

PLANTA DO QUEIROZ

J. R. Vago¹ ; A. V. Peixoto²

O presente trabalho descreve o processo de tratamento metalúrgico utilizado para o minério aurífero sulfetado da mina de Cuiabá, localizada no município de Sabará - MG, pertencente à Mineração Morro Velho S/A. Trata-se de um minério refratário a cianetação convencional devido a presença de sulfetos como pirita, pirrotita, arsenopirita, onde o ouro está finamente disseminado. Apresenta-se também uma descrição sucinta da jazida, dados de processo e custos operacionais, otimizações realizadas e desenvolvimentos futuros.

QUEIROZ PLANT

This paper describes the metallurgical process used to treat the gold bearing ore from Cuiabá mine. Located in Sabará district, estate of Minas Gerais. Mineração Morro Velho S/A is the owner. The ore is refractory when the conventional cyanidation process is used due to the presence of sulphides such as pyrite, pyrrhotite, arsenopyrite, where the gold is finely disseminated. This paper also includes a brief description of the mine and information regarding the project, process, production and operating cost figures, optimization and future development.

¹ Departamento de Metalurgia do Queiroz, MMV.

² Departamento de Metalurgia do Queiroz, Mineração Morro Velho S/A, Praça do Mineiro, 83, Nova Lima - MG Brasil CEP:34000.

INTRODUÇÃO

Este trabalho descreve o projeto de produção de ouro da Mina de Cuiabá, localizado na município de Sabará, pertencente a Mineração Morro Velho S/A.

O projeto consiste em uma mina subterrânea de minério aurífero sulfetado, um circuito de britagem e um sistema de transporte por teleférico que leva o minério até a Planta Hidrometalúrgica.

A Planta Hidrometalúrgica (PLANTA DO QUEIROZ) está localizada no município de Nova Lima - MG, portanto distante 16 Km da mina e do circuito de britagem.

Na realidade a PLANTA DO QUEIROZ realiza o tratamento de 02 (dois) minérios em circuitos paralelos e independentes:

o minério da Mina de Cuiabá e o Minério da Mina de Raposos, localizada no município de mesmo nome, distante 2 Km da planta.

As descrições a seguir estão relacionadas somente com o circuito de Cuiabá, por ser processualmente mais complexo devido ao grau de refratariedade deste minério, conferido pela presença de sulfetos (piritas, pirrotitas, arsenopirita, etc.) em sua composição mineralógica.

CARACTERIZAÇÃO MINERALÓGICA DO MINÉRIO DE CUIABÁ

O minério da mina de Cuiabá apresenta em sua composição mineralógica a presença de quartzo, siderita, dolomita, pirita, moscovita, arsenopirita, calcita, pirrotita, clorita, hematita e feldspato. Os sulfetos constituem cerca de 14%, os carbonato 30% e os silicatos 55%. A rocha hospedeira tem formação ferrífera bandada. O ouro está identificado em associação com a pirita, tendo dimensão menor que 60µm.

Análise Mineralógica	-	Minério Cuiabá
-Quartzo		50.00 %
- Pirita		14.50 %

- Hematita	9,00 %
- Plagioclásios	5,72 %
- Calcita	5,40 %
- Piroxênios	4,50 %
- Dolomita	4,40 %
- Clorita	2,90 %
- Arsenopirita	2,08 %
- Pirrotita	1,00 %
- Magnetita	0,50 %

Análise Química do Minério Cuiabá

- SiO ₂	50,72 %
- Fe ₂ O ₃	24,88 %
- CO ₃ - ²	12,55 %
- S	8,94 %
- FeO	7,60 %
- C	3,11 %
- CaO	1,93 %
- Al ₂ O ₃	0,85 %
- As ₂ O ₃	0,41 %
- MgO	0,28 %
- K ₂ O	0,47 %
- MnO	0,12 %
- Na ₂ O	0,20 %
- Au	8,65 g/t

DADOS DE PROJETO

Mina

Lavra subterrânea com acesso através de um poço vertical localizado fora da área mineralizada por onde é realizado o escoamento do minério esteril.

Produção: 1500 tpd

Profundidade do Poço: 840 mt.

Diâmetro útil do poço: 5 mt.

Método de Lavra: Corte aterro, realce aberto

Teor da Reserva "in situ": 8,65 g/t.

Largura do minério: 1,9 - 6,0 m.

Tamanho da Reserva: Medida -	1.314.079t	8,53 g/t de Au
Indicada -	5.442.842t	8,58 g/t de Au
Inferida -	4.687.425t	8,77 g/t de Au
Total -	11.444.346 t.	

Desenvolvimento: 393 metro/mês

Número de Corpos: 21

Número de Níveis da Mina: 11

Altura média dos Painéis: 66m.

Área média por corpos de minério: 663.0 m²

Britagem

Taxa máxima alimentação: 140 tph

Taxa normal alimentação: 116 tph

Tamanho máximo alimentação: 18" (+4" -56%)

Ângulo de repouso do minério: 35 graus

Umidade da alimentação: 8,0% (máximo)

Densidade Aparente: 1,6 t/m³

Peso específico do minério: 3,3 t/m³

Carga Circulante Britagem: 90%

Planta Hidrometalúrgica

Capacidade de Tratamento: Máxima - 70 tph

Normal - 63 tph

Granulometria de Alimentação: -3/8 80 %

Work Index : 12,5 Kwh/st

Produto da Moagem: -200 mesh 80 %

Teor de Au alimentação: 7,0 g/t

Teor de S alimentação: 8,0 %

Recuperação de Projeto: 93,7 %

Teor de Rejeito: 0,44 gpt

Produção de Ouro: 250 Kg/mês

Produção de Ácido Sulfúrico: 10.000 ton/mês

Os testes de laboratório e Planta Piloto para definição da rota de processo indicaram a refratariedade do minério à cianetação convencional. Tendo em vista esta característica de minério, definiu-se como rota de processo a ustulação em leito fluidizado do concentrado de sulfetos proveniente da Flotação. Dessa forma através da queima dos sulfetos consegue-se a liberação das partículas de ouro incluso, para posterior cianetação. Esta rota ainda oferece a produção de ácido sulfúrico.

Esta rota de processo viabilizou economicamente a exploração da mina de Cuiabá, pois a oxidação dos sulfetos garante uma recuperação de 93,7 % de ouro contido na alimentação da planta.

DESCRIÇÃO DO PROCESSO

Para um melhor acompanhamento da descrição, observar fluxograma em anexo (anexo I).

Britagem

O "run-of-mine" (menor 18") extraído da mina é trazido até a superfície através de "Skips" que descarregam em uma correia transportadora com 42" e 15m. Este alimenta o transportador com 42" e 13m ao qual está vinculada uma balança integradora com registro gráfico da taxa horária. Um eletroimã remove as sucas metálicas presentes no fluxo de minério.

A outra fonte de suprimento da britagem é a pilha de minério a qual é retomada com o emprego de pá carregadeira que alimenta a tremonha do alimentador vibratório de capacidade variá-

vel, o qual alimenta o transportador com 42" e 70m que por sua vez descarrega no transportador com 42" e 13m.

Os fluxos provenientes das pilhas ou dos Skips alimentam uma grelha vibratória com a abertura de 4" e 2.5 x 1,2m cujo oversize alimenta o britador primário de mandíbulas, tipo Blake, 24" x 36". O produto do britador e o undersize da grelha alimentam um transportador com 42" e 55m que descarrega no silo pulmão com 340 t. de capacidade. O minério britado abaixo de 8.1/2" Contido no interior do silo pulmão é retomado pelo alimentador vibratório tipo suspenso que descarrega no transportador com 24" e 49m.

Este transportador alimenta a peneira vibratória primária com 6,0 x 2,4m e dois decks (5/8" e 3/8"). Os oversizes do primeiro e do segundo decks alimentam o rebitador secundário de cone (4.1/4' std.). O undersize do segundo deck apresenta granulometria típica do produto final e é transportado até o silo de finos por um transportador de 24" de largura e 16 m de comprimento.

O produto do britador secundário alimenta o transportador com 24" e 45m e o transportador com 24" e 35m que descarrega na peneira vibratória secundária com 6,0 x 2,4m e dois decks (1/2" e 3/8"). Os oversizes do primeiro e do segundo deck alimentam o rebitador terciário de cone (4.1/4' s.h.) que trabalha em circuito fechado com peneira secundária através dos transportadores de correia de 24" e 45m e 24" e 35m respectivamente.

O undersize da peneira secundária que é produto final da britagem e está classificado abaixo de 3/8" é transportado para os silos de finos através de um transportador com 24" e 16m que descarrega em um com 24" e 12m do tipo "Shuttle conveyor" Uma balança de correia instalada neste transportador indica e integra massa do minério ensilado.

Os 04 (quatro) silos existentes apresentam indicadores de nível e alarmes de níveis alto e baixo. Cada seção tem capacidade para 450t. o que representa o total de 16 horas de estocagem.

O minério classificado é retomado através de alimentadores vibratórios de capacidade variável que alimentam um transportador com 24" e 80m que por sua vez descarrega no sistema de alimentação do teleférico.

O sistema de despoeiramento formado por um exaustor e pelo filtro de mangas coleta o pó nos diversos pontos de geração e descarga no transportador que descarrega no sistema de alimentação do teleférico.

O sistema apresenta também intertravamento elétrico e sequências de parada e de partida, além de chaves de emergência ao longo dos transportadores.

O estéril retirado através dos skips pode ser estocado na Pilha de estéril reposicionando uma moega móvel e empregando os transportadores.

Sistema Teleférico

O minério britado abaixo com 80% - 3/8" é retomado dos silos de finos através de um transportador com 24" de largura e 80 m de comprimento que alimenta o silo da estação de carregamento do teleférico Cuiabá-Queiroz. Este silo apresenta 90m³ de capacidade, o que significa uma hora de operação.

As caçambas vazias são retiradas do cabo sem fim, movimentadas por transportadores de corrente e quando atingem a posição de carregamento, a comporta do silo abre-se automaticamente. A caçamba em fase de carregamento está apoiada sobre um trilho de pesagem vinculado a uma célula de carga que emite sinal para o fechamento da comporta.

Uma vez encerrado o ciclo de carregamento a caçamba é arrastada até o cabo sem fim onde inicia o percurso de 16,5 km, deslocando-se a velocidade de 3.8m/s. Existem normalmente 255 caçambas em deslocamento, espaçadas de 130 m, cada uma com 1,0t de capacidade útil. O cabo sem fim é suportado por 82 torres de sustentação e o declive entre as estações de carregamento e des-

carregamento é de 106 m. A capacidade nominal do sistema é de 116t/h (base seca).

Ao atingir a estação de descarregamento as caçambas são de sacopladas do cabo sem fim e desaceleradas. Em seguida são ar-
rastadas pelo transportador de corrente até o ponto de bascula-
mento onde são destravadas e giram automaticamente descarregan-
do o material sobre um alimentador vibratório. Efetua-se o repo-
sicionamento e travamento das caçambas aos quais retornam ao ca-
bo sem fim e seguem em direção à estação de carregamento em Cui-
abá.

O conjunto de acionamento está situado nas proximidade da
estação de descarregamento e dispõe de motor de corrente conti-
nua que assegura velocidade adequada para inspeção e manutenção
compreendida entre 0,4 e 0,5 m/s.

Estocagem de Minério

O minério britado em Cuiabá é classificado em 80% pas-
sante em 3/8". transferido para a Planta do Queiroz por telefê-
rico com extensão de 16,5 km. é estocado em 06 silos de minério
com capacidade de 2000 toneladas.

Moagem

O minério com 7,5-8,0g/t de Au e 8% enxofre é submetido a
o processo de moagem em moinhos de bolas para permitir a libera-
ção dos sulfetos e do ouro livre. São utilizados dois moinhos
em paralelo, trabalhando a úmido e em circuito fechado com a
concentração gravimétrica e hidrociclones de classificação. O
fluxo de underflow dos hidrociclones, alimenta os moinhos, over-
flow alimenta o espessador da gravimetria.

Este produto tem granulometria de 80% menor que 200 mesh,
sendo o principal parâmetro operacional da moagem.

Concentração Gravimétrica

A polpa proveniente da descarga do moinho é submetida a duas etapas de concentração, ambas empregando os princípios de diferença de densidade entre os diferentes minerais.

Mesas Estáticas: consiste em passar a polpa em seis mesas estáticas inclinadas com decks, entre os quais existem calhas para coleta do concentrado. O overflow compõe o rejeito que é bombeado para os hidrociclones.

Mesas vibratórias: O concentrado das mesas estáticas alimenta um conjunto de mesas vibratórias que trabalham em paralelo. Os concentrados dessas mesas são bombeados para uma mesa de concentração final cujo o concentrado é produto enviado para a fundição. Todos os rejeitos são também bombeados para os hidrociclones.

A recuperação de ouro na gravimetria se situa entre 20 - 25%.

Espessamento da Gravimetria

A polpa de overflow dos hidrociclones (80% - 200 mesh) é concentrada em sólidos no espessador da gravimetria cujo underflow alimenta a flotação com teor de 5.2 g/t de Au. O overflow é água que é reutilizada na moagem e gravimetria.

Flotação

O circuito de flotação é dividido em três etapas: rougher, cleaner e scavenger, incluindo duas células para retirar o grafite.

Trata-se de um circuito convencional da flotação de sulfetos. Inicialmente alimenta-se uma bateria de células de desbaste (rougher) sendo empregados alguns reagentes tais como: Mercaptobenzotiazol de sódio, ditiofosfato de sódio (Hostafлот), espumantes e sulfato de cobre como ativador.

O concentrado rougher obtido, alimenta uma bateria de cé-

lulas de limpeza (cleaner) que produzem um concentrado final ' contendo cerca de 25g de Au/t e 33% de enxofre.

OS rejeitos da bateria de limpeza alimentam outra bateria "scavenger" que está em circuito fechado com as baterias de ' desbaste e limpeza.

O rejeito final da flotação é espessado e bombeado para ci clonagem. O underflow forma a crista da barragem de calcinados e o overflow é bombeado para a barragem do Rapaunhá.

O teor de ouro no rejeito é de 0.20 g/t e de enxofre de ' 0,20 á 0,30% com recuperação em ouro de 97% e 96% em enxofre. O rendimento em peso da flotação é de 20%.

O concentrado de flotação é espessado para 55% sólidos e transferido para filtração para adequar a concentração de sólí dos deste concentrado ao processo de ustulação.

Ustulação

Consiste em submeter o concentrado de flotação (pirita) á queima em uma temperatura de 750 graus Celsius. Esta queima é autotérmica devido a propriedade de exotermia de reação de com bustão do enxofre. O ustulador utilizado é de leito fluidizado de fabricação Door Oliver. A eficiência de ustulação é de 97% em enxofre, com rendimento em massa de 75 - 80%. A capacidade de ustulação é de 393 tpd (base seca). O gás SO₂ gerado passa pela unidade de lavagem de gases para remoção de sólidos, arsê nio, fluor e névoa ácida. O sólido calcinado é transferido pa- ra um espessador cujo U/F é bombeado para lixiviação de ouro e O/F, contendo arsênio solúvel, é direcionado para a unidade de tratamento de efluentes onde ocorre remoção de arsênio, possi- bilitando assim, o reciclo para ustulação ou o descarte deste efluente para a barragem de rejeitos (Cocoruto). A lama arseni cal é estocada em valas impermeáveis.

Fábrica de Ácido Sulfúrico

O gás de SO_2 , isento de sólidos, é seco na torre de secagem e, posteriormente, submetido a um contato duplo no catalizador de pentóxido de vanádio, favorecendo a conversão de SO_2 em SO_3 . O gás SO_3 passa pelas torres intermediárias e final para a produção de H_2SO_4 a 98,5%. A capacidade nominal da planta é de 360 tpd de ácido à 100%.

Lixiviação de Calcinado

O calcinado proveniente da ustulação do concentrado de pirita após espessamento é transferido para o processo de lixiviação (cianetação) que consiste de tanques pachucas dispostos sequencialmente nos quais a polpa de calcinado é mantida em permanente agitação, através do insuflamento de ar na parte cônica inferior da pachuca. Antes da adição do agente solubilizante cianeto de sódio (0.06% CN^-), o pH é ajustado para 10,5 - 11,0 através da adição de leite de cal. O nitrado de chumbo também é empregado para reduzir o efeito cianicida dos sulfetos.

Após o tempo de residência de 20 horas do processo de lixiviação, o calcinado é transferido para a filtração.

Filtração

A filtração separa a solução rica em ouro (18ppm) dos sólidos. Ocorre em filtros de tambores a vácuo de fabricação Miningtech-Saurer. O filtrado é direcionado para área de clarificação e precipitação com zinco (Merrill-Crowe). O calcinado repulpado é bombeado para a etapa de CIL (Carbon In Leach).

Clarificação e Precipitação

Utiliza-se na clarificação filtros folhas ("leaf clarifie

rs") que removem as partículas sólidas em suspensão. O objetivo de clarificação é tornar a solução filtrada mais adequada para a precipitação do ouro.

Após passar por um processo de desaeração para remoção de oxigênio dissolvido, à solução adiciona-se zinco, que promove a precipitação do ouro. A concentração de ouro na alimentação da precipitação é de 7 - 8 ppm. Em seguida, a suspensão produzida, passa por filtros prensas que retêm o precipitado de ouro que é enviado a cada dezena para a fundição. A eficiência da precipitação é de 99,97%.

A solução esteril com teor 0,03 ppm de ouro é percolada por colunas de carvão ativado para reduzir as concentrações de cianeto e metais básicos, além de recuperar algum ouro em solução. Em seguida, esta solução é direcionada à unidade de tratamento de efluentes para a destruição do cianeto livre pela adição de sulfato ferroso.

CIL (Carbon In Leach)

O processo CIL é baseado na capacidade de adsorção de íons metálicos em solução na polpa pelos microporos do carvão ativado. O calcinado repulpado dos filtros é transferido para os tanques de CIL onde também é ajustado o teor de cianeto tendo contato com o carvão ativado.

O carvão desloca-se em contra corrente relativamente ao fluxo de polpa com cianeto no interior dos tanques.

O carvão carregado com Au é separado da polpa por intermédio de peneiras, e submetido ao processo de eluição para desorção do ouro e posterior reativação em forno elétrico rotativo.

O carvão reativado é transferido novamente para os tanques de adsorção.

A polpa de calcinados, isenta de carvão é bombeada para a barragem de calcinado. O teor de ouro insolúvel ao rejeito de calcinados é de 1.5 - 1.8 g/t.

A recuperação nas etapas de cianetação e adsorção de calcinados se situa na faixa de 94%.

A solução rica, proveniente da eluição é submetida ao processo de eletrodeposição, em células eletrolíticas, onde o ouro é depositado nos catodos de lã de aço. O catodo com o ouro depositado é enviado para a fundição. A solução pobre, exaurida das células, é recirculada para os tanques de adsorção. A recuperação na eluição é 98% e na eletrodeposição 99%.

Barragem de Calcinados

O rejeito de calcinado é estocado em barragem própria. A construção do maciço de retenção desta barragem é realizado pelo próprio rejeito da flotação do circuito Cuiabá. Este material é ciclonado (Cycloned Wall) para adequação da granulometria, e conseqüentemente, da permeabilidade, favorecendo a compactação hidráulica do maciço.

DADOS DO PROCESSO

Alimentação da Planta

Capacidade	-	1500 t/d (base seca)
Teor de Ouro	-	7,0 g/t
Teor de Enxofre	-	8,0 %

Moagem e Concentração Gravimétrica

Capacidade da Moagem	: 70 t/h (máxima)
Overflow hidrociclone:	80% menor que 200 mesh
Teor de ouro overflow do hidrociclone:	5,6 g/t
Recuperação de ouro na gravimetria:	20%
Consumo de bola:	1000 g/t
Consumo de energia:	12 Kwh/t

Flotação

Teor de ouro no concentrado: 25 g/t
 Teor de enxofre no concentrado: 33%
 Recuperação de ouro: 97 %
 Recuperação de Enxofre: 95 %
 Rendimento peso: 19.53 %
 Teor de ouro no rejeito: 0,20 g/t
 Teor de enxofre rejeito : 0,43%
 Consumos de Reagentes: Coletor: 200 gpt
 Ativador: 180 gpt
 Espumante: 40 gpt

Ustulação

Capacidade: 3 93 t/d (base seca)
 Teor de enxofre: 33 %
 % sólidos: 70%
 Produção de Calcinados: 294 t/d (base seca)
 Teor ouro no calcinado: 28 g/t
 Temperatura de trabalho: 750 graus celsius

Fabricação de Ácido Sulfúrico

Capacidade: 360 t/d
 Concentração do ácido: 98,5%
 Conversão duplo contato: 3:1
 Eficiência de conversão: 99,7 %
 Emissão Gasosa: 2 Kg de SO₂/ton. Ácido Sulfúrico

Lixiviação de Calcinados

Tempo de residência: 20 horas
 Teor de ouro na alimentação: 28 g/t
 Recuperação da lixiviação: 91 %
 Teor de ouro no rejeito da lixiviação: 2,5 g/t
 Consumo de reagente: Cianeto: 800 g/t

Cal: 1400 gpt

Pb(NO₃)₂ : 50 gpt

CIL de Calcinados

Teor de ouro da alimentação: 2.5g/t

Consumo de Carvão: 50 g/t

Teor de ouro do rejeito de calcinados: 1.5 g/t

Carvão utilizado: Le Carbon G 210

Clarificação/Precipitação

Teor de ouro na alimentação: 7 - 9 ppm

Teor de ouro solúvel rejeito: 0.02 mg/l

Recuperação: 99.9 %

Consumo de zinco: 4 g Zn/ g Au

Eluição/Eletrodeposição

Eluição : Processo AARL

Recuperação eluição: 98 %

Recuperação eletrodeposição: 99 %

Teor de ouro na solução inicial da eletrodeposição: 400 ppm

Teor de ouro na solução exaurida: 2 - 5 ppm

Voltagem: 04 volts

Corrente: 250 amperes

DADOS DE PRODUÇÃO E CUSTOS OPERACIONAIS

Produção

Ano	Kg Au	t H ₂ SO ₄ à 100%
1985	47.8	-x-
1986	1464.8	14620
1987	2368.9	77665
1988	2380.8	70794

Ano	Kg Au	t H ₂ SO ₄ à 100%
1989	2417,8	74363
1990	2622,8	73336
1991	2594,6	74135

Custos Operacionais (US\$/t)

Geologia: 1.14

Mineração: 23.80

Planta de beneficiamento: 17.89

Total: 42.84

OTIMIZAÇÕES EFETUADAS

Redução da Carga de Bolas dos Moinhos

O circuito de moagem foi dimensionado para operar com uma carga de bolas de 40% e consumo estimado de 1250 gtp. Testes em escala industrial foram realizados no sentido de se reduzir a carga de bolas, sem prejudicar a taxa de alimentação prevista no projeto. A redução da carga de bolas para 25% juntamente com a adoção do revestimento de aço para o corpo dos moinhos propiciaram uma redução no consumo de bolas de 1250 gtp para 1000 gtp.

Redução no Consumo de Energia

Consumo energia previsto originalmente situava-se em torno de 16 Kwh/t. A utilização do revestimento de aço, o aumento da alimentação e a redução da carga de bolas dos moinhos, conduziram a uma redução de 15% no consumo de energia. Atualmente o consumo de energia está em torno de 13 Kwh/t.

Instalação de Revestimento de Aço no Corpo dos Moinhos

O projeto original previa a utilização de revestimento de

borracha (lift bar) para os moinhos, entretanto, a utilização' deste revestimento associado ao WI elevado (12,5 Kwh/st) não permitia que fosse atingida a capacidade máxima de projeto (35 tph). Após a instalação do revestimento de aço, conseguiu-se o atingimento da capacidade máxima de projeto, podendo-se ainda aumentar está capacidade para 37 tph alterando-se apenas as va-zões de bombeamento.

Introdução da Segunda célula de Grafite

O circuito de Flotação foi projetado originalmente para o perar com uma célula de grafite para recuperação do ouro livre não susceptível á concentração gravimétrica. No entanto devi do ao curto tempo de residência este ouro não era recuperado ' totalmente e trabalhava-se com uma recuperação de ouro no cir-cuito na ordem de 95%. Após testes em escala industrial utili-zando provisoriamente uma célula Rougher como célula de grafi-te, definiu-se a necessidade de instalação de uma (2ª) segunda célula para flotação de grafite. Isto garantiu que a recupera-ção de ouro na Flotação atingisse o valor de 97%

Consumo de Reagentes da Flotação

Coletor: O consumo estipulado pelo projeto para o coletor de sulfetos (NaMBT) para o processo de flotação era de 300 gpt Após reduções gradativas, na planta industrial, sem comprometi-mento da recuperação, conseguiu-se atingir o consumo de 200 gpt.

Ativador: O consumo previsto para o ativador de partículas do processo de flotação era de 300 gtp, da mesma forma que o co-letor, atingiu-se o consumo de 200 gtp.

CIL de Calcinações

Originalmente o calcinado repolpado da filtração após a 1ª cianetação era submetido a 2ª lixiviação com cianeto em tanques pachucas e, posteriormente, transferido para o CIP. Após o

acompanhamento do processo industrial observou-se que está 2ª lixiviação não contribuía na dissolução do ouro residual insolúvel e que somente no contato com o carvão ativado ocorria a solubilização deste ouro. Definiu-se então, a mudança do processo para o CIL DE CALCINADOS com os seguintes ganhos:

- Redução no consumo de ar da planta (8000 cfm).
- Redução do consumo de energia US\$ 16.000/mês.
- Redução do consumo de cianeto de sódio (950 g/t para 800 g/t).

Automação

Estação de monitoramento da Fábrica de Ácido e Ustulação (Estação CENTAURUS). Substituição do painel sinótico pela estação CENTAURUS atingindo uma maior confiabilidade e registro das variáveis operacionais e de processo.

Centralização dos painéis sinóticos dos circuitos de lixiviação, filtração, precipitação, espessamento e CIP. Criação da sala de controle destas áreas com operador de painel único. Melhoraria no acompanhamento do processo, rapidez na tomada de decisão.

DESENVOLVIMENTOS FUTUROS

Mina

Substituição do transporte horizontal do minério estéril sobre trilhos por caminhões específicos para subsolo (track less).

Mudança do método de lavra em alguns corpos (cut and fill para sublevel stopping).

Aumento da capacidade de produção atual de 1500 tpd para 1800 tpd (base mina 45000 tpm). com substituição da frota atual de equipamentos do subsolo.

Expansão da capacidade de produção para 2400 tpd (base mina 60000 tpm). redimensionamento da frota de equipamentos.

Os investimentos planejados para as minas da MMV atingem

valores na ordem de US\$ 11 milhões, objetivando uma maior mecanização, redução de custos, maior produtividade e segurança

Planta Hidrometalúrgica

Tratamento do concentrado de grafite da flotação no processo hidrometalúrgico por cianetação. Minimizar perdas de ouro no processo de ustulação.

Utilização do rejeito da flotação como Back Fill da mina de Raposos.

Utilização do peróxido de hidrogênio nas cianetações de calcinado e do concentrado de grafite. aumento da recuperação, redução do tempo de residência na cianetação e no consumo de cianeto.

Lixiviação do concentrado de flotação em tanques agitados mecanicamente. Recuperação do ouro livre fino contido no concentrado de pirita anteriormente a etapa de ustulação. Objetivando minimização de perdas no processo de queima.

Adaptações da planta hidrometalúrgica para beneficiamento de 45000 tpm (1500 tpd base planta) investimentos previstos na ordem de US\$ 350.000.

Expansão da planta hidrometalúrgica para tratamento de 60000 tpm (2000 tpd base planta).

