

RELATÓRIO VISITA ESTÁGIO

GILBERTO MARCOLINO NETO

MINEROPAR

Minerais do Paraná S.A.

9.283
22.73
321

MINEROPAR
Minerais do Paraná S/A.
BIBLIOTÉCA

MINERAIS DO PARANÁ S/A - MINEROPAR

RELATÓRIO VISITA/ESTÁGIO

Gilberto Marcolino Neto

Curitiba
MAI/87

F 549 289
: 622 f3
M 321

MINEROPAR
Mineração de Paraná S.A.
BIBLIOTECA
N. 1034 DATA 25/05/82

Registro n. f1034

Biblioteca/Minerpar

SUMÁRIO

1 - Introdução	01
2 - Tratamento das Amostras	01
2.1 - Preparação	01
2.2 - Análise Química por Fusão-Copelação	02
2.2.1 - Carga Utilizada	02
2.2.2 - Ustulação	03
2.2.3 - Fusão	03
2.2.4 - Copelação	03
2.2.5 - Dissolução Ácida	03
3 - Testes de Cianetação	04
3.1 - Métodos Operacionais	05
3.2 - Lixiviação em Pilha	06
3.2.1 - Aglomeração	06
3.3 - Titulação	06
3.4 - Análises Normais	08
3.5 - Fluxogramas dos Testes de Cianetação	10
3.5.1 - Lixiviação em Pilha	10
3.5.2 - Estudos de Cianetação Intensiva	12
4 - Beneficiamento do Ouro Fazenda Brasileiro - BA	13
4.1 - Extração	13
4.2 - Lixiviação	14
4.3 - Adsorção	14
4.3.1 - Fluxo da Solução	15
4.3.2 - Fluxo do Carvão	15
4.4 - Dessorção	16
4.5 - Eletrólise	16
4.6 - Fundição	17
4.7 - Controle de Produção	18
5 - Regeneração do Carvão	18

RELATÓRIO VISITA/ESTÁGIO

1 - INTRODUÇÃO

Esse relatório visa apresentar os dados colhidos, assim como descrever, sucintamente, os trabalhos desenvolvidos pela Companhia Vale do Rio Doce, nas áreas de tratamento de amostras, análises e beneficiamento de ouro.

As informações foram colhidas durante 10 dias de aprimoramento técnico, no período de 15.03 a 26.03.87, pelo Técnico Gilberto Marcolino Neto (Minerais do Paraná S/A - MINEROPAR).

A visita foi realizada em dois setores da empresa, sendo:

- Superintendência de tecnologia em Belo Horizonte - MG

A visita neste setor se restringiu:

- . Preparação das amostras
 - . Análise química, via seca
 - . Testes de cianetação
 - . Controles dos testes.
- Beneficiamento do ouro da Mina Fazenda Brasileiro em Araci - BA.

2 - TRATAMENTO DAS AMOSTRAS

2.1 - Preparação

As amostras de campo, após a chegada ao laboratório, são submetidas à seguinte seqüência:

- Conferida
- Secadas a 120^o, por 3 a 4 horas
- Reduzidas em moinhos de martelo, à granulometria aproximada de 1/8 de polegada.
- Reduzida em moinhos de disco à granulometria

< 1 mm

- É homogeneizada em lençol de borracha
- Quarteada
- Elimina-se duas partes e quarteamento até obter uma quantia de aproximadamente 230 gramas
- É pulverizada a < 200 mesh em panelas de pulverização
- É novamente quarteada, até obter uma amostra de aproximadamente 50 g
- Essa amostra de 50 g é submetida a análise química (fusão/copelação)
- O restante das 230 g é arquivada.

2.2 - Análise Química por Fusão-Copelação

O método visa análise química qualitativa e quantitativa de metais nobres, principalmente ouro (Au), podendo-se analisar também Paládio (Pd), Platina (Pt) e prata (Ag). Tais elementos podem ou não ocorrer juntos num mesmo minério, devido à afinidade química entre eles.

Neste processo, a amostra pronta para se analisar, é fundida com litorgírio (PbO), Carbonato de Sódio (Na_2CO_3), Tetraborato de Sódio ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$), Farinha de trigo (amido - fonte de C) e nitrato de prata (AgNO_3). Parte do PbO é reduzido pela Farinha de Trigo a Chumbo metálico, que dissolve o ouro (se presente na amostra) e a prata (fornecida pela redução de AgNO_3) e vai ao fundo sob a forma de botão. As substâncias estranhas passam para a escória. O botão é separado da escória por marteladas, copelado para eliminação do chumbo, resultando assim uma liga ouro-prata. Tal liga é dissolvida em ácido nítrico (HNO_3), que dissolve a prata, mas não ataca o ouro.

Este é lavado, calcinado e pesado.

2.2.1 - Carga Utilizada

A carga geralmente usada para 50 g de amostra é a seguinte:

- 30 g de Na_2CO_3 (carbonato de sódio)

- 56 g de $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$ (Borax)
- 62 g de PbO (Litorgírio)
- 5 a 7 g de Farinha de Trigo
- 3 a 5 g de KNO_3 (nitrato de potássio)
- 5 ml de AgNO_3 - 32,5 g/l (nitrato de prata)

2.2.2 - Ustulação

É realizada quando a amostra a se analisar pos
suir contaminantes como enxofre e arsênio. Este é então elimi
nado por calcinação da amostra a $650-750^\circ\text{C}$, por 24 horas.

2.2.3 - Fusão

A fusão é feita em cadinhos de 500 ml de capa
cidade própria para Fusão a alta temperatura (zirconita).

Após feitas as misturas e adicionados os rea
gentes é levado ao forno por 50-60 minutos a uma temperatura
de 1.100°C .

Obs.: Quando se visa analisar prata (Ag) na amostra, não deve
se adicionar solução de nitrato de prata à mistura, o que cau
saria erros.

2.2.4 - Copelação

Na copelação objetiva-se eliminar o chumbo da
liga Pb-Ag-Au resultante da fusão.

O botão-liga é colocado em mufla elétrica a
 900°C , em presença de Ar. O botão-liga é fundido dentro de re
cipientes porosos denominados *Copelas*. As copelas tem a capa
cidade de absorver o PbO fundido, formado. Após toda a oxida
ção do chumbo metálico, a copelação estaria pronta e resulta
rá num pequeno botão de liga Ag-Au.

2.2.5 - Dissolução Ácida

Após a copelação o botão Ag-Au resultante é co
locado para esfriar. Feito isso, o mesmo é retirado da copela
com o uso de uma pinça e amassado (para facilitar o ataque).

Depois transfere-se o botão para um cadinho de porcelana pequeno e ataca-se com 5 ml de HNO₃ 25%, sob aquecimento em chapa elétrica. O ouro bem mais nobre que a prata, não é dissolvido, permanecendo inerte no interior do cadinho.

Após isto, separa-se a solução de AgNO₃, que será então recuperada pela precipitação em NaCl - Cloreto de Sódio, reduzido com ferro (Bombril) e depois fundido, com a seguinte carga:

Para 50 g de prata precipitada

100 g de Na₂CO₃ (carbonato)

60 g de Na₂B₄O₇ (Bórax)

20 g de SiO₂ (sílica)

10 g de NaCl (cloreto de sódio).

O ouro obtido, como produto final do processo, é pesado em balança analítica de precisão de 1×10^{-7} g; sendo que a mesma pesa ao máximo 200 mg.

O resultado é expresso em gramas de ouro por tonelada de minério. Tendo-se o peso da amostra original e o peso do ouro, obtemos a (%) do mesmo na amostra.

% ouro na amostra: $\frac{\text{Peso de ouro} \times 100}{\text{Peso da amostra}}$ como o resultado deve ser expresso em gramas por toneladas tem-se:

$$\text{g/t} = \frac{\text{Peso em mg do ouro} \times 100}{\text{Peso da amostra em g}}$$

3 - TESTES DE CIANETAÇÃO

A hidrometalurgia aplicada à extração de substâncias minerais que ocorrem em jazimentos de baixo teor tem merecido especial atenção nestes últimos anos, principalmente quando falham os métodos tradicionais de tratamento mecânico ou quando há conveniência em aumentar a recuperação. Assim, minérios de Al, Au, Cu, Mg, Nb, Ni, U, V e muitos outros são tratados hidrometalurgicamente pelo menos em algum estágio de seu processamento.

Vamos restringir ao tratamento hidrometalúrgi-

co do ouro, tendo como processo principal a cianetação. A escolha da seqüência de operações a submeter um minério aurífero depende, é óbvio, do modo como o ouro se apresenta e da constituição mineralógica da substância que acompanha o metal.

- Ouro livre

A cianetação do ouro em ganga silicosa e/ou silicática, sem outros compostos nocivos, não exigem maiores cuidados.

- Ouro com sulfetos

Os sulfetos de ferro de cobre dificultam a cianetação, quer pelo maior consumo de cianeto, quer por reduzir a velocidade de reação.

- Ouro arsenetos, antimonetos ou selinetos

Estes minerais são passíveis de afetar a ação do cianeto e, pois, devem ser considerados à parte.

- Teluretos de ouro

Precisam sofrer prévia oxidação para que possam ser cianetados.

- Minérios carbonáceos

O carbono, sob forma de grafita ou carvão ativo, promove a sorção (absorção e/ou dessorção) do ouro dissolvido e, por não ser solúvel no cianeto, arrasta-o consigo para os rejeitos.

3.1 - Métodos Operacionais

A cianetação, isto é, o ataque químico do ouro se faz por percolação da solução através do minério ou por agitação da polpa com o reagente.

Visando obter os parâmetros ideais de tratamento do minério, são feitos em laboratório em escala de bancada vários teste, utilizando-se de métodos diferentes. Obtendo assim o método ideal a ser utilizado posteriormente na lavra.

Com os testes podemos ter os seguintes dados:

- Relação entre consumo/Tempo de reação
- Escala de recuperação
- Porcentagem ideal de recuperação
- Tempo do processo, etc ...

3.2 - Lixiviação em Pilha (Testes)

Os testes de lixiviação em pilha, no laboratório são utilizadas colunas de PVC, com 6 metros de altura, com diâmetro de 0,25 ou 0,30 m de diâmetro. O teor de cianeto varia de 0,05 a 0,1% e a alimentação de cianeto de sódio nas colunas varia entre 9 a 10 l/h/m², área superficial. A alimentação do cianeto nas colunas é feita através de tambores de 200 l situados em nível superior às colunas adaptados a mangueiras de pequeno diâmetro que faz a distribuição. A dosagem é feita por pequeno dosador (tipo esses utilizados em hospital para soro).

3.2.1 - Aglomeração

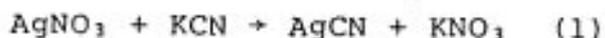
Para minério fino ou moído é usada a aglomeração para facilitar a percolação e evitar caminho preferencial pela solução.

A aglomeração é feita em betoneiras ou galões com 10% de água, quando com cal é usado 10 kg/t e com cimento 4 kg/t. Depois de aglomerado alimenta as colunas, deixando-a 24 horas de cura.

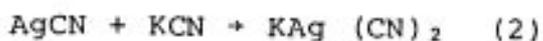
3.3 - Titulação

Teoria

Quando nitrato de prata é adicionado a uma solução de cianeto, a primeira parcela produz uma turbidez branca devido a formação de cianeto de prata.



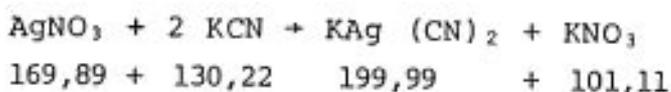
Agitando, a turbidez desaparece com a formação do cianeto solúvel de prata e potássio:



Se o iodeto de potássio (KI) foi adicionado como indicador, quando todo cianeto tiver reagido, irá ocorrer a precipitação de iodeto de prata, provocando, uma turbidez amarelada.



Sanando as equações (1) e (2):



169,89 partes de massa de nitrato de prata, são equivalentes a 130,22 partes de massa de cianeto de potássio.

Se entretanto, tomarmos 100 ml de uma solução a 0,01% KCN, e desejássemos que 1 ml de solução de AgNO₃ seja equivalente a essa solução de cianeto, a concentração necessária de nitrato de prata deve ser:

$$\begin{aligned} 100 \times 0,01 \times \frac{1}{130,22} \times 169,89 \times 1.000 &= \\ = 13,046\text{g/l AgNO}_3 \text{ ou} \\ \frac{13,046}{169,89} &= \frac{0,07679}{169,89} \text{ N de AgNO}_3. \end{aligned}$$

A titulação é um processo químico de fácil manuseio e é utilizado tanto em laboratório como no acompanhamento do beneficiamento do ouro na usina de tratamento.

O processo acima descrito pode ser utilizado para a determinação da porcentagem de cianeto, ácido nítrico (lavagem ácida) e hidróxido de sódio.

Exemplo: Correção do teor cianeto de sódio (0,1-0,01%). A grosso modo, o método compreende na coleta de 10 ml de solução de cianeto de sódio em Erlenmayer de 250 ml. Adiciona-se água quando a solução de cianeto esteja meio amarelada, com o objetivo de clarificar a solução e facilitar a visão na viragem. É também adicionado 10 gotas de KI (Iodeto de potássio) como indicador.

Após a adição de KI, titula com AgNO₃, até a viragem.

A viragem define-se como mudança de cor que a solução tem ao adicionar AgNO₃ a 0,01 N. Ou seja, a cor inicial é amarelo-clara e torna-se esverdeada.

Com a viragem têm-se a quantidade de AgNO₃ uti

lizada, obtém-se assim a porcentagem de cianeto através do seguinte cálculo:

$$\%CN^- = \frac{\text{Volume AgNO}_3 \times 0,098}{\text{Volume de Solução (10 ml)}}$$

3.4 - Análises Normais

a) Cianeto de Sódio (NaCN entre 0,1% e 0,01%)

- Coletar 25 ml da solução
- Colocar em Erlenmayer de 250 ml
- Adicionar 5 ml de NH₄OH - 1,5N
- Adicionar 1 ml de KI a 5%
- Titular com AgNO₃ - 0,1 N.

Cálculo: %NaCN = ml AgNO₃ x 0,0392

%CN = ml AgNO₃ x 0,0208

b) Cianeto de Sódio (NaCN entre 0,01 e 0,001%)

- Coletar 50 ml da solução
- Colocar em Erlenmayer de 250 ml
- Adicionar 5 ml de NH₄OH - 1,5N
- Adicionar 1 ml de KI a 5%
- Titular com AgNO₃ - 0,01N.

Cálculo: %NaCN = ml AgNO₃ x 0,00392

%CN = ml AgNO₃ x 0,00208

c) Ácido Nítrico (Lavagem Ácida)

- Coletar uma alíquota de 1 ml
- Colocar em um Erlenmayer de 250 ml
- Adicionar 2 gotas de Fenolftaleína
- Titular com NaOH 0,1N até a VIRADA FINAL (Rósea).

Cálculo: %HNO₃ = V.NaOH x 0,635

d) Hidróxido de Sódio (Lavagem Ácida)

- Coletar 01 alíquota de 1 ml
- Colocar em um Erlenmayer de 250 ml
- Adicionar 2 gotas de Fenolftaleína
- Titular com HCl 0,12N até a VIRADA FINAL (IN COLOR).

Cálculo: %NaOH = V.HCl x 0,48

METODOLOGIA PARA ANÁLISE DE INSUMOS NO RECEBIMENTO

a) Cianeto de Sódio (Solução 30% em Peso)

- Escolher aleatoriamente 3 tambores de cada lote
- Coletar uma amostra de aproximadamente 50 ml da solução de cianeto de cada tambor (utilizar um tubo de PVC 1/2" Ø)
- Coletar uma alíquota de 1 ml, colocar em balão de 1.000 ml, avolumar com água destilada
- Coletar uma alíquota de 25 ml
- Colocar num Erlenmayer de 250 ml
- Elevar o volume até 100 ml com água destilada
- Adicionar 1 ml de KI (Iodeto de Potássio a 5%)
- Titular com AgNO₃ 0,1N até coloração amarela

Cálculo: %NaCN = ml AgNO₃ x 39,283

b) Ácido Nítrico (Solução com 54% em Peso)

- Escolher 4 bombonas aleatoriamente
- Coletar uma amostra de aproximadamente 50 ml de cada bombona (utilizando tubo de PVC 1/2" Ø)
- Coletar uma alíquota de 01 ml
- Colocar em 01 balão de 250 ml, e avolumar com água destilada

- Coletar 10 ml para Erlenmayer de 250 ml
- Adicionar 40 ml de água destilada
- Adicionar 2 gotas de alaranjado de metila
- Titular com NaOH 0,1N até VIRADA FINAL (ALARANJADA).

Cálculo: %HNO₃ = ml NaOH x 15,75

c) Hidróxido de Sódio (Solução com 50% em Peso)

- Escolher 4 bombonas aleatoriamente
- Coletar 1 amostra de 50 ml de cada tambor (utilizando tubo de PVC 1/2" Ø)
- Coletar 1 alíquota de 1 ml
- Colocar em balão de 1.000 ml e avolumar com água destilada
- Coletar 10 ml para Erlenmayer de 250 ml e adicionar 40 ml de água destilada e 02 (duas) gotas de fenolftaleína
- Titular com ácido clorídrico 0,12N até A VIRADA PARA INCOLOR.

Cálculo: %NaOH = ml HCl x 48

d) Análise Granulométrica do Carvão

- Escolher 10 caixas aleatoriamente
- Coletar em pontos distintos da caixa uma amostra de ± 2 kg de carvão
- Quartear e separar 200 g para peneiramento
- Realizar análise granulométrica nas peneiras de 6 e 14 mesh.

3.5 - Fluxogramas dos Testes de Cianetação

3.5.1 - Lixiviação em Pilha (ensaios em coluna de PVC)

Projeto - Cobre alterado - Salobo

Flux.: 20B

Data: 30.01.87

Com cópia:
Resp. Técnico:

Tomar duas amostras de 30 kg do minério alterado blendado britado abaixo de 1/4'.

- Aglomerar em betoneira com 10 kg/t de cal e a 10% de umidade.

- Colocar as amostras aglomeradas em duas colunas de 25 cm ϕ por 60 cm de altura e deixar em cura durante 24 horas.

- Adicionar solução alcalina (com cal) PH=11,5 para percolação decendente, mantendo a coluna na inundada, a té que o Ph da solução percolada esteja estabilizado em 10,5.

- Iniciar a percolação descendente de solução de cianeto a 0,05%, com PH = 10,5 (com cal), mantendo a coluna inundada.

- Nas duas colunas a percolação será descendente com taxa de percolação máxima possível (deve ser da ordem de 10 l/h/m²).

A solução da percolação deverá estar a 0,05% de cianeto com Ph = 10,5.

- Diariamente medir o volume da coluna percolada e tomar alíquotas para dosagem de ouro.

Medir o pH da solução percolada e anotar juntamente com consumo de cal.

- Quando não se detectar mais ouro na solução rica, deixar drenar, toda solução de cianeto da coluna, com adição de hipoclorito de sódio.

Anotar o consumo de hipoclorito na folha de teste.

- Dividir o registro de lixiviação em duas partes, uma será deixada para reserva e a outra parte será reduzida 0 - 100 mm para a tomada de uma amostra de 3,0 kg para moagem a < 6,0 mesh e tomada de 1,0 kg para pulverização a < 200 mesh e dosagem de ouro em três alíquotas de 50 g.

3.5.2 - Estudos de Cianetação Intensiva

Projeto - Minério Caeté

Flux.:

Data:

Com cópia:

Resp. Técnico:

Cianetação Intensiva (Amostra Composta)

- Com o minério devidamente homogeneizado e quarteado, tornar amostras de aproximadamente 6,0 kg nas seguintes granulometrias:

95% < 100 mesh e 95% < 200 mesh

- Fazer ensaios de cianetação direta nas seguintes condições:

- . galão fechado
- . polpa a 50% de sólidos
- . concentração de cianeto a 0,05%

- Antes de adicionar o cianeto, elevar o pH da polpa para 10,5 através de adição de cal.

- Tempo de cianetação - 24 horas

- Adicionar 10 g/t de acetato de Pb

- Em intervalos de 2 horas tomar uma alíquota de solução para dosagem de ouro e/ou para CN^- medir o pH e corrigi-lo para 10,5 com cal.

- Corrigir o nível da polpa com solução de CN^- a 0,05%. Anotar o volume de solução adicionada.

* Efetuar análise granulométrica do rejeito.

- Ao completar 24 horas de ensaio, fazer última amostragem de solução, filtrar a polpa e lavar com água em pH - 10,5.

- Dosar ouro e CN^- no licor e água de lavagem.

- Tomar amostra representativa de 1,0 kg do rejeito para pulverização a < 200 mesh e dosagem de ouro em 3 alíquotas de 50 g.

4 - BENEFICIAMENTO DO OURO FAZENDA BRASILEIRO - BA

4.1 - Extração

A lixiviação em pilha representa um dos mais recentes avanços na aplicação de cianeto para recuperação de Au e Ag.

Em função de seus baixos custos, de implantação e operacional, esta técnica, ativou inúmeras jazidas consideradas economicamente inviável, por possuírem baixo teor ou pelo fato de possuírem ouro finamente dividido, apresentando baixas recuperações pelos métodos tradicionais.

A extração abrange as operações compreendidas entre o recebimento da pilha, montada pela mineração, até a produção final da barra de ouro obtida por fusão de catodos, da eletrodeposição, sendo formada pelas seguintes áreas:

- Lixiviação
- Adsorção
- Dessorção
- Regeneração do carvão
- Eletrólise/fundição

Como extração, entendemos o processo de dissolução do metal (Au, Ag) contido no minério classificado em malha conveniente, aglomerado (aderência de finos às partículas maiores) com cal ou cimento em umidade de 10 a 12% e depositado em áreas delimitadas, com capacidade definida em função da produção projetadas, com piso impermeabilizado (manta PVC resistente ou camada asfáltica). Esta dissolução se processa pela ação de uma solução diluída de cianeto, com pH 9 a 11 em contacto com as partículas do metal finamente divididas e dissimuladas no minério. Para que a reação de incorporação do metal à molécula de NaCN se processe torna-se necessário a concorrência de uma taxa de oxigênio, que é suprimida pela aeração natural promovida pela porosidade da pilha de minério.

A solução carregada obtida pela lixiviação transfere o ouro para cargas de carvão ativado pelo processo de adsorção. O carvão carregado passa por um processo de dessorção, transferindo o ouro para um volume reduzido de solução (concentração do metal) que é submetido a eletrodeposição.

4.2 - Lixiviação

Referente a montagem de pilhas, as mesmas devem possuir uma distribuição granulométrica mais homogênea possível em seu corpo. A percentagem de finos (- 100 mesh) deve ser bem reduzida. Caso a porcentagem de finos seja significativa deve-se cuidar que tenha havido uma aglomeração eficiente dos mesmos em volta das partículas maiores, com adição de cal ou cimento.

Estes requisitos são indispensáveis, para que se possa processar uma lixiviação eficiente, pela aspersão de solução cianetada alcalina na superfície superior na pilha, e conseqüentemente percolação através do corpo da pilha, pela sua permeabilidade homogênea, sem que haja formação de canais preferenciais nem arraste de finos, que podem ocasionar a colmatação dos espaços vazios entre partículas, retendo o fluxo lixivante.

A lixiviação se processa a partir de bombeamento da solução contida no reservatório de solução extinta por meio de uma bomba centrífuga, através de tubulação de 6". A tubulação de 6" a partir do pé da pilha se ramifica em 3 saídas de 4" que se estendem longitudinalmente, em toda extensão, uma em cada sub-pilha. Cada linha de 4" possui a cada 6 metros uma saída de 1/2" que se estende transversalmente sobre a superfície da pilha contendo a cada 8 metros um aspersor.

Cada aspersor abrange uma área de enxarcamento de aproximadamente 10 m de diâmetro (78 m^2), com vazão equivalente ou uma taxa de lixiviação de 8 l/h/m^2 .

A solução aspergida sobre a pilha tem uma concentração de 0,05% de NaCN e o pH é mantido na faixa de 9 a 11, com NaCN.

4.3 - Adsorção

Os circuitos de adsorção e dessorção, onde temos a introdução de carvão ativado no processo, tem por finalidade única, promover a concentração do metal contido na solução de lixiviação com teor médio de 2 ppm (circuito de ad-

sorção), transferindo o metal para outra solução, que deverá apresentar um teor médio de 50 ppm (circuito de dessorção) tendo o carvão como intermediário. Esta solução concentrada sofrerá um processo de eletrodeposição para a recuperação efetiva do ouro metálico.

A operação da área de adsorção tem início pelo bombeamento da solução carregada, por meio de uma bomba vertical, até as colunas de adsorção (5 colunas) através de tubulação de 4".

A vazão deste bombeamento é medida por pressão diferencial tendo como elemento de medição uma placa de orifício instalada na linha.

4.3.1 - Fluxo da Solução

A solução carregada produzida pela lixiviação, é bombeada do reservatório para uma caixa de transferência que alimenta a primeira coluna de carvão por gravidade, por sua parte inferior. O fluxo de solução é ascendente, através do leito de carvão contido na coluna, saindo por transbordamento no topo da mesma, indo alimentar a coluna subsequente. Desta maneira, o fluxo de solução passa através das cargas de carvão ativado contidas em cada uma das cinco colunas, saindo da última para o reservatório de solução extinta, a partir do qual, será reiniciado o processo de lixiviação.

No processo de adsorção as moléculas auro-cianídricas são adsorvidas pelo carvão ativado. A solução de alimentação de ≈ 2 ppm de Au sai da última coluna com $\approx 0,25$ ppm.

4.3.2 - Fluxo do Carvão

Cada coluna de adsorção, está carregada com 550 kg de carvão ativado classificado nas malhas 6 x 16. O ciclo de carga do carvão é de 24 horas. Neste período o carvão da primeira coluna deve estar com uma carga de 4 a 5 kg/t. Por intermédio de ejetores transferimos ≈ 300 kg de carvão da primeira coluna para uma das torres de dessorção.

O carvão retirado da 1.^a coluna é repostado pelo carvão da 2.^a coluna. A operação se repete até a 5.^a coluna, mo

vimentando-se o carvão em contra corrente sempre por meio de ejetores. A última coluna (5^a) é complementada com carvão novo ou regenerado, através de uma peneira vibratória, para eliminar a fração fina.

4.4 - Dessorção

As três cargas de carvão transferidas da adsorção, a cada período de 24 horas completam uma carga de = 900 kg contidos em uma das duas colunas do circuito de dessorção.

O ouro contido nesta massa de carvão (= 4,5 kg) é retomado pela solução de dessorção (= 8 m³) contida em circuito fechado que circula a partir de um tanque de aquecimento, bombeada através da carga de carvão contida na coluna de dessorção, onde capta o ouro adsorvido, passando por uma cuba eletrolítica onde será processada a eletrodeposição do metal em catodos de lâ de aço, retornando a solução descarregada para o tanque de aquecimento.

A recuperação do ouro pela solução de dessorção é conseguida com o aumento da temperatura e elevação da concentração de NaOH, alterando o equilíbrio de adsorção, liberando o ouro para a solução.

A solução de dessorção é aquecida a 90 - 100°C com uma concentração de 1,5% de NaOH e 0,1% de NaCN.

O processo de dessorção em cada carga é efetuado em ciclos de 72 horas, alcançando 100 ppm, de Au no início da eluição decrescendo a 10 ppm no final do ciclo. A carga de carvão após o ciclo, é descarregada para o sistema de regeneração, e apresenta um teor residual de ouro de 100 g/t.

4.5 - Eletrólise

A solução de dessorção, cujo fluxo é mantido em circuito contínuo, integrado ao sistema dessorção/eletrolise, após carregada de ouro ao fluir através da coluna de carvão, alimenta uma célula eletrolítica retangular de placas paralelas.

A solução alimenta a cuba por uma entrada em um de seus lados, passa através de placas anódicas de chapade

aço inox perfurada, alternadas a placas catódicas enroladas com lâ de aço protegida por uma caixa de polipropileno perfurado e é descarregada pelo lado oposto a entrada, de volta para o circuito de dessorção.

A solução de alimentação da cuba eletrolítica apresenta teores decrescentes em ouro, de 100 a 10 ppm e de 10 a 5 ppm na descarga durante o ciclo de 72 horas de dessorção de uma carga de carvão. A cuba eletrolítica trabalha com = 250 amperes e 3 volts de corrente contínua que transita no eletrólito representado pelo fluxo de solução alcalina, entre os anodos e catodos dispostos alternadamente (6 catodos e 7 anodos).

A cada 72 horas remove-se o 1º catodo (próximo a entrada de solução) que contém aproximadamente 4,5 kg de Au metálico eletrodepositado na lâ de aço. Os catodos subsequentes são transferidos para as posições anteriores e é reposto um catodo novo na última posição.

Cada cátodo permanece na cuba pelo período de 18 dias, entre o momento de sua colocação e retirada.

4.6 - Fundição

A cada 72 horas, retira-se um catodo da cuba eletrolítica, e corta-se a lâ de aço que está enrolado no mesmo, em pequenos novelos.

A massa de lâ de aço + ouro metálico é dividida em duas porções que são submetidas a uma fundição de purificação para obtenção do lingote de ouro.

A lâ de aço + ouro eletrodepositado é misturada, em cadinho de grafite, com um fluxo de borax-salitre-areia, para escorificar o ferro de lâ de aço.

O cadinho é levado a um forno de queima direta por injeção de ar/diesel a temperatura aproximada de 1.200°C. Após a fluidização da massa, o cadinho é retirado e vertido em lingoteira de ferro fundido untada. O ouro fluido afunda, depositando-se no fundo da lingoteira enquanto a escória sobrenada.

Após o resfriamento a lingoteira é emborcada para liberação do bloco que é formado pelo lingote e pela escó-

ria solidificada. O lingote é então separado da escória fragmentando-se a mesma com martelo.

Submete-se o lingote a um banho de ácido sulfúrico, lava-se e pesa-se.

Os lingotes são reunidos em lotes, e fundidos no mesmo sistema, para a produção da "barra" final que apresenta em média uma pureza de 95%, tendo como principais componentes Fe, Cu e Ag.

4.7 - Controle de Produção

O controle de produção é feito a partir de amostras e medidas tomadas na entrada e saída de cada circuito de área, onde acompanhamos os teores de NaCN, pH e Au em função do teor de metal contido nas pilhas em processo. Os dados analíticos são plotados em planilhas para cálculo do balanço metalúrgico e acompanhamento do desempenho da produção.

5 - REGENERAÇÃO DO CARVÃO

O carvão utilizado no processo de adsorção e dessorção é de fabricação especial. O material usado é casca de côco e/ou babaçu. A granulometria varia entre 6 e 16 mesh.

Após a utilização no processo o carvão é submetido a uma lavagem ácida para regeneração. A lavagem é feita por bateladas de 300 kg, como veremos a seguir:

- 300 kg de carvão + HNO₃ a 5% por 40-50 minutos
- Drena do HNO₃
- Lava com H₂O, pH normal - 5 minutos
- Drena a água
- Adiciona solução NaOH a 1% para neutralizar - 5 minutos
- Drena e lava com H₂O, pH normal - 5 minutos (Notavelmente)
- É levado ao forno (contínuo) - 750°C
- Resfria-se em água (temperatura ambiente) pro

vocando choque térmico
- Novamente peneirado (6-16 mesh).

O carvão que passou pela lavagem ácida (Processo de regeneração) está pronto para ser utilizado, tendo as mesmas qualidades do carvão novo.

Gilberto Marcolino Neto

