com matéria carbonosa por cloração seguida de cianetação e precipitação com zinco (posteriormente substituída por CIP). Em 1977 o processo foi alterado para uma dupla oxidação ao se incorporar um estágio de pré-aeração como preparação para a cloração. Este mesmo processo foi utilizado pouco tempo depois em Jerritt Canyon, mas logo abandonado por um simples estágio de oxidação por cloração, devido a necessidade de se operar com menores custos.

A oxidação sob pressão de minerais sulfetados vem sendo utilizada há vários anos nas indústrias do níquel e do cobre, e foi investigada para o tratamento de minérios refratários contendo marcassita, pirita e arsenopirita nos anos 1970 e 1980. Em 1985, uma oxidação não ácida sob pressão, entrou em operação em McLaughlin, nos Estados Unidos, para tratar um minério com pirita. Em seguida, em 1986, a São Bento Mineração, no Brasil, utilizou um processo semelhante para tratar um concentrado de arsenopirita obtido por flotação e em 1988 um circuito de oxidação não ácida sob pressão também entrou em operação em Mercur, nos Estados Unidos. No último caso, o caráter básico da oxidação foi necessário devido ao alto conteúdo de carbonato no minério. Apesar dos altos custos envolvidos no processo de oxidação sob pressão, este método de tratamento viabilizou um grande número de minérios refratários até então não aproveitados devido à baixa recuperação na cianetação convencional.

Durante os anos 1970 e 1980, pesquisadores das universidades de Cardiff, em Gales, e British Columbia, no Canadá e Gencor, na África do Sul, dentre outros, trabalharam no desenvolvimento de oxidação bacteriana para minérios refratários sulfetados. Em 1986, uma usina de 10 t / dia entrou em operação em Fairview, para tratar um concentrado de flotação, operando com sucesso até hoje. Em 1990, uma usina de 1.500 t / dia, para tratar todo o minério por bio-oxidação, foi inaugurada em Tonkin Springs, em Nevada, mas sua operação foi interrompida devido a problemas econômicos. Ainda não se tem notícia de bio-oxidação aplicada diretamente em minérios para escalas superiores a 1.000 t / dia. Um processo de bio-oxidação para oxidar parcialmente concentrados de flotação antes da oxidação sob pressão foi implementado na Mineração São Bento, em 1991. A motivação para se continuar o desenvolvimento da bio-oxidação é a possibilidade de se alcançar custos inferiores à oxidação sob pressão e as consideráveis vantagens ambientais sobre a ustulação.

Avanços significativos em tecnologia de limpeza de gases foram realizados nos Estados Unidos, ocasionando uma diminuição dos custos da ustulação no final dos anos 1980. Ustuladores deram partida em Big Springs, Cortez e Jerritt Canyon, entre 1988 e 1990, para tratar minérios, e não mais concentrados.

A continuidade no desenvolvimento de projetos para minérios refratários está sendo encorajada pelo renovado interesse em lixiviantes para ouro que podem ser utilizados em meio ácido, devido aos altos custos de neutralização da cianetação alcalina dos produtos oxidados. Entretanto, ainda não surgiram processos que tivessem sucesso ao empregar estes lixiviantes alternativos.

A tabela 8.1 apresenta a cronologia dos principais eventos ocorridos no estado da arte em tratamento de minérios de ouro.

Tabela 8.1 : Cronologia dos principais eventos ocorridos no estado da arte em tratamento de minérios de ouro

DATA	EVENTO
A.C.	
1000	Descoberta da amalgamação do ouro pelo mercúrio
750	Verificação da dissolução do ouro pela água régia (Jabir bin Hayyan)
500	Descoberta da liga ouro-prata
300	Mesas de pedra utilizadas em concentração gravítica, na Grécia
D.C.	
1300	Desenvolvimento da separação do ouro e prata através da utilização do ácido nítrico (Magnus)
1500	Ampla utilização do jigge em concentração gravítica, iniciado em Harz, na Alemanha
1783	Verificação da dissolução do ouro por solução de cianeto (Scheele)
1790	Descoberta da adsorção do ouro pelo carvão (Lowitz)
1802	Separação do ouro e prata pelo ácido sulfúrico (d'Arcet)
1844	Estudos de cianetação do ouro (Bagation)
1846	Estudo da função do oxigênio na cianetação (Elsner)
1848	Desenvolvimento do processo de cloração e recuperação do ouro através do sulfato ferroso (Plattner)
1858	Primeira utilização comercial do processo Plattner, no minério de Deetken, em Grass Valley, na Califórnia, nos E.U.A
1863	Processo Plattner amplamente utilizado nos Estados Unidos, África do Sul e Austrália
1867	Patente para a lixiviação com cianeto; processo não utilizado
1869	Proposição da precipitação do ouro pelo carvão
1880	Patente de recuperação do ouro de soluções cloradas usando carvão (Davis) e seu uso comercial, nos E.U.A
1887	MacArthur e os irmãos Forrest patenteam a cianetação para ouro e prata
1888	MacArthur e os irmãos Forrest patenteam a precipitação com limalhas de zinco
1889	Primeira usina de cianetação, em Crow Mine, na Nova Zelândia
1890	Primeira usina de cianetação, em Robinson Deep, na África do Sul
1891	Primeira usina de cianetação, em Mercur, Utah, nos E.U.A. Processo de adsorção por carvão (Davis) utilizado em Mount Morgan, na Austrália em soluções cloradas
1894	Patente de adsorção por carvão em soluções cianetadas (Johnson). Processo Siemens-Halske para recuperação eletrolítica do ouro
1896	Proposição do mecanismo de lixiviação com cianeto envolvendo peróxido de hidrogênio (Bodlander), na África do Sul
1898	Caldecott utiliza agitação com ar nos tanques de lixiviação
1900	Início de utilização da mesa vibratória Wilfley, nos E.U.A. Ustulação, britagem a seco e moagem a seco utilizadas pela primeira vez em minério de ouro contendo teluretos, em Gold Mines of Kalgoorlie, na Austrália
1904-08	Dorr inventa e implementa novo classificador, espessador e agitador, nos E.U.A. Oliver desenvolve o filtro a vácuo contínuo
1904	Merrill introduz o pó de zinco para a precipitação do ouro
1906	De-aeração aplicada a precipitação com zinco (Crowe)
1908	Alumínio é utilizado para precipitar prata, em Deloro, no México
1916	Carvão substitui zinco para a precipitação do ouro, em Youanmi, na Austrália
1930	Flotação de sulfetos contendo ouro é iniciada na Austrália
1934	Proposição da flotação do carvão ativado carregado (Chapman e Endquist), patenteado por Chapman em 1939
1943	Início de utilização das espirais de Humphreys
1947	Primeira utilização de leite fluidizado em ustulação de minério de ouro, nos E.U.A
1949	Primeira usina CIP em San Andreas, Honduras
1952	Melhoria no processo de eluição do carvão e eletrorecuperação (Zadra, USBM)
1954	Carlton Mill, nos Estados Unidos usa CIP com reativação do carvão
1968	Início do trabalho sobre lixiviação em pilha (Heinen e Lindstrom)
1970	Primeira operação de lixiviação em pilha, em Carlin, nos E.U.A
1971	Cloração de minério carbonoso, em Carlin, nos E.U.A
1973	Usina CIP de grande capacidade instalada em Homestake-Lead, nos E.U.A. Anglo American (AARL) desenvolve processo de eluição (Davidson)
1975	Mintek inicia trabalho sobre CIP nos minérios sul africanos
1976	USBM desenvolve processo alcoólico de eluição para o carvão
1977	Processo de dupla oxidação adotado em Carlin, nos E.U.A
1978	Primeira usina CIP na África do Sul
1979	Processo de aglomeração para lixiviação em pilha de minérios argilosos (Heinen, McClelland e Lindstrom). Patente para pré-aeração e cloração (Guay)
1980-84	Usinas de grande capacidade utilizando CIP são instaladas na África do Sul para recuperar ouro contido em rejeitos
1985	Primeira usina utilizando oxidação sob pressão em polpa ácida inicia produção, em Homestake, nos E.U.A. Primeira usina utilizando oxidação sob pressão em polpa básica inicia produção, em Mercur, nos E.U.A
1986	Início de operação do processo de oxidação sob pressão, na mina de São Bento, no Brasil
1989	Início de operação, em Kalgoorlie, na Austrália de ustulação em leite circulante aplicada a concentrados de flotação de minérios refratários. Início de operação da usina de bio-oxidação, em Fairview
1990	Início de operação do processo de bio-oxidação para minério na mina de Tonkin Springs. Início de operação do processo de ustulação em leite circulante precedida de moagem a seco para tratar minério, nas minas de Big Springs, Jarrit Canyon e Cortez, em Nevada, nos Estados Unidos
1991	Início de operação na mina de São Bento do processo de oxidação biológica antecedendo a oxidação sob pressão

8.4 Tendências futuras

J. O. Marsden e House Iain fizeram as seguintes considerações acerca das tendências futuras para o tratamento de minérios de ouro :

Os esforços no futuro precisam ser dirigidos para o tratamento dos minérios de teores mais baixos, de mineralogias mais complexas, e melhorias ambientais. As áreas que devem merecer especial atenção são :

- processos comerciais de bio-oxidação para minérios de ouro incluso em sulfetos;
- melhoria nos processos para tratamento de minérios de ouro incluso em sulfetos;
- troca do CIP pelo RIP;
- recuperação do ouro de fontes secundárias;
- melhoria no controle de efluentes;
- eletrorecuperação para soluções diluídas;
- lixiviantes alternativos para o ouro;
- processos efetivos para ambientes áridos e frios;
- inovação no uso da flotação;
- recuperação de metais e reagentes no fluxo de efluentes;
- métodos alternativos para os concentrados gravíticos;
- melhoria nos processos de análise e controle.

Lixiviação com cianeto seguida de CIP continuará a ser a rota preferida de tratamento de minérios do tipo free-milling.

Num futuro próximo, provavelmente no início do século XXI, ocorrerá o desenvolvimento de resinas de troca iônica com propriedades físicas e químicas apropriadas para a extração do ouro em polpa. É possível que eventualmente possa substituir-se o carvão pela resina.

J.O. Marsden e S.A. Sass fizeram as seguintes previsões acerca das tendências futuras para o tratamento de minérios de ouro :

A lixiviação em pilha será aplicada crescentemente em larga escala nos minérios de baixo teor e a baixo custo. Também métodos para lixiviação em pilha de minérios com mineralogia mais complexa e climas mais difíceis serão desenvolvidos.

Oxidação sob pressão tem sido o preferido, se não o padrão, no tratamento de minérios refratários, em ausência de carbonatos. É provável que a bio-oxidação se torne

uma alternativa para alguns minérios com potencial vantagem de custo em relação à oxidação sob pressão e benefícios ambientais sobre a ustulação.

Provavelmente a ustulação continuará a ser a opção para os minérios com materiais “preg robbing”, mas as pressões ambientais continuarão a aumentar o custo para este processo.

9. USINAS DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS DE OURO : CLASSIFICAÇÃO DOS MINÉRIOS E ASSOCIAÇÃO MINERALOGIA / MÉTODO DE TRATAMENTO

Neste capítulo o Autor apresenta algumas usinas de tratamento de minérios de ouro, no Brasil e no mundo, classifica cada minério por tipo conforme descrito no capítulo 3 e promove a associação entre mineralogia e método de tratamento conforme proposto no capítulo 5.

No Brasil as usinas estudadas foram : Crixás, Fazenda Brasileiro, Fazenda Maria Preta, Igarapé Bahia, Itabira, Mara Rosa, Morro do Ouro, Nova Lima, Queiroz, Riacho dos Machados e São Bento.

No mundo as usinas estudadas foram : Bjorkdal (Suécia), East Drienfontein (África do Sul), Usina N° 4 de Harmony (África do Sul), Nova Usina President Brand (África do Sul), Homestake Lead (Estados Unidos), Chimney Creek (Estados Unidos), Muruntau (Rússia), Agnico Eagle (Canadá), Fimiston / Gidji (Austrália), Campbel Red Lake (Canadá), Mercur (Estados Unidos), Consolidated Murchison (África do Sul).

Usina de Crixás (57)

Localização : Crixás - Goiás.

Empresa : Mineração Serra Grande - associação entre a Mineração Morro Velho e a TVX (Grupo INCO).

Reservas : 6,8 milhões de t.

Teor : 9,0 g / t .

Capacidade : 1.400 t / dia.

Produção : 3,6 t / ano.

Mineralogia : ouro associado a sulfetos maciços e sulfetos disseminados. Os sulfetos são arsenopirita e pirrotita.

Descrição do método de tratamento : pré-aeração, seguida de lixiviação em tanques com agitação, filtração, clarificação, de-aeração, precipitação com zinco e fusão.

Granulometria da moagem : 70,0 % < 200 # (0,074 mm).

Tempo de lixiviação : 36 h.
Consumo de cianeto de sódio : 1,3 kg / t.
Consumo de nitrato de chumbo : 10 g / t.
Consumo de cal : 4,1 kg / t.
Consumo de zinco em pó : 40 g / t.
Recuperação metalúrgica : 96,0 %.

Tipo de minério

Refratário : refratariedade química : **minério com elementos reativos aos minerais constituintes** (consumidores de oxigênio).

Método de tratamento

Pré-aeração de todo minério, seguida de cianetação.

A lixiviação é realizada em tanques com agitação e a recuperação de ouro da solução rica é efetuada por precipitação com zinco.

Observações

Apesar da utilização da pré-aeração o consumo de reagentes é muito alto, o que caracteriza ainda mais a refratariedade química.

As fontes consultadas não fazem referência ao teor de prata ou mercúrio do minério, o que justificaria a não utilização do CIP ou eletrorecuperação, respectivamente.

Usina de Fazenda Brasileiro (58, 59)

Localização : Teofilândia - Bahia.
Empresa : Companhia Vale do Rio Doce.
Reservas do minério de superfície : 750.000 de t.
Reservas do minério em profundidade : 13,5 milhões de t.
Teor do minério de superfície : 1,5 g / t.
Teor do minério em profundidade : 5,0 g / t.
Capacidade de produção minério de superfície : 600 t / dia.
Capacidade de produção minério em profundidade : 3.200 t / dia.
Produção minério de superfície : 0,2 t / ano.

Produção do minério em profundidade : 4,5 t / ano

Mineralogia : ouro nativo predominantemente livre. A parcela do ouro não liberada está associada a sulfetos ou a silicatos. Os sulfetos são arsenopirita, pirita, pirrotita e calcopirita. A análise mineralógica típica do minério é : quartzo (30 a 39 %), oligoclásio (22 a 26 %), clorita (18 a 22 %), calcita (6 a 8 %), dolomita (4 a 6 %), pirita (0,8 a 3,0 %), arsenopirita (0,2 a 3,5 %), pirrotita (0,4 a 2,5 %), grafita (0,05 a 0,3 %) e calcopirita (0,0 a 0,2 %).

Descrição do método de tratamento : minério de superfície : lixiviação em pilhas, seguida de CIC; minério em profundidade : concentração gravítica com fusão do concentrado e lixiviação do rejeito em tanques com agitação após pré-aeração, seguida de CIP. As soluções eluídas se juntam e seguem para a eletrorecuperação.

Capacidade das pilhas : 33.000 t.

Tempo de lixiviação : 2 meses.

Granulometria da pilhas : < 3 / 4" (19 mm).

Tipo de aglomerante : cal.

Concentração de ouro na solução rica proveniente das pilhas : 1,5 mg / l.

Recuperação metalúrgica na lixiviação em pilhas : 80,0 %.

Granulometria da moagem no circuito CIP : 80,0 % < 200 # (0,074 mm).

Concentração gravítica : jigues e mesas vibratórias.

% do ouro recuperado na concentração gravítica : 30,0.

Teor do concentrado gravítico : 34,0 %.

Tempo da lixiviação em tanques : 24 h.

Número de estágios na adsorção CIP : 06.

Tipo de dessorção : Zadra.

Concentração de ouro na solução rica proveniente da lixiviação em tanques : 2,8 mg / l.

Consumo de cianeto de sódio : 400 g / t.

Consumo de cal : 1,0 kg / t.

% do ouro recuperado na cianetação : 64,0.

Recuperação metalúrgica na cianetação : 91,5 %.

Recuperação metalúrgica total : 94,0 %.

Tipos de minério

Não refratário : oxidado (de superfície) e “free-milling” (em profundidade).

Métodos de tratamento

Minério oxidado : cianetação.

A lixiviação é realizada em pilhas e o ouro recuperado da solução rica por CIC, seguido de eletrorecuperação.

Minério “free-milling” : concentração gravítica com fusão do concentrado , seguida de pré-aeração e cianetação do rejeito.

A lixiviação é realizada em tanques com agitação e o ouro recuperado da solução rica por CIP, seguido de eletrorecuperação.

Usina de Fazenda Maria Preta (59, 60)

Localização : Valente - Bahia.

Empresa : Companhia Vale do Rio Doce.

Reservas : 2 milhões de t.

Início de operação :

Teor : 4,5 g / t.

Capacidade : 480 t / dia.

Produção : 700 kg / ano.

Mineralogia : bastante variada - quartzo (32 a 96 %), plagioclásio (0 a 44 %), smectita (0 a 30 %), sericita (0 a 18 %), caulinita (0 a 12 %), goethita / limonita (0 a 6 %), clorita (0 a 5 %) e hematita (0 a 2 %).

Descrição do método de tratamento : concentração gravítica, seguida de fusão do concentrado e lixiviação do rejeito em tanques com agitação, seguida de CIP e eletrorecuperação.

Granulometria da moagem : 70,0 % < 200 # (0,074 mm).

Concentração gravítica : mesa estática e mesas vibratórias.

% do ouro recuperado na concentração gravítica : entre 10,0 e 20,0 %.

Número de estágios na adsorção CIP : 06.

Tipo de dessorção : Zadra.

Recuperação metalúrgica na cianetação : 91,5 %.

Recuperação metalúrgica total : 95,0 %.

Modificações da usina :

Mineralogia : em profundidade (abaixo de 40 m) apareceu minério com matéria carbonosa e pequena quantidade de sulfetos.

Concentração gravítica : foi eliminada, pois o ouro recuperável pela concentração gravítica ocorria apenas num corpo.

CIP : foi substituído por CIL;

Recuperação metalúrgica : 85,0 % (valor típico) - entretanto muitas pilhas de homogeneização apresentaram recuperações entre 40,0 e 75,0 %.

Tipos de minério

Início de operação : não refratário (“free-milling”).

Em profundidade : refratário : refratariedade física : **minério com materiais “preg robbing”** (matéria carbonosa).

Métodos de tratamento

Início de operação : concentração gravítica com fusão do concentrado, seguida de cianetação do rejeito.

A lixiviação era realizada em tanques com agitação e o ouro recuperado da solução rica por CIP, seguido de eletrorecuperação.

Em profundidade : cianetação.

A lixiviação passou a ser CIL, seguida de eletrorecuperação.

Usina de Igarapé Bahia (59, 60)

Localização : Parauapebas - Pará.

Empresa : Companhia Vale do Rio Doce.

Reservas : 14 milhões de t.

Início de operação : 1991.

Teor : 5,0 g / t.

Capacidade : 3.000 t / dia.

Produção : 4,7 t / ano.

Mineralogia : hematita (30 a 35 %), goethita (30 a 36 %), quartzo (1 a 3 %) e gibsita (2 a 10 %). O ouro é finíssimo, praticamente abaixo de 400 # (0,037 mm).

Descrição do método de tratamento : lixiviação em tanques com agitação, seguida de CIP e eletrorecuperação.

Granulometria da moagem : 60 a 70 % < 200 # (0,074 mm); 100 % < 28 #.

Tempo de lixiviação : 18 a 20 h.70 Número de estágios na adsorção CIP : 06.

Teor do carvão carregado : 5,0 a 7,5 kg Au / t.

Reposição de carvão : 2,7 g / t.

Tipo de dessorção : Zadra sob pressão, na seqüência : eluição, regeneração térmica e lavagem ácida.

Temperatura de eluição : 150° C.

Tempo de eluição : 5 h.

Pressão de eluição : 4,5 atm.

Solução utilizada na eluição : água quente + solução de soda 0,5 %.

Concentração de ouro na solução rica : 4,5 mg / l.

Consumo de cianeto de sódio : 400 a 450 g / t.

Consumo de cal : 1,5 kg / t.

Recuperação metalúrgica : 94,0 %.

Modificações da usina : 1994.

Em outubro de 1994 a usina foi duplicada e introduzida lixiviação em pilha.

Teor do circuito CIP : 4,0 g / t .

Teor da lixiviação em pilhas : 2,0 g / t.

Capacidade do circuito CIP : 6.000 t / dia.

Capacidade da lixiviação em pilhas : 1.200 t / dia.

Produção do circuito de lixiviação em tanques com agitação : 9,4 t.

Produção da lixiviação em pilhas : 0,6 t.

Produção total : 10,0 t / ano.

Capacidade das pilhas : 55.000 t.

Granulometria das pilhas : < 4”.

Altura das pilhas : 4m (implantação com a utilização de caminhões) e 6m (a partir de maio 96 com a utilização de transportadores de correia móveis).

Número de pilhas : 6 a 8.

Tempo do ciclo da lixiviação em pilhas : 90 dias.

Teor da solução rica no início da percolação : 3,0 a 4,0 mg / l.

Teor médio da solução rica : 1,2 mg / l.

Teor final da solução rica : 0,1 mg / l (é efetuado lavagem com água após a solução rica atingir valores aproximados de 0,7 mg / l).

Teor de ouro na pilha exaurida : 0,3 g / t.

Velocidade de percolação : 12 a 16 l / h / m².

Recuperação da lixiviação em pilhas : 80 %.

Observação : a solução rica proveniente da lixiviação em pilhas retorna ao circuito de moagem. Desta forma, a lixiviação em tanques já se inicia com ouro em solução. O circuito CIP absorveu o excesso de ouro sem maiores problemas.

Tipo de minério

Não refratário : **oxidado**.

Métodos de tratamento

Início de operação (1991) : cianetação.

A lixiviação era realizada apenas em tanques com agitação e o ouro recuperado da solução rica por CIP, seguido de eletrorecuperação.

Outubro de 1994 : cianetação.

A lixiviação passou a ser efetuada também em pilhas. A solução rica proveniente das pilhas passou a ser encaminhada para o circuito de moagem.

Observações : O Autor considera grande inovação retornar a solução rica proveniente da lixiviação em pilhas ao circuito de moagem e conseqüentemente à cianetação em tanques (não foi encontrada nenhuma referência na literatura). Este procedimento não provocou transtornos no circuito CIP, provavelmente devido a superdimensionamento ou diminuição da frequência da eluição do carvão carregado.

Usina de Itabira (59)

Localização : Itabira - Minas Gerais.

Empresa : Companhia Vale do Rio Doce.

Reservas : 2 milhões de t.

Início de operação :

Teor : 20,0 a 300,0 g / t (média de 40,0 g / t).

Capacidade : 72 t / dia.

Produção : 850 kg / ano.

Mineralogia : hematita (68 %) e quartzo (30 %).

Descrição do método de tratamento : concentração gravítica, seguida de separação magnética e fusão da fração não magnética, com lixiviação do rejeito da mesa em tanques com agitação, seguida de CIP.

Granulometria da moagem : 60,0 % < 200 # (0,074 mm).

Concentração gravítica : jigue e mesas vibratórias.

% do ouro recuperado na concentração gravítica : 80,0 %.

Teor do concentrado gravítico : 20,0 a 50,0 %.

Tempo de lixiviação : 16 h.

Número de estágios na adsorção CIP : 06.

Tipo de dessorção : Zadra.

Concentração de ouro na solução rica : 7 a 8 mg / l.

% do ouro recuperado na cianetação : 19,0 %.

Recuperação metalúrgica na cianetação : 95,0%.

Recuperação metalúrgica total : 99,0 %.

Modificações da usina :

Teor : 5,0 g / t.

Capacidade : 144 t / dia.

Produção : 210 kg / ano.

CIP : foi substituído por CIL (12 h).

% do ouro recuperado na concentração gravítica : 20,0 %.

% do ouro recuperado na cianetação : 76,0 %.

Recuperação metalúrgica na cianetação : 95,0%.

Recuperação metalúrgica total : 96,0 %.

Tipos de minério

Início de operação : não refratário (“free-milling”).

Posteriormente : refratário : refratariedade física : **materiais “preg robbing”** (matéria carbonosa).

Métodos de tratamento

Início de operação : concentração gravítica, seguida de separação magnética do concentrado e cianetação do rejeito. O não magnético era fundido.

A lixiviação era realizada em tanques com agitação e o ouro recuperado da solução rica por CIP, seguido de eletrorecuperação.

Posteriormente : a lixiviação passou a ser CIL.

Usina de Mara Rosa (61)

Localização : Mara Rosa - Goiás.

Empresa : Mineração Marex Ltda.

Reservas : 400.000 t.

Teor : 2,0 g / t.

Capacidade : 250 t / dia.

Produção : 135 kg / ano.

Mineralogia : ouro nativo, de granulometria muito fina, 70,0 % < 100 # (0,15 mm) e 43,0 % < 400 # (0,037mm), bastante argiloso e micáceo.

Descrição do método de tratamento : lixiviação em pilhas, precedida de aglomeração, seguida de precipitação com zinco e fusão.

Número de pilhas : 6. Capacidade das pilhas : 1.200 t.

Tempo de lixiviação : 7 dias. Ciclo de lixiviação : 26 dias.

Tipo de aglomerante : cimento tipo Portland.

Consumo de aglomerante : 15 kg / t.

Consumo de cianeto : 250 g / t.

Altura das pilhas : < 2,0 m.

Recuperação metalúrgica total : 90,0 %.

Tipo de minério

Não refratário : **oxidado.**

Método de tratamento

Cianetação.

A lixiviação era realizada em pilhas, precedida de aglomeração com cal e o ouro recuperado da solução rica por precipitação com zinco.

Observações : O tempo de lixiviação é bastante curto e é pequena a altura das pilhas de lixiviação.

Usina de Morro do Ouro (62, 63)

Localização : Paracatu - Minas Gerais.

Empresa : Rio Paracatu Mineração S/A (Grupo RTZ).

Reservas : 110 milhões de t (medida + indicada).

Teor : 0,6 g / t.

Capacidade : 30.000 t / dia.

Produção : 4,5 t / ano.

Mineralogia : 50,0 % sericita e 45,0 % de quartzo. Os outros 5,0 % são constituídos de magnetita, ilmenita, hematita, pirolusita, limonita, carbonato, turmalina, zircão, monazita, rutilo, pirita, pirrotita, galena, esfalerita, arsenopirita, calcopirita, tetraedrita, grafita e ouro nativo.

Descrição do método de tratamento : flotação, seguida de concentração gravítica e cianetação do rejeito da concentração gravítica. O concentrado gravítico é fundido. A lixiviação é CIL, seguida de CIP e eletrorecuperação.

Granulometria da moagem : 80,0 % < 0,020 mm.

Flotação : células mecânicas : isobutil xantato como coletor (5 g / t) e MIBC como espumante (40 g / t).

Recuperação na flotação : 84,0 %.

Concentração gravítica : concentrador Knelson.

% do ouro recuperado na concentração gravítica : 65,0.

Teor do concentrado da flotação : 600,0 g / t de Au - 43 g / t de Ag - 111g / t de Zn - 595 g / t de Pb e 77 g / t de Cu.

Tempo da lixiviação CIL (co-corrente) : 216 a 240 h.

Concentração de cianeto : 0,15 a 0,30 %.

Consumo de cianeto : 6 kg / t conc.

Consumo de carvão : 6 kg / kg Au.

Número de estágios na adsorção CIP : 09.

Tipo de dessorção : Alcoólica.

% do ouro recuperado na cianetação : 18,5.

Recuperação metalúrgica na cianetação : 98,0 %.

Recuperação metalúrgica total : 83,5 %.

Tipos de minério

Não refratário e refratário.

Não refratário : “**free-milling**”.

Refratário : refratariedade química : **minério com elementos reativos aos minerais constituintes** (cianicidas).

Método de tratamento

Flotação, seguida de concentração gravítica com fusão do concentrado e cianetação do rejeito.

A lixiviação é CIL e o ouro recuperado da solução por CIP.

Observações : O elevado consumo de cianeto é explicado pela presença de carbonatos e grafita.

Usina de Nova Lima (64)

Localização : Nova Lima - Minas Gerais.

Empresa : Mineração Morro Velho.

Teor : 5,5 g / t .

Capacidade : 2.000 t / dia.

Produção : 3,0 t / ano.

Mineralogia : a fonte consultada não faz referência.

Descrição do método de tratamento : concentração gravítica, seguida de fusão do concentrado e cianetação do rejeito. A lixiviação é efetuada em tanques com agitação e o ouro recuperado da solução rica através de precipitação com zinco e fusão.

Granulometria da moagem : 90,0 % < 200 # (0,074 mm).

Concentração gravítica : gold traps, mesas estáticas e mesas vibratórias James.

% do ouro recuperado na concentração gravítica : 47,0.

Teor do concentrado gravítico : 40,0 %.

Tempo de cianetação : 20 h.

Consumo de cianeto : 600 g / t.

Consumo de cal : 1 kg / t.

Consumo de nitrato de chumbo : 90 g / t.

Consumo de pó de zinco : 28 g / t.

% do ouro recuperado na cianetação : 48,0.

Recuperação metalúrgica na cianetação : 91,0 %.

Recuperação metalúrgica total : 95,0 %.

Tipo de minério

Não refratário : “free-milling”.

Método de tratamento

Concentração gravítica, seguida de fusão do concentrado e cianetação do rejeito.

A lixiviação é efetuada em tanques com agitação e o ouro recuperado da solução rica por precipitação com zinco.

Observação

É bem provável que a utilização da precipitação com zinco se explique pelo fato da usina ser anterior aos anos 70.

Usina de Queiroz (64)

Localização : Nova Lima - Minas Gerais.

Empresa : Mineração Morro Velho (Grupo Anglo American).

Circuito Cuiabá

Teor : 7,0 g / t.

Capacidade : 1.500 t / dia.

Produção : 2,9 t / ano.

Mineralogia : a fonte consultada não faz referência.

Descrição do método de tratamento : concentração gravítica, seguida de fusão do concentrado e flotação do rejeito. O concentrado da flotação é ustulado, lixiviado em tanques com agitação e o ouro recuperado da solução rica através de precipitação com zinco. O rejeito da primeira lixiviação é novamente lixiviado em tanques com agitação e o ouro recuperado por CIP, seguido de eletrorecuperação.

Granulometria da moagem : 80,0 % < 200 # (0,074 mm).

Concentração gravítica : mesas estáticas e mesas vibratórias.

% do ouro recuperado na concentração gravítica : 20,0.

Flotação : células mecânicas : mercapto como coletor (220 g / t), sulfato de cobre como ativador (250 g / t), Aero 404 como promotor (60 g / t), Aerofroth 65 como espumante (70 g / t).

Teor do concentrado da flotação : 30,0 g / t.

Tempo de cada lixiviação : 12 h.

% do ouro recuperado nas cianetações : 73,0.

Recuperação metalúrgica nas cianetações : 91,0 %.

Recuperação metalúrgica total : 93,0 %.

Tipos de minério

Não refratário e refratário.

Não refratário : “**free-milling**”.

Refratário : refratariedade física : **ouro incluso ou encapsulado**.

Método de tratamento

Concentração gravítica, seguida de fusão do concentrado e flotação do rejeito. O concentrado da flotação é ustulado, lixiviado em tanques com agitação e o ouro é recuperado da solução rica através de precipitação com zinco. O rejeito da primeira lixiviação é novamente lixiviado em tanques com agitação e o ouro recuperado da solução rica por CIP, seguido de eletrorecuperação.

Observação

O Autor considera esta alternativa de tratamento não convencional e não encontrou nenhuma referência na literatura.

Circuito Raposos

Teor : 5,0 g / t.

Capacidade : 1.000 t / dia.

Produção : 1,6 t / ano.

Mineralogia : a fonte consultada não faz referência.

Descrição do método de tratamento : concentração gravítica, seguida de fusão do concentrado e cianetação do rejeito. A lixiviação é efetuada em tanques com agitação e o ouro recuperado da solução rica através de CIP, seguido de eletrorecuperação.

Granulometria da moagem : 80,0 % < 200 # (0,074 mm).

Concentração gravítica : mesas estáticas e mesas vibratórias.

% do ouro recuperado na concentração gravítica : 46,0.

Tempo de lixiviação : 12 h.

% do ouro recuperado nas cianetações : 46,0.

Recuperação metalúrgica na cianetação : 85,0 %.

Recuperação metalúrgica total : 92,0 %.

Tipo de minério :

Não refratário : “free-milling”.

Método de tratamento

Concentração gravítica, seguida de fusão do concentrado e cianetação do rejeito.

A lixiviação é efetuada em tanques e o ouro recuperado da solução rica através de CIP, seguido de eletrorecuperação.

Usina de Riacho dos Machados (59, 60)

Localização : Riacho dos Machados - Minas Gerais.

Empresa : Companhia Vale do Rio Doce.

Reservas : 3,8 milhões de t.

Teor : 2,0 g / t.

Capacidade : 2.000 t / dia.

Produção : 1,0 t / ano.

Descrição do método de tratamento : lixiviação em pilhas, seguida de CIC e eletrorecuperação.

Número de pilhas : 2.

Altura das pilhas : 6,0 m.

Capacidade das pilhas : 50.000 t.

Ciclo de lixiviação : 70 dias.

Granulometria : < 1/2" (12.7 mm).

Tipo de aglomerante : mistura de cimento tipo Portland e NaCN.

Até 1990, o carvão carregado com ouro era transportado para a mina de Fazenda Brasileiro, na Bahia, onde efetuava-se a dessorção, eletrólise e fundição do ouro. O carvão depois de regenerado, era transportado novamente para Riacho dos Machados.

A partir de agosto de 1990, a dessorção, eletrólise e fundição passaram a ser executadas em Riacho dos Machados.

Tipo de dessorção : Zadra.

Recuperação metalúrgica total : 85,0 %.

Tipo de minério

Não refratário : **oxidado**.

Método de tratamento

Cianetação.

A Lixiviação é efetuada em pilhas, precedida de aglomeração, e o ouro recuperado da solução rica através de CIC.

Usina de São Bento (65)

Localização : Santa Bárbara - Minas Gerais.

Empresa : São Bento Mineração S / A.

Início de operação : 1986.

Teor : 10,0 g / t.

Capacidade : 240 t / dia.

Produção : 720 kg / ano.

Mineralogia : o ouro está diretamente associado à presença de sulfetos, notadamente, arsenopirita, pirrotita e calcopirita, podendo ocorrer raramente no seu estado livre, ou associado à pirita. Os minerais de ganga são quartzo e carbonatos. A composição do minério é de aproximadamente 5 % de enxofre e 2 % de arsênio.

Descrição do método de tratamento : concentração gravítica, seguida de fusão do concentrado e flotação do rejeito. Inicialmente o concentrado da flotação era submetido à oxidação ácida sob pressão (com pré-tratamento ácido), após remoagem, seguida de CIL e eletrorecuperação. Posteriormente, o concentrado da flotação passou a ser oxidado por bio-oxidação e oxidação ácida sob pressão.

O composição do concentrado da flotação é aproximadamente 8 % CO_3^{2-} , 34 % Fe, 19 % S e 10 % As.

A granulometria do concentrado remóido é de 95 % < 325 # (0,044 mm).

A oxidação é realizada a 190° C e 15,5 atm.

A neutralização é efetuada em três estágios.

Aproximadamente 80 % da polpa oxidada é recirculada na etapa de pré-tratamento ácido.

Número de estágios de lixiviação CIL (contra-corrente) : 06.

Tipo de dessorção : AARL.

Tipos de minério

Não refratário e refratário.

Não refratário : “**free-milling**”.

Refratário : refratariedade física : **ouro incluso ou encapsulado** (arsenopirita e pirita).

Método de tratamento

Concentração gravítica, seguida de fusão do concentrado e flotação do rejeito. Inicialmente o concentrado da flotação era remóido e submetido à oxidação sob pressão, seguida de CIL e eletrorecuperação. Posteriormente, o concentrado da flotação passou a ser oxidado por bio-oxidação e oxidação sob pressão.

Usina de Bjorkdal (56)

Localização : Suécia.

Início de operação : 1988.

Mineralogia : ouro de aluvião, livre e em vários tamanhos.

Capacidade : 1.000 t / dia.

Produção : 950 kg / ano.

Teor : 3 a 4 g / t.

Recuperação de ouro : 80 a 85 %.

Descrição do método de tratamento : concentração gravítica em cones Reichert e posteriormente em espirais / mesas vibratórias. O concentrado das mesas vibratórias segue para a fusão. O rejeito da concentração gravítica é remóido e concentrado por flotação (xantato e pH natural). O concentrado da flotação é espessado, filtrado e fundido.

Granulometria da moagem : 80 % < 200 # (0,074 mm).

Tipo de minério

Não refratário : **aluvião**.

Método de tratamento

Concentração gravítica seguida de fusão do concentrado e flotação do rejeito. O concentrado da flotação é fundido.

Usina de East Drienfontein (56)

Localização : Carletonville, Transvaal, África do Sul.

Início de operação : 1973.

Mineralogia : ouro livre e muito fino; eletro intimamente associado em maior proporção com quartzo e em menor proporção com pirrotita.

Capacidade : 8.000 t / dia.

Produção : 20,7 t / ano.

Teor : 8,0 g / t.

Recuperação de ouro : 98,0 a 98,5 %.

Descrição do método de tratamento : pré-aeração é usada para oxidar a pirrotita presente no minério, num tempo de 8 a 10 h, pH entre 10,5 a 11,0, e cal para controle de pH.

Granulometria da moagem : 78 % < 200 # (0,074 mm).

A concentração de cianeto varia de 0,20 a 0,25 mg / l, com um consumo de 250 g / t.

O tempo de lixiviação é de aproximadamente 40 h, apesar da maior parte da dissolução do ouro ocorrer em 24 h.

O ouro é recuperado da solução rica por precipitação com zinco e fusão, após espessamento e filtragem (filtros de tambor).

Tipo de minério

Não refratário : “free-milling”.

Método de tratamento

Cianetação precedida de pré-aeração.

A lixiviação é efetuada em tanques com agitação e o ouro é recuperado da solução rica através de precipitação com zinco.

Usina N° 4 de Harmony (56)

Localização : Virginia, Orange Free State, África do Sul.

Início de operação : 1986.

Mineralogia : ouro majoritariamente livre e fino; eletro intimamente associado com quartzo; pouco ouro grosseiro.

Capacidade : 5.000 t / dia.

Produção : 3,8 t / ano.

Teor : 2,4 g / t.

Recuperação de ouro : 95,0 %.

Descrição do método de tratamento : lixiviação em tanques, seguida de CIP e eletrorecuperação.

Granulometria da moagem : aproximadamente 75 % < 200 # (0,074 mm).

O número de estágios CIP é 7 e a perda de ouro nos finos de carvão é de 0,012 a 0,016 g / t.

O tipo de eluição empregado é AARL, em temperatura de 120° C, na seqüência : lavagem ácida do carvão carregado (85° C), eluição e regeneração térmica. Após a eluição a solução rica segue para a eletrorecuperação.

Tipo de minério

Não refratário : “free-milling”.

Método de tratamento

Cianetação.

A lixiviação é realizada em tanques e o ouro recuperado da solução rica através de CIP, seguido de eletrorecuperação.

Nova Usina de Presidente Brand (56)

Localização : Welkom, Orange Free State, África do Sul.

Início de operação : 1986.

Mineralogia : parte do ouro é grosseiro; a maior parte do ouro é fino; eletro está intimamente associado ao quartzo.

Capacidade : 14.000 t / dia.

Produção : 22,3 t / ano.

Teor : 5,0 g / t.

Recuperação de ouro : 96,5 %.

Descrição do método de tratamento : concentração gravítica em tambores concentradores (Johnson), seguida de lixiviação intensiva e filtragem. O rejeito da concentração gravítica segue para a lixiviação em tanques e CIP. As soluções ricas são recuperadas conjuntamente por precipitação com zinco, seguida de fusão.

Granulometria da moagem : 76 % < 200 # (0,074 mm).

Aproximadamente 50 % do ouro é recuperado na concentração gravítica.

A perda de ouro nos finos de carvão é de 0,015 g / t.

A precipitação com zinco é efetuada sem de-aeração e sem adição de nitrato de chumbo.

A eluição empregada é AARL na seqüência : lavagem ácida, eluição e regeneração térmica.

Tipo de minério

Não refratário : “free-milling”.

Método de tratamento

Concentração gravítica com cianetação do concentrado e do rejeito.

A lixiviação do concentrado é intensiva e a do rejeito é realizada em tanques com agitação. As soluções ricas são recuperadas conjuntamente através de CIP, seguido de precipitação com zinco.

Usina de Homestake Lead (56)

Localização : Lead, Dakota do Sul, Estados Unidos.

Início de operação : 1970.

Localização : a maior parte do ouro é fino e livre; uma pequena proporção do ouro é associado com prata; os minerais de ganga predominantes são clorita e quartzo.

Capacidade do circuito de grossos : 2.900 t / dia.

Capacidade do circuito de finos : 2.000 t / dia.

Produção total : 5,3 t / ano.

Teor do minério no circuito de grossos : 4,7 g / t.

Teor do minério no circuito de finos : 1,9 g / t.

Recuperações de ouro em ambos os circuitos : 92,0 a 94,0 %.

Descrição do método de tratamento : moagem em granulometria aproximada de 65 % < 200 # (0,074 mm). O produto da moagem é classificado em hidrociclones. O “underflow”, com 85 % < 150 # (0,0105 mm), segue para a concentração gravítica e o “overflow”, com 99 % < 200 # (0,074 mm), vai para o circuito de finos. O concentrado da concentração gravítica segue para a fusão e o rejeito para o circuito de grossos.

Circuito de grossos : lixiviação em tanques sem agitação durante 196 h, utilizando concentração de cianeto de 0,5 g / l. A recuperação de ouro da solução rica é feita por precipitação com zinco, seguida de fusão.

Circuito de finos : Pré-aeração com ar, seguida de lixiviação em tanques e CIP.

A eluição utilizada é Zadra em temperatura variando entre 90 e 95° C, durante 60 h. Não é efetuada a lavagem ácida, mas apenas regeneração térmica após a eluição. Após a eluição a solução rica segue para a eletrorecuperação.

Tipo de minério

Não refratário : “free-milling”.

Método de tratamento

Concentração gravítica com fusão do concentrado e cianetação do rejeito.

A cianetação é efetuada em duas granulometrias : a fração grossa é lixiviada em tanques sem agitação e o ouro recuperado da solução rica através de precipitação com zinco; a fração fina é lixiviada em tanques com agitação após pré-aeração e o ouro recuperado da solução rica através de CIP, seguido de eletrorecuperação.

Usina de Chimney Creek (56)

Localização : Winnemucca, Nevada, Estados Unidos.

Início de operação : 1987.

Mineralogia : Minério de superfície contendo entre 10 e 20 % de argila. Minério em profundidade contendo ouro livre muito fino, eletro e quantidade significativa de argila. Presença de mercúrio, em concentração aproximada de 1 a 20 g / t, em ambos os minérios.

Capacidade do circuito de minério de superfície : 5.000 t / dia.

Capacidade do circuito de minério em profundidade : 2.300 t / dia.

Produção total : 5,6 t / ano.

Teor do minério de superfície : 1,1 g / t.

Teor do minério em profundidade : 6,0 g / t.

Recuperação de ouro no minério de superfície: 65 a 70 %.

Recuperação de ouro no minério em profundidade : 95,0 a 96,0 %.

Descrição do método de tratamento para o minério de superfície : lixiviação em montes, seguida de CIC, precipitação com zinco e fusão.

O minério é empilhado por caminhões em granulometria inferior a 1 m, em alturas médias de 15 m.

Descrição do método de tratamento para o minério em profundidade : adição de cianeto na moagem. Lixiviação em tanques com agitação após espessamento, seguida de CIP e precipitação com zinco.

Granulometria da moagem : 78 % < 200 # (0,074 mm).

Os carvões carregados provenientes de cada processo utilizado são eluídos conjuntamente pelo processo Zadra sob pressão na seqüência : eluição, lavagem ácida e regeneração térmica do carvão.

A eluição é efetuada a 150° C, 4,5 Atm, com concentração de NaCN de 5 g / l e por aproximadamente 6 h.

Após a eluição a solução rica contém 3 mg / l de mercúrio.

Tipo de minério

Não refratário : “free-milling”.

Método de tratamento

Minério de superfície : Cianetação.

A lixiviação é realizada em montes e o ouro recuperado da solução rica através de CIC, seguido de precipitação com zinco.

Minério em profundidade : Cianetação.

A lixiviação é efetuada em tanques e o ouro recuperado da solução rica através de CIP, seguido de precipitação com zinco.

Observação

A taxa de percolação (24 l / h / m²) é muito alta para a granulometria empregada e quantidade de argila presente.

A escolha da precipitação com zinco em substituição à eletrólise se deve a presença significativa de mercúrio na solução rica (3 mg / l).

Usina de Muruntau (56)

Localização : Uzbequistão, Rússia.

Início de operação : 1970

Mineralogia : ouro livre em tamanhos variados; pequena parcela do ouro associada com sulfetos, predominantemente, arsenopirita.

Capacidade : 2.200 t / dia.

Produção : 1,6 t / ano.

Teor : 2,4 g / t.

Recuperação de ouro : 92 a 94 %.

Descrição do método de tratamento : concentração gravítica seguida de fusão do concentrado; o rejeito da concentração gravítica é lixiviado em tanques e segue para o processo RIP e eletrorecuperação.

A eluição da resina é feita em três estágios : remoção de zinco, níquel e cianeto com solução diluída de ácido sulfúrico; remoção de cobre com solução de nitrato de amônio amoniaco e eluição do ouro e prata com tiouréia. A solução de tiouréia rica em ouro e prata segue para a eletrorecuperação.

Tipo de minério

Não refratário : “free-milling”.

Método de tratamento :

Concentração gravítica seguida de fusão do concentrado e cianetação do rejeito.

A lixiviação é realizada em tanques com agitação e o ouro recuperado da solução rica através de RIP, seguida de eletrorecuperação.

Usina de Agnico Eagle (56)

Localização : Joutel, Quebec, Canadá.

Mineralogia : grãos finos de ouro intimamente associado com pirita (10 a 20 % do ouro) em micro-inclusões, e menor quantidade de arsenopirita. O tamanho de liberação do ouro é < 400 # (0,037 mm).

Capacidade : 1.650 t / dia.

Produção : 3,0 t / ano.

Teor : 6,0 g / t.

Recuperação de ouro : 91 %.

Descrição do método de tratamento : flotação com amil xantato, como coletor, e espumante não especificado.

Granulometria da moagem : 60 a 70 % < 400 # (0,037 mm).

A recuperação de ouro na flotação é próxima a 98 % e o teor de ouro no concentrado varia de 20 a 30 g / t.

O concentrado da flotação é remóido em granulometria 90 a 95 % < 400 # (0,037 mm), pré-aerado e lixiviado, seguindo para a precipitação com zinco e fusão.

O bullion contém 75 % de ouro e 22 % de prata.

A pré-aeração é efetuada em pH 11,5 a 12,0, ajustado com cal, adição de oxigênio e nitrato de chumbo, e tempo de residência de 32 h.

A lixiviação é realizada num tempo de 60 h.

Tipo de minério

Refratário : refratariedade química : **minério com elementos reativos aos minerais constituintes** (cianídeos e consumidores de oxigênio) e física : **minério com ouro incluído** (pirita / arsenopirita).

Método de tratamento

Flotação com moagem do concentrado em granulometria fina, seguida de pré-aeração e cianetação.

A lixiviação é realizada em tanques agitados e o ouro recuperado da solução rica através de precipitação com zinco.

Observação

Possivelmente a alta quantidade de prata no bullion (22 %), justifique a utilização da precipitação com zinco (alta quantidade de prata na solução rica).

Usina de Fimiston / Gidji (56)

Localização : Kalgoorlie, Austrália.

Início de operação : 1989.

Mineralogia : Ouro predominantemente associado com pirita, em micro inclusões, apesar de existir algum ouro livre.

Capacidade : 5.700 t / dia.

Produção : 6,3 t / ano.

Teor : 3,8 g / t.

Recuperação de ouro : 87 a 89 %.

Descrição do método de tratamento : flotação, seguida de ustulação do concentrado, lixiviação em tanques, CIP e eletrorecuperação. O rejeito da flotação é lixiviado e segue para o CIP e eletrorecuperação.

Granulometria da moagem : 80 % < 150 # (0,0105 mm).

Tipo de equipamento utilizado na ustulação : leito fluidizado circulante.

Tipo de eluição : AARL na seqüência eluição e regeneração térmica (não utiliza-se lavagem ácida).

Recuperação metalúrgica de ouro na flotação : 80 a 85 %.

Recuperação metalúrgica de ouro na ustulação / cianetação : 90 a 91 %.

Recuperação metalúrgica de ouro na cianetação do rejeito da flotação : 75 a 80 %.

% do ouro recuperado na ustulação / cianetação : 72 a 77.

% do ouro recuperado na cianetação do rejeito da flotação : 12 a 15.

Tipo de minério

Refratário : refratariedade física : **minério com ouro incluso** (pirita).

Método de tratamento

Flotação com ustulação do concentrado, seguida de cianetação e cianetação do rejeito da flotação.

As lixiviações são realizadas em tanques agitados e o ouro recuperado das soluções ricas através de CIP, seguido de eletrorecuperação.

Observações

A usina de Fimiston / Gidji foi a primeira a utilizar um leito fluidizado circulante em ustulação (fabricação da Lurgi).

A recuperação de ouro na cianetação direta (ensaios de laboratório) é de 60 a 70 %.

Usina de Campbel Red Lake (56)

Localização : Balmertown, Ontário, Canadá.

Início de operação : 1987

Mineralogia : ouro livre e ouro associado predominantemente com arsenopirita, e uma pequena parcela com pirita e pirrotita. O mineral de ganga predominante é o quartzo, com menores quantidades de estibnita e calcopirita. O minério contém aproximadamente 1,3 % de enxofre.

Capacidade : 1.100 t / dia.

Produção : 6,5 t / ano.

Teor : 20 g / t.

Recuperação de ouro : 88 a 90 %.

Descrição do método de tratamento : concentração gravítica (jigues e mesas), seguida de amalgamação do concentrado e fusão. O rejeito da concentração gravítica é flotado. O rejeito da flotação é lixiviado em tanques, seguindo para o CIP e precipitação com zinco. O concentrado da flotação é ustulado, remoído e segue para a lixiviação em espessadores (duplo estágio em contra-corrente), filtragem, clarificação, de-aeração e precipitação com zinco.

Granulometria da moagem : 78 % < 200 # (0,074 mm).

O concentrado gravítico é sucessivamente amalgamado, mesmo em presença de arsenopirita.

O concentrado da flotação contém aproximadamente 5 % de arsênio.

A ustulação é efetuada em polpa com 75 % de sólidos e em dois estágios. O segundo estágio opera a temperaturas entre 575 e 600° C.

O produto da remoagem apresenta granulometria 80 % < 270 # (0,053 mm).

O tipo de eluição é Zadra sob pressão na seqüência : eluição, lavagem ácida e regeneração.

Tipos de minério

Não refratário e refratário :

Não refratário : “free-milling”.

Refratário : refratariedade física : **minério com ouro incluso** (arsenopirita e pirita).

Método de tratamento

Concentração gravítica, seguida de amalgamação do concentrado e flotação do rejeito. O concentrado da flotação é ustulado e segue para a cianetação. O rejeito da flotação também é cianetado.

A lixiviação do produto ustulado é realizada em espessadores e o ouro recuperado da solução rica através de precipitação com zinco.

A lixiviação do rejeito da flotação é realizada em tanques e o ouro recuperado da solução rica através de CIP, seguido de precipitação com zinco.

Usina de Mercur (56)

Localização : Salt Lake City, Utah, Estados Unidos.

Início de operação : 1983.

Mineralogia : minério de superfície contendo < 1 % de enxofre e aproximadamente 0,2 % de carvão (origem orgânica); minério em profundidade contendo em média 16 % de carbonatos, 1,2 % de enxofre e 0,4 % de carvão orgânico.

Capacidade do circuito de minério de superfície : 3.600 t / dia.

Capacidade do circuito de minério em profundidade : 725 t / dia.

Produção total : 3,0 t / ano.

Teor do minério de superfície : 2,4 g / t.

Teor do minério em profundidade : 2,0 g / t.

Recuperação de ouro no minério de superfície: 90 %.

Recuperação de ouro no minério em profundidade : 82,0 %.

Descrição do método de tratamento para o minério de superfície : CIL, seguido de eletrorecuperação, após moagem e espessamento.

Granulometria da moagem : 75 a 80 % < 200 # (0,074 mm).

Descrição do método de tratamento para o minério em profundidade : oxidação não ácida sob pressão, seguida de CIC e eletrorecuperação, após moagem.

Granulometria da moagem : 75 a 80 % < 200 # (0,074 mm).

A oxidação sob pressão é realizada em 32 atm e temperatura de 220° C.

O tempo de lixiviação CIL para o circuito de oxidação é de 14 h.

Os carvões carregados são eluídos conjuntamente na seguinte seqüência : lavagem ácida, eluição Zadra sob pressão e regeneração térmica.

As soluções eluídas seguem para a eletrorecuperação.

Tipos de minério

Refratários :

Minério de superfície : **oxidado**; refratariedade física : **materiais “preg robbing”**
(matéria carbonosa).

Minério em profundidade : refratariedade física : **materiais “preg robbing”**
(matéria carbonosa).

Método de tratamento

Minério de superfície : cianetação.

A lixiviação é CIL e o ouro recuperado da solução rica através de eletrorecuperação.

Minério em profundidade : oxidação não alcalina sob pressão, seguida de cianetação.

A lixiviação é CIL e o ouro recuperado da solução rica através de eletrorecuperação.

Observação :

O Autor considera o teor do minério em profundidade muito baixo para a escala de produção. Todas as outras fontes consultadas indicam teores acima de 4,0 g / t e capacidades acima de 1.500 t / dia.

Usina de Consolidated Murchison (56)

Localização : Gravelotte, N. Eastern Transvaal, África do Sul.

Início de operação : 1983.

Mineralogia : O ouro ocorre de diversas formas : grosseiro, finamente disseminado em sulfetos e como aurostibnita ($AuSb_2$). Os sulfetos em que o ouro está finamente disseminado são : berthierita ($FeSb_2S_4$), gudmundita ($FeAsS$) e gersdorffita (Fe,Ni,Co,As,S). Em média, o minério contém 3 a 4 % de Sb e 0,1 a 0,3 % de As.

Capacidade : processo em batelada; aproximadamente 1.000 t / mês.

Produção : 30 kg / ano.

Teor : 3,0 g / t.

Recuperação de ouro : 77 %.

Descrição do método de tratamento : concentração gravítica, seguida de amalgamação do concentrado e fusão. O rejeito da concentração gravítica é flotado, espessado, pré-aerado em presença de nitrato de chumbo, lixiviado em reator tubular sob pressão com injeção de O₂, espessado e filtrado. A solução rica segue para o CIC e o ouro é recuperado do carvão em outra usina. A torta proveniente da filtração é um concentrado de antimônio de alto teor (a fonte não faz referência ao teor).

Granulometria da moagem : 90 % < 200 # (0,074 mm).

% do ouro recuperado na concentração gravítica : 35,0.

Análise química do concentrado da flotação : Au (30,0 g / t), Sb (58 %), Fe (1,9 %), Pb, Ni, Cu e As (0,1 a 0,2 %).

Consumo de nitrato de chumbo : 1,4 kg / t.

Consumo de cianeto : 57 kg / t.

Consumo de oxigênio : 20 kg / t.

Condições da lixiviação sob pressão : 2 % NaCN, 52 % sólidos, pH 7, pressão 9 atm, oxigênio injetado no reator a 12 atm e temperatura entre 22 e 38° C.

Tipo de reator : tubular, com 5 cm de diâmetro e 1,5 km de comprimento.

Tempo de residência no reator : 15 minutos.

Tipos de minério

Não refratário e refratário :

Não refratário : “**free-milling**”.

Refratário : refratariedade química : **minério com elementos reativos aos minerais constituintes** (cianicidas e consumidores de oxigênio).

Método de tratamento

Concentração gravítica, seguida de amalgamação do concentrado e flotação do rejeito. O concentrado da flotação é cianetado após pré-aeração.

A lixiviação é realizada em reator tubular, com injeção de oxigênio, sob alta pressão, e o ouro recuperado da solução rica através de CIC (a fonte não faz referência ao tipo de eluição empregada).

Observações :

O Autor considera sem precedentes o método de tratamento utilizado.

Muito provavelmente, a economicidade do método de tratamento deve-se à recuperação do antimônio.

10. CONCLUSÕES

O Autor mostrou no decorrer da apresentação do trabalho, ser possível promover a correlação entre método de tratamento de minério de ouro e o tipo de minério de ouro.

A mineralogia é a ferramenta utilizada para a determinação do tipo de minério e desta forma é possível antecipar os prováveis métodos de tratamento de minérios de ouro a partir de sua caracterização mineralógica.

Buscando coerência com o conjunto de operações unitárias envolvidas no aproveitamento dos minérios de ouro, o Autor precisou questionar a definição de Tratamento de Minérios e julgou ser mais adequado utilizar-se do conceito amplo, proposto por Alberto Teixeira da Silva. Este conceito segue a corrente de Taggart e considera a Hidrometalurgia e a Pirometalurgia como partes integrantes do Tratamento de Minérios. O Autor então, não se utiliza das expressões Hidrometalurgia do ouro e Metalurgia do ouro, considerando que o tratamento de minérios de ouro termina apenas ao encaminhar-se a solução rica para a eletrólise ou um concentrado de ouro para a fusão. Dentro deste conceito, a Metalurgia do ouro inicia-se com a eletrólise da solução rica ou com a fusão do concentrado de ouro.

Num futuro próximo, lixiviação em pilhas e CIP continuarão a ser a rota preferida de minérios do tipo free-milling.

O desenvolvimento de resinas de troca iônica com propriedades físicas e químicas apropriadas para a extração de ouro em polpa provavelmente ocorrerá no início do século XXI. É possível que eventualmente o carvão ativado possa ser substituído pela resina.

A lixiviação em pilha será aplicada crescentemente em larga escala nos minérios de baixo teor e a baixos custos. Também métodos para lixiviação em pilhas para minérios com mineralogia mais complexa e climas mais difíceis serão desenvolvidos.

A bio-oxidação poderá se tornar uma alternativa para o tratamento de minérios refratários não carbonosos em substituição à oxidação sob pressão e à ustulação. A ustulação ainda continuará a ser a opção preferencial para os minérios carbonosos, mas as pressões ambientalistas continuarão a aumentar os custos para este processo.

Ao apresentar diversas usinas de tratamento de minérios de ouro, no Brasil e no mundo, o Autor mostrou a coerência da relação da mineralogia e método de tratamento, conforme discutido no capítulo 5.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. MARSDEN, J., IAIN, H. **The Chemistry of Gold Extration**. New York : Ellis Horwood, 1992. p.45-92.
2. HENLEY, K. J. **The Role of Mineralogy in Gold Ore Metalurgia**. 1986. 58p.
3. BRASIL. Departamento Nacional de Produção Mineral. **Perfil Analítico do Ouro**, Brasília, 1984. Boletim, 57, 144p.
4. BRASIL. Departamento Nacional da Produção Mineral. **Principais Depósitos Minerais do Brasil**. Brasília, 1985. 4v. (v.3). 187p.
5. REFRATORY GOLD. **Engineering and Mining Journal**, Chicago, v. 194, n. 6, p. 20-24, Jul. 1993.
6. TAGGART, A. F. **Handbook of Ore Dressing**. New York : John Wiley & Sons, 1945. Seção 2, p.70-128.
7. MCQUISTON, F. W., SHOEMAKER, R. S. **Gold and Silver Cyanidation Plant Practice Monograph**, AIME, 1975. p.11-22.
8. YANNOPOULOS, J. C. **The Extractive Metallurgy of Gold**, Van Nostrand Reinhold, Library of Congress catalog Card Number 90-12439, 1991. p.79-110.
9. MONOGRAPH: Series M7. **The Extractive Metallurgy of Gold in South Africa**. The Soth African Institute of Mining and Metallurgy, 1987. V.1, p.219-234.
10. CANNING, R. G., WOODCOCK, J. T. Innovations and Problems in Gold Recovery from Ores and Mineral Products. In: **The A.U.S.I.M Conference**, Melbourne, Vic., Aug. 1982, p. 365-381.
11. HERZ, N. Historical Developments in Milling of Gold Ores. In: **SME Mineral Processing Handbook**. New York: American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc., 1985, Section 18, p.4.
12. PRACTICE OF ORE DRESSING OF NON-FERROUS, RARE AND PRECIOUS METALS IN THE PLANTS OF THE USSR. **The Scientific-Research and Design Institute for Ore Dressing and Mechanical Processing of Minerals**, Bureau of Mines, 1972, New Delhi.p. 204-255.

13. BLASKETT, K. S. WOODCOCK, J. T. Treatment of Gold Ores. In: **Gold Ores.**, p. 1-93
14. TAGGART, A. F. **Handbook of Ore Dressing.** New York : John Wiley & Sons, 1945. Seção 1, p. 1.
15. GAUDIN, A. M. **Principles of Mineral Dressing.** New York: McGraw-Hill, 1939. 554p.
16. PRYOR, E. J. General Introduction. In: **Mineral Processing.** New York: Elsevier Applied Science Publishers, 1965. p.2-3.
17. BLAZY, P. **Le Valorization des Minerale.** 1970.
18. BROSCH, C. D., CHAVES, A. P. Conceituação de Mineralurgia e Papel Desempenhado pela Divisão de Tratamento de Minerais do Instituto de Pesquisas Tecnológicas de São Paulo. In: **Congresso Latino Americano de Mineralurgia - ALAMI, 2,** 1972. Lima. p.1-7.
19. SILVA, A. T. **Curso de Tratamento de Minérios.** 1973. V.1, p.1-2. V. 2, p.134-136.
20. VICENT, J. D. **SME Mineral Processing Handbook.** New York: American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc., 1985, Section 1, p.1-3.
21. WILLS, B. A. Minerals Processing Methods. In: **Mineral Processing Technology,** 1992.p. 13.
22. ROSHAN, B. B. Hydrometallurgical advances in precious metals extraction
23. LAKSCHEVITZ, A. J., RADINO P. Aplicação de Técnicas de Lixiviação para Extração de Ouro em Empreendimentos no Brasil, Projetos de Pequeno e Médio Porte. SIMPÓSIO INTERNACIONAL DO OURO, II, **Anais de Eventos Técnicos.** Rio de Janeiro, 1986.
24. DANA, J. D. HURLBUT, C. S. **Manual de Mineralogia.** 1974. V. 1, 239p.
25. ARBITER, Nathaniel. MINERAL PROCESSING - Past, Present, and Future. In: **Advances in Mineral Processing,** 1985, p. 3-15.
26. WENQIAN, W., POLING, G. W. Methos for Recovering Fine Placer Gold. **CIM Mineral Processing,** Dez/83. p. 1-10.

27. SOUZA, V. P. Recuperação de Ouro por Amalgamação e Cianetação: problemas ambientais e possíveis alternativas. Rio de Janeiro: CETEM/CNPq. **Série Tecnologia Mineral**, 44, Seção de Metalurgia Extrativa, 15, 1989. 26p.
28. CHAVES, A. P. Métodos de Concentração e Extração de Ouro. **Brasil Mineral**, n. 14, p. 26-35, 1985.
29. FIGUEIRA, H. V. O. **Flotação**. PDD-07/81, COPPE/UFRJ, Mar/81. p.1-8.
30. PENNA, M. T. M., GRANATO, M. Beneficiamento e Extração de Ouro e Prata de Minério Sulfetado. Brasília: CETEM/CNPq. **Série Tecnologia Mineral**, 26, Seção de Beneficiamento, 18, 1983. 30p.
31. MICHAELIS, H. V. GOLD INTO THE NINETIES, OPPORTUNITY & CHALLENGE INTRODUCTION. **Randol**. Randol International Ltd., Squaw Valley, 1990. p. 1-18.
32. OLIVEIRA, W. D., FEITOSA, J. A. Hidrometalurgia Aplicada a Minérios de Ouro. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E HIDROMETALURGIA, 8, 1981, Porto Alegre, **Anais de Eventos Técnicos**. Porto Alegre, 1981. p.24-31.
33. ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E HIDROMETALURGIA, 10,1984, Belo Horizonte, **Anais de Eventos Técnicos**. Belo Horizonte: CETEC, 1984. 1v.
34. JHA, M. C. Recovery of Gold and Silver from Cyanide Solutions: a comparative study of various processes, 1984. p. 1-34.
35. GRANATO, M. Metalurgia Extrativa do Ouro. Brasília : CETEM/CNPq. **Série Tecnologia Mineral**, 37, Seção de Metalurgia Extrativa, 14, 1986, 79p.
36. Heap Leaching - a low-cost recovery method for small gold deposits in northwestern Ontario, **CIM Metallurgy**, v.76, n. 850, p. 102-108.
37. MADEIRA, R. M. **Relatório Interno C.V.R.D**, Fazenda Brasileiro, 1983
38. PRASAD, M. S., BINEY, R. M., PIZARRO, R. S. Modern Trends in Gold Processing - Overview, **Mineral Engineering**, v. 4, n. 12, p. 1257-1277.
39. YANNOPOULOS, J. C. **The Extractive Metallurgy of Gold**, Van Nostrand Reinhold, Library of Congress catalog Card Number 90-12439, 1991. p.115-133.

40. VAN ZYL, D. J. A., HUTCHISON, I. P.G., KIEL, J. E. Introduction to Evaluation, Design and operation of Precious Metal Heap Leaching Projects **AIME**, 1988. p. 68-91.
41. MARSDEN, J. O., SASS S. A. Innovative Methods for Precious Metals Recovery in North América. **Mining Engineering**, Set/93. p. 1.144-1151.
42. Hidrometalurgia do Ouro, Fazenda Brasileiro, Ago/92. p.45-53.
43. UDUPA, A. R., KAWATRA, S. K., PRASAD, M. S. Developments in Gold Leaching : a Literature Survey. **Mineral Processing and Extractive Metalurgia Review**, 1990. v.2. p. 115-135.
44. MARSDEN, J., HOUSE IAIN. **The Chemistry of Gold Extration**. New York : Ellis Horwood, 1992. p.309-374.
45. Summary and Conclusions, **Randol Int. Ltd.** , 1992. p.1-48.
46. VAN ZYL, D. J. A., HUTCHISON, I. P.G., KIEL, J. E. Introduction to Evaluation, Design and operation of Precious Metal Heap Leaching Projects **AIME**, 1988. p. 137-151.
47. SEYORE, D. S., FLEMING, C. A. Golden Jubilee Resin in Pulp Plant For Gold Recovery. **Randol** 89, p. 243-252.
48. VAN ZYL, D. J. A., HUTCHISON, I. P.G., KIEL, J. E. Introduction to Evaluation, Design and operation of Precious Metal Heap Leaching Projects **AIME**, 1988. p. 124-143.
49. MARSDEN, J., HOUSE IAIN. **The Chemistry of Gold Extration**. New York : Ellis Horwood, 1992. p.176-255.
50. CARVALHO, T.M, HAINES, A.K., DA SILVA, E.J. & DOYLE, B. N. Start-up of the Sherrit pressure oxidation process at São Bento, Proc. Randol Perth Int. of Gold Conf., **Randol Int. Ltd.**, Golden, Co, USA. 1988, p. 152-156.
51. BEREZOWSKY, R. M. G. S., COLLINS, M.J., KERFOOT, D. G. E., TORRES, N. The Commercial Status of Pressure Leaching Tecnology. **Journal of Metals**, Feb/1991.
52. LA BROOY, S.R. et all. Review Of Gold Extraction From Ores. **Minerals Engineering**. v.7. 1994, p. 1213-1241.

53. PENDREIGH, R. et all. Refractory Gold : Process Compaison. SIMPÓSIO INTERNACIONAL DO OURO, V, 1989, Rio de Janeiro, **Anais de Eventos Técnicos.**
54. YANNOPOULOS, J. C. **The Extractive Metallurgy of Gold**, Van Nostrand Reinhold, Library of Congress catalog Card Number 90-12439, 1991. p.171-182.
55. Development and Milling Results. **Mining Journal Supplement.** Londres. Out/1994.
56. MARSDEN, J., HOUSE IAIN. **The Chemistry of Gold Extration.** New York : Ellis Horwood, 1992. p.508-566.
57. CARDOSO, L. Projeto Ouro Crixás, Goiás. SIMPÓSIO INTERNACIONAL DO OURO, VII, 1991, Rio de Janeiro, **Anais de Eventos Técnicos.**
58. SIQUEIRA, L. T. et all. Projeto Ouro Bahia - "Fazenda Brasileiro" (CVRD). SIMPÓSIO INTERNACIONAL DO OURO, I, 1985, Rio de Janeiro, **Anais de Eventos Técnicos.** Rio de Janeiro, 1985.
59. TORRES, D. D. Programa ouro da Companhia Vale do Rio Doce. SIMPÓSIO INTERNACIONAL DO OURO, V, 1989, Rio de Janeiro, **Anais de Eventos Técnicos.** Rio de Janeiro, 1989.
60. VIVEIROS, J. F. M. Novos Projetos de Ouro da CVRD : Riacho dos Machados, Maria Preta e Igarapé Bahia. SIMPÓSIO INTERNACIONAL DO OURO, VII, 1991, Rio de Janeiro, **Anais de Eventos Técnicos.** Rio de Janeiro, 1991.
61. LYRIO, J. G. et al. Projeto de Lixiviação do Minério Intemperizado de Mara Rosa - GO. SIMPÓSIO INTERNACIONAL DO OURO, V, 1989, Rio de Janeiro, **Anais de Eventos Técnicos.** Rio de Janeiro, 1989.
62. ZINI, A., INRI UMIT. Pilot Plant Development and Industrial Operations R.P.M.' S Morro do Ouro Mine - Brasil. SIMPÓSIO INTERNACIONAL DO OURO, V, 1989, Rio de Janeiro, **Anais de Eventos Técnicos.** Rio de Janeiro, 1989.
63. COSTA, S. L. et al. Programa de Otimizações Operacionais da Rio Paracatu Mineração S.A. SIMPÓSIO INTERNACIONAL DO OURO, VII, 1991, Rio de Janeiro, **Anais de Eventos Técnicos.** Rio de Janeiro, 1991.

64. ALMEIDA, S. L. M. et al. Usinas de Beneficiamento de Ouro da Mineração Morro Velho : Nova Lima e Queiroz. **Manual Usinas de Beneficiamento**. Rio de Janeiro : CETEM/CNPq/DNPM/FINEP, 1989. p. 133-144.
65. REIS, J. A. T. P. et al. Implementação de Lavra Mecanizada e de Biolixiviação na São Bento Mineração. SIMPÓSIO INTERNACIONAL DO OURO, VII, 1991, Rio de Janeiro, **Anais de Eventos Técnicos**. Rio de Janeiro, 1991.
66. MARSDEN, J., HOUSE IAIN. **The Chemistry of Gold Extration**. New York : Ellis Horwood, 1992. p.27-34.

LISTA DE TABELAS	Página
Tabela 2.1: Elemento nativo e ligas	4
Tabela 2.2: Teluretos	4
Tabela 2.3: Selenietos, antimonietos e sulfetos	5
Tabela 3.1.1 : Classificação dos minérios não refratários	9
Tabela 3.2.1 : Classificação dos minérios refratários	10
Tabela 5.4.1 : Correlação entre tipo de minério e método de tratamento	20
Tabela 6.1.1 : Faixas granulométricas utilizadas nos principais equipamentos de concentração gravítica de ouro	22
Tabela 6.1.2 : Classificação do ouro por granulometria	23
Tabela 6.1.3 : Recuperação de ouro na concentração gravítica em função da granulometria	23
Tabela 6.3.1 : Sistema de reagentes utilizado para a flotação de sulfetos portadores de ouro ou para a flotação de ouro muito fino	26
Tabela 6.4.6.1 : Principais características do carvão ativado	37
Tabela 6.4.6.2 : Características dos diversos processos de eluição	40
Tabela 6.4.6.3 : Condições dos diversos processos de eluição	41
Tabela 6.4.9.1 : Carvão ativado x precipitação com zinco	44
Tabela 6.5.6.1 : Principais reações químicas - ustulação -	54
Tabela 6.5.6.2 : Comparação da performance dos fornos - ustulação -	55
Tabela 7.1.1 : Teor de ouro e escala de produção, na África do Sul	58
Tabela 7.1.2 : Teor de ouro e escala de produção, no mundo	59
Tabela 7.1.3 : Teor de ouro e escala de produção, no Brasil	60
Tabela 7.2.1 : Recuperações x teores - tratamento de minérios de ouro -	61
Tabela 7.3.1 : Utilização dos diferentes métodos de tratamento de minérios de ouro em % da quantidade de ouro produzido no mundo	63
Tabela 8.1 : Cronologia dos principais eventos ocorridos no estado da arte em tratamento de minérios de ouro	78

LISTA DE FIGURAS

	Página
Figura 5.4.1 : Possíveis combinações entre os diversos métodos de tratamento de minérios de ouro	21
Figura 6.4.3.1 : Lixiviação em pilhas	30
Figura 6.4.5.1 : Precipitação com zinco	34