

Pesquisa tecnológica para aproveitamento hidrometalúrgico do minério de cobre oxidado da Caraíba Metais S/A

Carlos Eduardo Pereira *
Luís Daniel Moreira **
José V. F. Prudente **

1. INTRODUÇÃO
2. DESENVOLVIMENTO DOS TESTES
3. CONCLUSÃO
4. BIBLIOGRAFIA

* Gerente de Processo da Caraíba
Metais S/A

** Engenheiros da Caraíba Metais S/A

Resumo

A Caraíba Metais possui uma reserva de cerca de 5 milhões de toneladas de minério oxidado de cobre que fazia o capeamento da reserva de sulfetos atualmente em exploração e que foi lavrada, estando estocada.

A partir de resultados de pesquisa de laboratório realizada pelo CETEM, a Caraíba montou uma instalação piloto de hidrometalurgia e realizou um pesquisa (conjuntamente com o CETEM) nas áreas de Lixiviação

1. Introdução

A Caraíba Metais possui uma reserva de cerca de 5 milhões de toneladas de minério oxidado com teor de cobre de 0,72%, lavrada e estocada, que fazia o capeamento da reserva de sulfetos, atualmente em exploração.

Este pequeno tamanho de reserva, para este tipo de minério, normalmente não apresenta exploração viável pelos métodos convencionais de processamento mineral, uma vez que estes demandam altos custos de investimento, restando como via utilizável o seu aproveitamento hidrometalúrgico.

Baseado nisso, o CETEM - Centro de Tecnologia Mineral, com verba do DNPM, realizou uma pesquisa em escala de bancada para aproveitamento deste minério e os resultados destas pesquisas levaram a Caraíba Metais a desenvolver, contratando o CETEM como prestador de serviços, uma pesquisa tecnológica piloto para aproveitamento desta reserva.

Depois de analisadas alternativas possíveis, optou-se pelos processos integrados de lixiviação e extração por solventes-eletrodeposição, que ocupam atualmente uma posição econômica e tecnológica consolidadas. Embora amplas investigações de caráter técnico e científico já tenham sido realizadas neste campo e já existam várias usinas em operação com estas técnicas, espalhadas pela África, América do Norte, América do Sul, as particularidades de cada minério levam a características específicas de construção e operação de cada unidade e à necessidade de estudos buscando soluções específicas para cada caso em questão (1).

em pilhas (de até 2000t), extração por solventes e eletrorrecuperação.

No presente trabalho lista-se todos os parâmetros que foram estudados para cada um destes processos unitários e apresenta-se os resultados obtidos nesta pesquisa integrada LEACHING-SX-EW, pela primeira vez realizada no país, nesta escala, para minério de cobre, alertando-se para sua importância.

Traça-se comentários sobre as conclusões finais da pesquisa que levaram ao dimensionamento de uma instalação industrial e aos estudos de pré-viabilidade econômica deste projeto, traçando-se comparação com outro projeto semelhante atualmente em implantação nos Estados Unidos da América.

Com este objetivo a Caraíba Metais iniciou em 1981, em sua unidade de mineração e concentração, localizada no município de Jaguarari (BA), a implantação de uma unidade piloto destes processos, o que é no Brasil, sem dúvida, um empreendimento pioneiro de real importância.

Nestes processos ocorre inicialmente a lixiviação do cobre contido no minério, com consequente inevitável solubilização de impurezas. A etapa seguinte, de extração por solventes, implica na purificação e concentração do licor de lixiviação. Na etapa de eletrodeposição o cobre desta solução é recuperado sob a forma de cobre catódico de alta pureza. A figura 01 mostra, em diagrama de blocos, as operações envolvidas no processo.

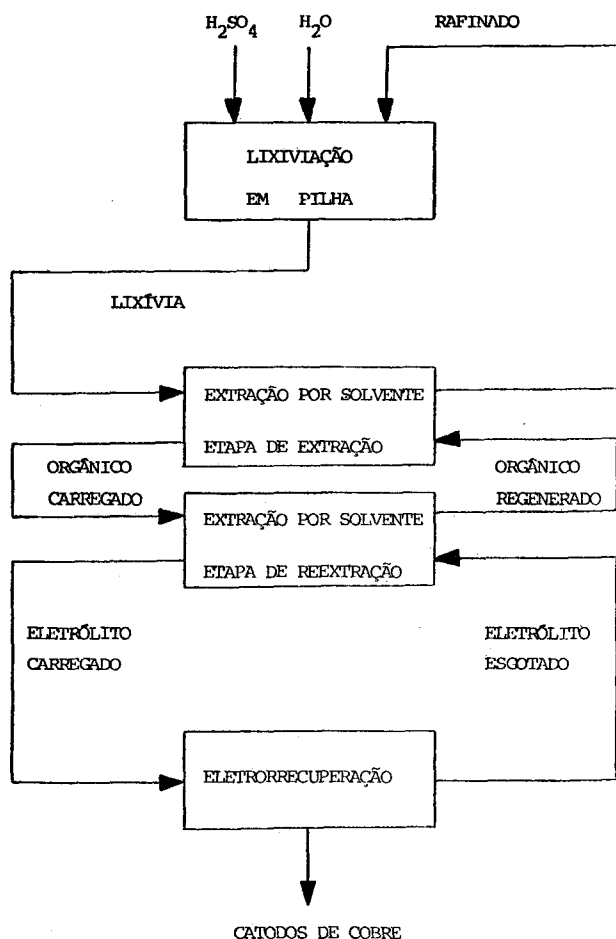
As grandes dimensões das pilhas de lixiviação testadas (até 2000 t) são próprias deste processo: baixo custo de investimento, relativamente baixo custo operacional mas muito difícil de se representar em testes, tendo sido estas as menores pilhas que se concluiu representar uma eventual operação industrial.

2. Desenvolvimento dos testes

2.1. Caracterização do minério

À caracterização mineralógica do minério de cobre da Caraíba foi feita através de estudos petrográficos em lâminas delgadas de fragmentos de rocha, seguidos de estudos de composição mineralógica quantitativa em amostras representativas deste minério devidamente preparadas.

Figura 01 - Diagrama esquemático do processo hidrometalúrgico utilizado nos testes piloto



O quadro a seguir mostra a composição mineralógica quantitativa do minério:

Mineral	Porcentagem em volume (%)
Hiperstênio	56,0
Quartzo	28,0
Biotita Cloritizada	3,5
Feldspatos	5,5
Malaquita	6,0
Opacos (Calcopirita + Óxido de ferro)	1,0

A análise química do minério apresentou os seguintes resultados:

Elemento ou Composto	Teor (%)
Cobre Total	0,72
Cobre Solúvel	0,71
Ferro	9,60
Alumínio	5,08
Cálcio	1,58
Magnésio	6,10
SiO ₂	52,90

Como a caracterização mineralógica indicou a Malaquita como principal mineral de cobre presente e ausência de outros carbonatos, a lixiviação com ácido sulfúrico tornou-se a mais indicada pela ocorrência da reação preferencial ácido-carbonato.

2.2. Testes de lixiviação

2.2.1 - Objetivos

Em virtude da pequena dimensão da reserva procurou-se direcionar a pesquisa para métodos de lixiviação que implicassem em baixos custos, propiciando entretanto um bom nível de recuperação. Dessa forma, optou-se pelo processo de lixiviação em pilha que se constitui num dos mais simples e conhecidos métodos de extração de cobre de minérios oxidados ou mistos.

Os testes em escala piloto objetivaram verificar e avaliar o comportamento do minério Caraíba no processo de lixiviação em pilha, desenvolver e testar técnicas operacionais que pudessem vir a ser usadas em uma operação em escala industrial, bem como fornecer dados para a execução de um projeto básico (2).

Para tanto foram verificados em escala piloto os seguintes parâmetros (3):

A - Que se relacionam com o comportamento da lixiviação

- . extração de cobre
- . consumo de ácido
- . concentração de ácido em solução
- . tempo de esgotamento

B - Que se relacionam com técnicas operacionais

- . método de aplicação de lixívia
- . taxa de aplicação de solução
- . molhabilidade
- . permeabilidade
- . granulometria
- . altura do leito do minério
- . perdas operacionais

2.2.2 - Procedimento

Os trabalhos de pesquisa desenvolveram-se com testes de lixiviação em colunas e lixiviação em pilhas.

Uma vez que a coluna nada mais é do que uma secção unitária da pilha de minério, os testes foram executados variando-se a altura do leito, taxa de aplicação de solução e concentração da solução de ácido sulfúrico, com o objetivo de verificar os parâmetros que seriam estudados em pilha, procurando estabelecer uma correlação entre eles. (3)

Os testes de lixiviação em pilha se sucederam aos testes de lixiviação em coluna, como normalmente ocorre mesmo nos casos em que se aplica modelamento matemático. Comumente opta-se por fazer o teste em maior escala, objetivando-se confirmar e ampliar em escala piloto os resultados obtidos nas colunas.

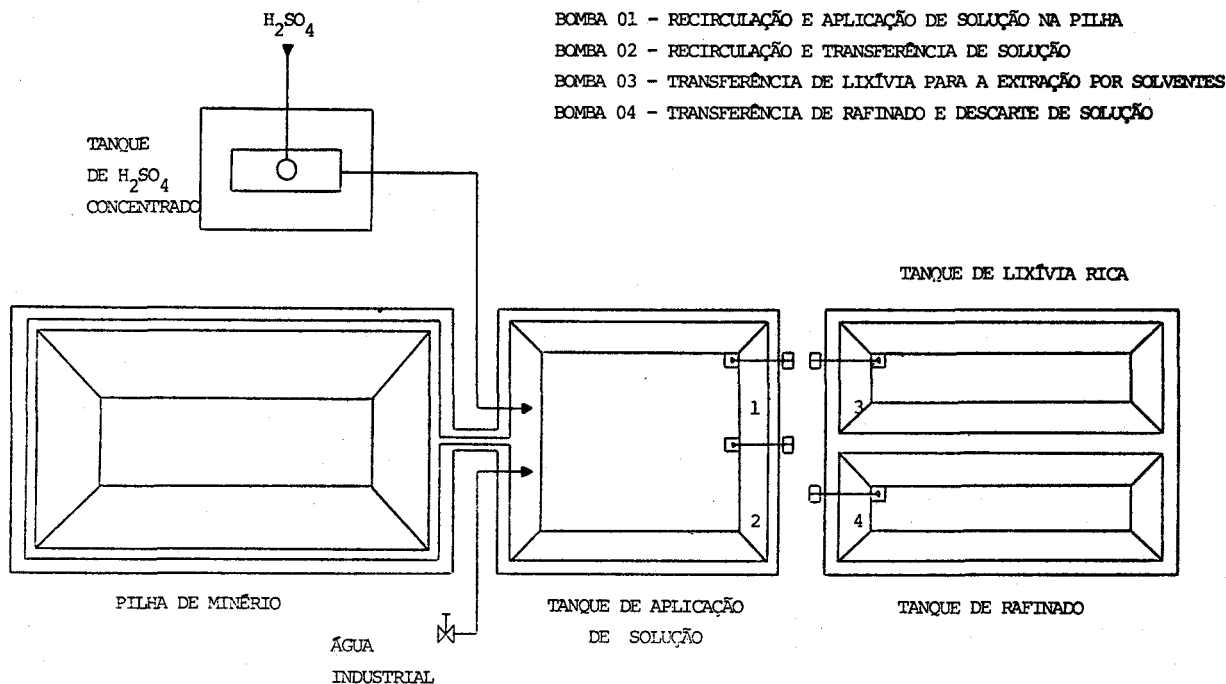
A planta piloto consistiu de um pátio, para formação de pilhas de minério, com base retangular de 16m x 29m, feito de concreto revestido com betume e coberto com folhas de plástico, o que assegurou uma completa recuperação da solução efluente. Uma calha de concreto revestido drenava a solução efluente da pilha para um tanque de operação com 400m³ de capacidade nominal, construído em concreto e revestido com resina araltec. (3)

Dois outros tanques com capacidade nominal de 250m³ foram utilizados para armazenamento de lixívia rica destinada a etapa de extração por solventes e para recebimento de refinado.

O ácido sulfúrico concentrado ficou armazenado em tanque de aço com capacidade de 16m³, confeccionado para essa finalidade, com o fluxo

de alimentação sendo feito junto à calha da solução efluente da pilha. A figura 02 mostra uma visão geral da planta piloto de lixiviação.

Figura 02 - Circuito utilizado nos testes de lixiviação em pilha



- BOMBA 01 - RECIRCULAÇÃO E APLICAÇÃO DE SOLUÇÃO NA PILHA
- BOMBA 02 - RECIRCULAÇÃO E TRANSFERÊNCIA DE SOLUÇÃO
- BOMBA 03 - TRANSFERÊNCIA DE LIXÍVIA PARA A EXTRAÇÃO POR SOLVENTES
- BOMBA 04 - TRANSFERÊNCIA DE RAFINADO E DESCARTE DE SOLUÇÃO

Empregou-se bombas plásticas, válvulas de teflon e tubulações de PVC para todos os circuitos, inclusive o de ácido sulfúrico concentrado.

Devido ao vento e ao forte calor da região foi escolhido o método de aplicação de lixívia denominado WIGGLER SPRAY, distribuindo a solução aleatoriamente sobre a superfície da pilha. (3)

Na confecção das pilhas trabalhou-se com caminhões e carregadeiras e, na medida do possível, devido à exiguidade de espaço, procurou-se evitar a compactação desnecessária.

Os descartes de lixívia para o tanque de estocagem foram feitos quando a solução atingia concentrações de cobre entre 4 e 6 g/l e pH em torno de 2,0, assegurando assim a não precipitação de ferro no corpo da pilha.

2.2.3 - Resultados Obtidos

Foram realizados dois testes de lixiviação em pilha cujos resultados e condições experimentais estão relacionados na Tabela I.

Como pode ser observado na Tabela I e nas figuras 03 e 04, o segundo teste apresentou melhores resultados, alcançando uma maior recuperação final de cobre em menor tempo de operação, e com relações ácido/cobre inferiores para valores correspondentes de recuperação. Isto foi devido à granulometria do minério adotada para o teste, uma vez que as demais condições experimentais mantiveram-se constantes em relação ao teste 01, exceção feita à redução da altura da pilha, o que facilitou a percolação da solução.

Tabela I - Condições experimentais e resultados obtidos nos testes de lixiviação em pilha

PARÂMETROS	1º TESTE	2º TESTE
Tonelagem	2.000	507
Altura do leito (m)	4	3
Granulometria	d ₉₀ = 2" d ₂₀ = 20#	d ₉₀ = 1" d ₂₀ = 20#
Teor de cobre na pilha (%)	0,77	0,87
Área superficial da pilha (m ²)	570	203
Agente lixivante	H ₂ SO ₄	H ₂ SO ₄
Taxa de aplicação de lixívia (l/min/m ²)	0,18	0,18
Concentração de H ₂ SO ₄ (g/l)	30	30
Recuperação de cobre (%)	54,7	74,4
Relação de H ₂ SO ₄ /Cu	11,5	12,75
Extração de ferro (%)	2,01	4,66
Extração de magnésio (%)	4,15	4,47
Extração de alumínio (%)	-	3,92
Extração de cálcio (%)	-	3,30
Retenção de líquido (l/t)	56	72,6
Tempo de lixiviação (dias)	69	64
Permeabilidade	Boa	Boa
Molhabilidade	Boa	Boa

Figura 03 - Lixiviação em pilha do minério oxidado de cobre

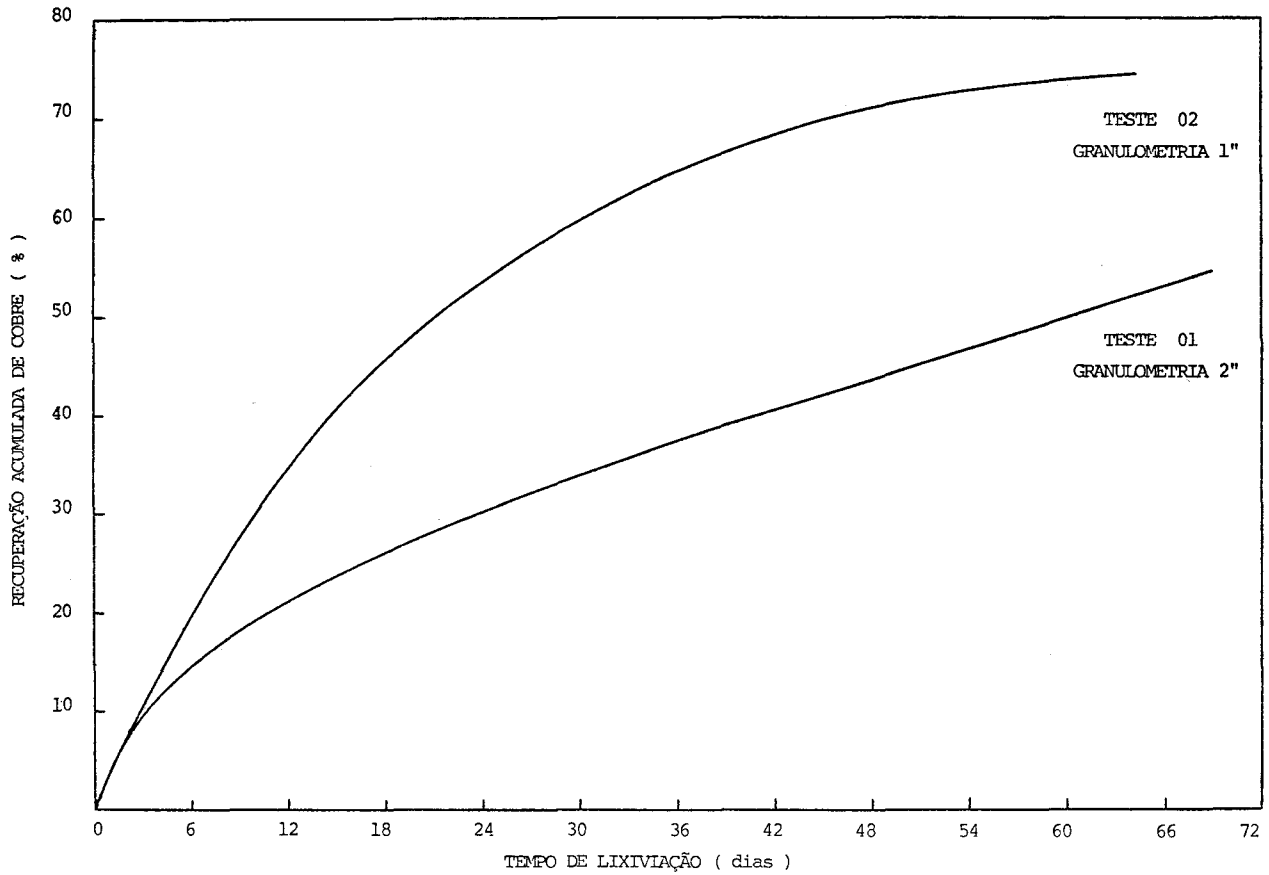
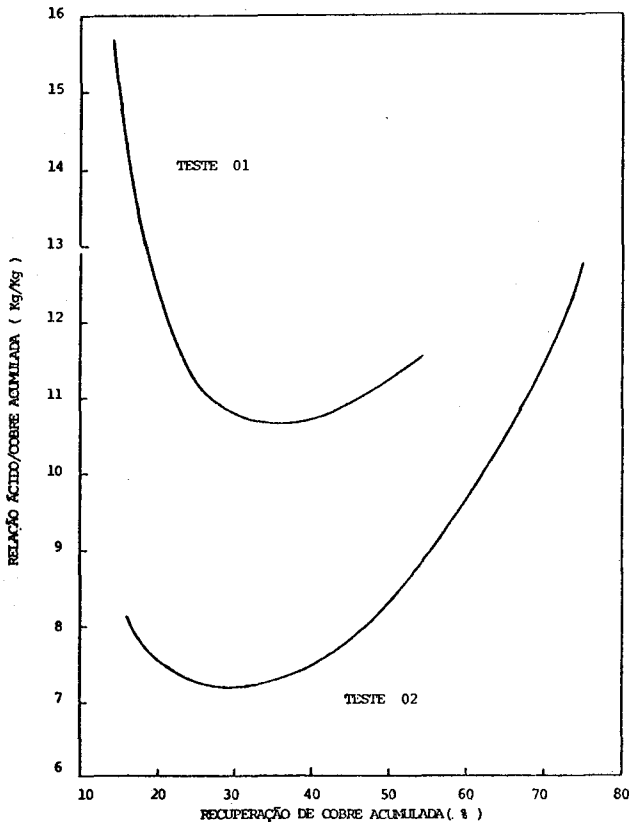


Figura 04 - Lixiviação em pilha do minério oxidado de cobre da Caraíba

Teste 01 - Granulometria 2"
Teste 02 - Granulometria 1"



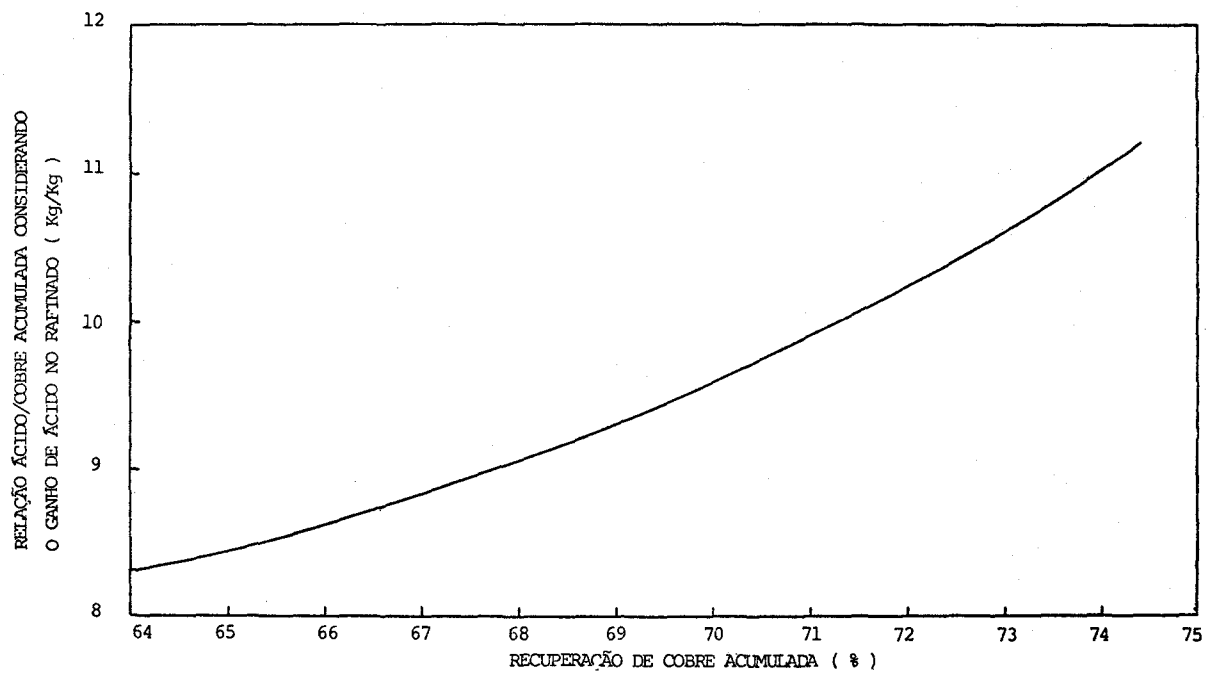
Observou-se no desenvolvimento dos testes a atuação de dois mecanismos de controle da cinética de dissolução do cobre. Inicialmente predomina o controle por reação química na interface, ocorrendo a dissolução do mineral de cobre (Malaquita) exposto nas partículas.

Durante esse período obteve-se uma maior taxa de extração com menor valor de relação ácido/cobre. Em seguida, com o cobre superficial dissolvido, o controle predominante de dissolução passa a ser a difusão da solução lixivante através dos poros do minério e a consequente difusão dos produtos solúveis do interior da partícula ao seio da solução. Nesse período observa-se uma redução na taxa de extração de cobre, aumento na dissolução dos elementos solúveis da ganga e altos valores de relação ácido/cobre, que determinaram a paralização do processo (3) (4).

Portanto, prolongando-se o período de predominância do mecanismo de reação química na interface, no controle da dissolução do cobre, obtém-se maior eficiência no processo. Isto foi conseguido com a redução da granulometria o que implicou numa maior exposição do cobre contido nos planos de fratura do minério (4).

O consumo de ácido obtido foi relativamente alto. Entretanto, a relação ácido/cobre apresentada não considera a utilização do refinado, o que a reduziria consideravelmente. A figura 05 mostra considerações feitas sobre o uso do refinado admitindo-se um ganho de ácido no mesmo de 8 g/l (valor obtido nos testes de extração por solventes, conforme será visto adiante). Nessa figura pode-se observar valores de relação ácido/cobre para diversos valores de recuperação de cobre atingidos.

Figura 05 - Lixiviação em pilha do minério oxidado de cobre da Caraíba. Granulometria 1"



2.3. Testes de extração por solventes

2.3.1 - Objetivos

A obtenção de cobre catódico de alta pureza através de beneficiamento hidrometalúrgico dos minérios oxidados, implica necessariamente na purificação e concentração do licor proveniente da lixiviação, onde ocorre, em paralelo com a extração do cobre, a solubilização de impurezas contidas no minério.

Foram realizados testes contínuos de extração por solventes para avaliar e definir parâmetros que permitissem traçar um perfil de operação da unidade de extração por solventes integrada ao conjunto do processo hidrometalúrgico, bem como fornecer dados para a execução de um projeto básico. Para tal foram estudados em escala piloto os seguintes parâmetros (2):

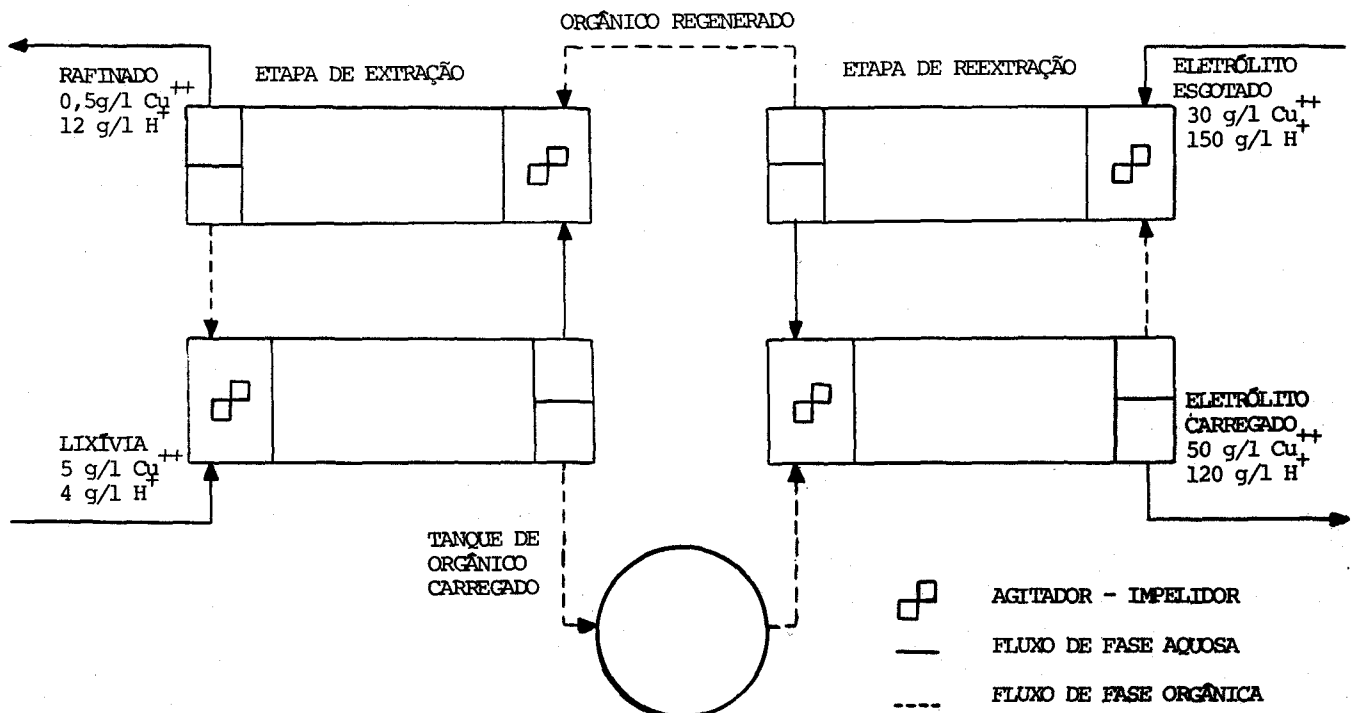
- . performance dos extratantes utilizados

- . configuração de circuitos
- . razões de fase orgânico/aquosa
- . velocidade de rotação dos agitadores
- . eficiência de operação dos circuitos
- . recuperação do processo
- . características dos efluentes
- . perdas de processo

2.3.2 - Procedimento

Os testes em escala piloto foram realizados em dois circuitos paralelos de extração por solventes, constituídos de células em fibra de vidro montadas sobre estruturas metálicas. Cada circuito foi composto por quatro estágios, sendo dois para a etapa de extração e dois para a etapa de reextração (3). A figura 06 mostra esquematicamente a configuração de circuito adotada e as composições típicas dos fluxos aquosos.

Figura 06 - Configuração do circuito utilizado nos testes de extração por solventes



Empregou-se bombas de aço inoxidável, tubulações de PVC, tanques em fibra de vidro e válvulas em PVC e aço inoxidável. As alimentações dos circuitos foram feitas por gravidade através de tanques elevados, também em PVC. Os fluxos de alimentação, assim como os de recirculação de fase, foram instrumentados com auxílio de rotâmetros devidamente calibrados.

Janelas de acrílico transparente foram instaladas nos decantadores das células com o objetivo de permitir o acompanhamento da formação de banda de dispersão e acúmulo de borra.

Foram testados dois extratantes, um em cada circuito, com o objetivo de se avaliar o desempenho de cada um. No primeiro circuito foi usado o Acorga P 5100 na concentração de 17% V/V em Shell Sol M, e no outro circuito o extratante Lix 64 N a 30% V/V também em Shell Sol M, de acordo com testes exploratórios a nível de bancada e semi-piloto.

Foram testadas também diversas condições de operação e de processo, das quais cumpre ressaltar:

- velocidade de agitação da mistura (entre 242 e 311 m/min)
- razões orgânico/aquoso de transferência (entre 1:1 e 1,5:1)
- necessidade de recirculação de fase aquosa na etapa de extração para manter o regime de dispersão da mistura.

Para cada uma das condições operacionais testadas foram realizadas em média seis corridas de duração variável entre 7 e 8 horas, e um teste de longa duração com operação por período de 10 a 12 horas.

Para efeito de análise comparativa das condições testadas procurou-se manter constantes as composições das alimentações aquosas dos circuitos.

2.3.3 - Resultados Obtidos

A tabela II apresenta os resultados típicos de alguns dos testes realizados com os reagentes Lix 64 N e Acorga P 5100.

Tabela II - Resultados de alguns testes realizados na planta piloto de extração por solventes

CONDIÇÕES OPERACIONAIS			EXTRAÇÃO						REEXTRAÇÃO						
EXTRATANTE UTILIZADO	VELOCIDADE DE AGITAÇÃO (rpm)	RAZÃO O/A	ALIMENTAÇÃO (g/l)			$\Delta [Cu]$ ORGAN. (g/l)	$\Delta [H^+]$ (g/l)	RECUPERAÇÃO (%)	RAZÃO O/A	ALIMENTAÇÃO (g/l)			$\Delta [Cu]$ ORGAN. (g/l)	$\Delta [H^+]$ (g/l)	$\Delta [Cu]$ AQUOSO (g/l)
			AQUOSA		ORG.					AQUOSA		ORG.			
			[Cu]	[H ⁺]	[Cu]	[Cu]	[Cu]	[Cu]		[Cu]					
Lix 64 N	900	1,19	5,20	4,00	1,20	4,00	7,70	91,0	4,14	30,20	151,10	5,40	4,20	27,40	17,40
Lix 64 N	900	1,24	5,30	3,40	1,20	3,90	8,20	91,5	4,71	29,80	151,10	5,00	3,80	27,60	17,90
Lix 64 N	700	1,31	5,20	4,00	1,10	3,60	7,40	91,0	5,20	30,80	153,40	4,60	3,50	28,90	18,20
Lix 64 N	700	1,16	5,25	3,25	1,20	4,10	8,49	90,5	4,68	30,40	158,50	5,00	3,80	28,80	17,80
Lix 64 N	900	1,80	6,30	4,70	1,33	3,27	9,24	93,7	5,53	28,44	151,50	4,69	3,30	28,18	18,30
Lix 64 N	900	1,09	5,60	3,75	1,34	4,56	8,05	88,8	4,35	31,65	151,37	5,94	4,60	30,80	20,01
Acorga	900	1,46	5,33	3,50	3,90	3,36	8,00	91,7	6,00	29,90	152,30	7,16	3,26	26,40	19,60
Acorga	900	1,26	5,35	4,60	3,42	3,93	7,00	92,5	5,26	30,04	151,00	7,22	3,80	27,50	20,00
Acorga	700	1,25	5,35	3,65	3,65	3,90	7,40	90,8	4,68	29,90	149,10	7,00	3,40	24,10	15,90
Acorga	700	1,30	5,33	4,00	3,65	3,63	8,70	88,7	7,34	29,60	161,20	6,73	3,08	31,70	22,60
Acorga	900	0,99	5,07	4,45	4,40	4,55	6,93	88,8	4,15	35,36	145,06	8,80	4,40	28,59	18,25
Acorga	900	1,96	5,00	3,40	3,72	2,42	7,90	94,8	5,67	32,10	146,09	6,40	2,68	22,70	15,20

Como pode ser observado, os reagentes apresentaram uma boa performance permitindo o carregamento do eletrólito na etapa de reextração nas condições padrões do processo. Obtiveram-se recuperações superiores a 90% no circuito de extração, com ganho de ácido no refinado de 8 g/l.

As recuperações acima mencionadas são relativas, uma vez que o cobre não recuperado nesta etapa, volta para a lixiviação e posteriormente retorna ao circuito de extração por solventes, onde é novamente processado, constituindo-se, portanto, em carga circulante. Eventualmente, quando as concentrações de impurezas em solução atingirem níveis inaceitáveis, realiza-se o BLEED-OFF no circuito e o cobre desta solução é recuperado sob a forma de cemento.

O regime de dispersão (aquoso contínuo nos estágios de saída de fase orgânica e orgânico contínuo nos estágios de saída da fase aquosa) foi mantido sem a

necessidade de recirculação de fases no circuito de extração.

Observou-se a formação de banda de dispersão mais acentuada no circuito Lix 64 N, atingindo espessuras da ordem de 10 cm, enquanto que no circuito Acorga P 5100 esses valores situaram-se em torno de 4 cm. Constatou-se arraste de solventes orgânicos nos estágios de saída de fase aquosa, atingindo níveis inferiores a 20 ppm, considerados relativamente baixos; com teor de sólidos em suspensão da ordem de 240 ppm, na lixívia.

A capacidade total de cada circuito foi de 7,65 l/min baseado nos testes de cinética de extração e reextração, que indicaram tempos de residência de 120 e 90 segundos, respectivamente, suficientes para o estabelecimento do equilíbrio entre as fases aquosa e orgânica.

De acordo com observações feitas no decorrer dos testes e análise dos resultados obtidos, apresenta-se na tabela III um resumo das condições operacionais que levaram a melhores desempenhos dos circuitos (2).

Tabela III - Melhores condições operacionais observadas nos testes piloto por solventes

PARÂMETROS		RESULTADOS	
Velocidade de agitação		900 rpm (311 m/min)	
Fluxo específico de decantação		80 l/min/m ²	
Recirculação de fases aquosas		Extração - Desnecessária Reextração - Imprescindível	
Razões de fase orgânico/aquoso de transferência		Etapa de Extração - 1:1 Etapa de Reextração - 5:1	
Concentração dos reagentes em Shell Sol M		Acorga P 5 100 - 17% V/V Lix 64 N - 30% V/V	
Configuração dos circuitos		Extração - 2 estágios Reextração - 2 estágios	
Tempo de residência no misturador		2 minutos	
COMPOSIÇÃO DOS FLUIDOS AQUOSOS	Lixívia	5,5 g/l Cu ⁺⁺	4 g/l H ⁺
	Rafinado	0,5 g/l Cu ⁺⁺	12 g/l H ⁺
	Eletrolito esgotado	30 g/l Cu ⁺⁺	150 g/l H ⁺
	Eletrolito carregado	50 g/l Cu ⁺⁺	120 g/l H ⁺
Recuperação		90%	
Perdas de orgânico por arraste		< 20 ppm nas duas etapas	
Razão de extração Cu/Fe		Acorga P 5 100 - ~340:1 Lix 64 N - ~265:1	
Espessura da banda de dispersão (cm)		Acorga P 5 100 - 4,0 Lix 64 N - 10,0	
Eficiências de operação - circuito Acorga P 5 100		Extração > 80% Reextração > 90%	
Eficiências de operação - circuito Lix 64 N		Extração > 84% Reextração > 80%	

Nas figuras 07, 08, 09 e 10 são apresentados os diagramas de operação ilustrativos do comportamento dos circuitos para os reagentes testados. Pode-se observar nas mesmas as isotermas de equilíbrio do sistema orgânico/aquoso para as etapas de extração e reextração e as eficiências de operação dos estágios dos circuitos.

O ajuste da concentração do extratante no diluente foi feito através de método próprio da Acorga para o Acorga P 5100, baseado na análise do teor de oxima de amostras periódicas. Para o Lix 64 N utilizou-se a curva de saturação versus porcentagens volumétricas do extratante no diluente, levantada nas condições do processo (3). O reagente de MAKE UP foi adicionado no tanque de recolhimento de orgânico.

2.4. Testes de eletrorrecuperação

2.4.1 - Objetivos

O cobre contido no eletrolito carregado, produzido pela extração por solventes, é recuperado na forma de catodos de alta pureza na etapa de eletrorrecuperação.

O processo exige a aplicação de um potencial elétrico entre um anodo inerte e um catodo de cobre, ambos imersos na solução carregada em cobre (5).

Figura 07 - Diagrama de operação-extração

Circuito LIX 64 N
Condição de operação: 900 rpm
Sem recirculação de fase aquosa

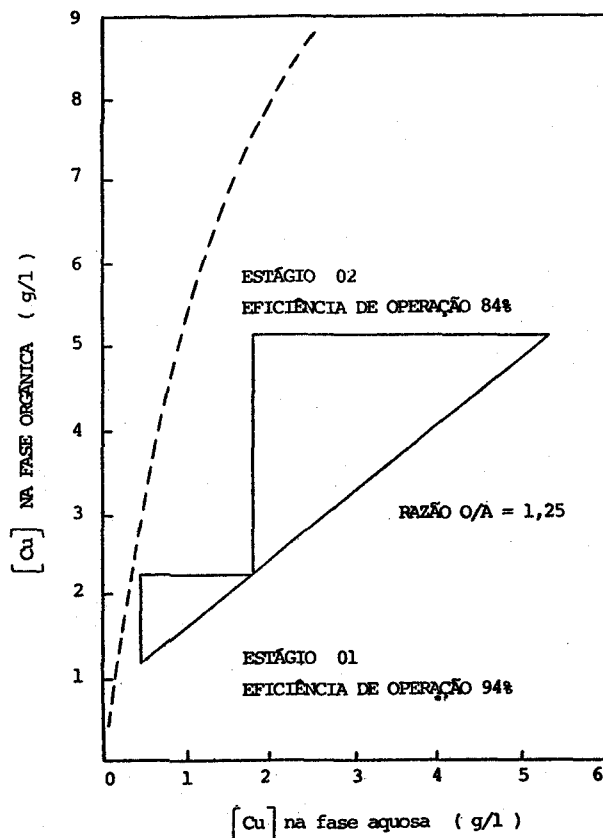


Figura 08 - Diagrama de operação-reextração

Circuito LIX 64 N
Condição de operação: 900 rpm

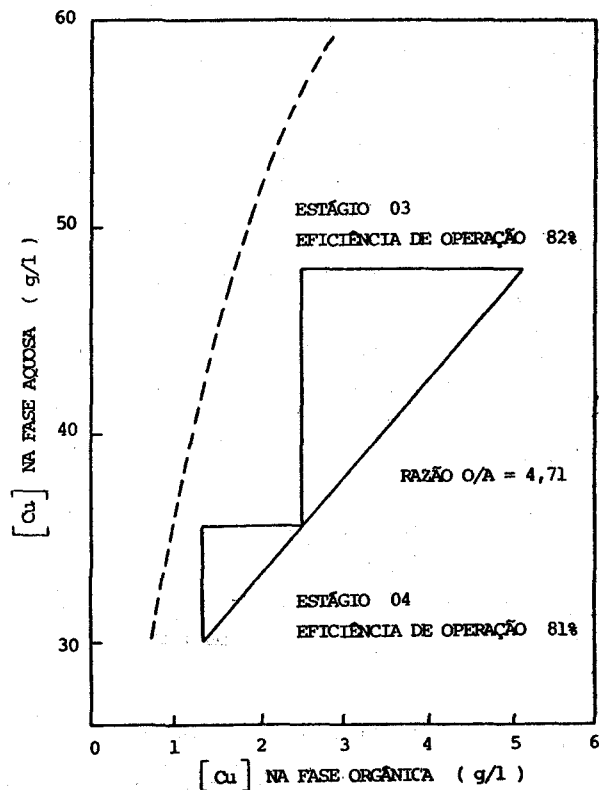


Figura 09 - Diagrama de operação-extração

Circuito acorga P 5 100
 Condição de operação: 900 rpm
 Sem recirculação de fase aquosa

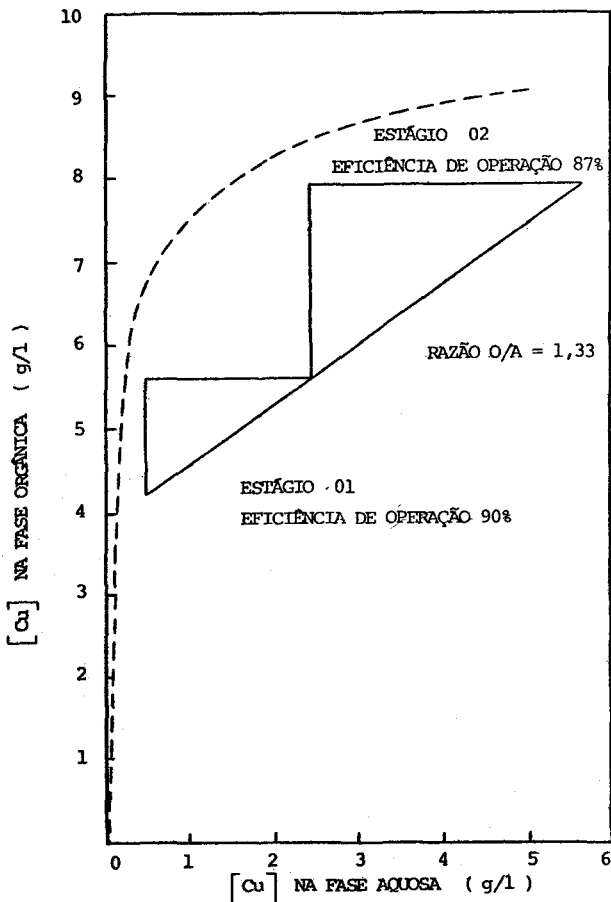
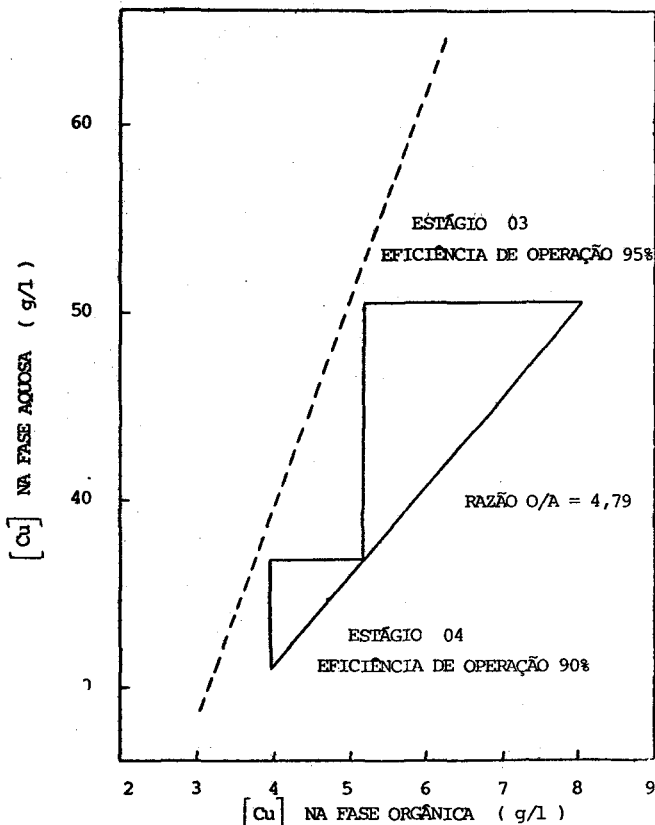


Figura 10 - Diagrama de operação-reextração

Circuito acorga P 5 100
 Condição de operação: 900 rpm



Os trabalhos objetivaram a seleção de condições operacionais na eletrorrecuperação, fornecendo dados para a elaboração de um projeto básico. Para tal, foram realizados testes contínuos observando-se os seguintes parâmetros (2):

- . densidade de corrente
- . concentração de cobalto no eletrólito (passivador do anodo)
- . temperatura do eletrólito
- . consumo de energia
- . eficiência de corrente
- . pureza do cobre eletrodepositado
- . formação de depósitos dendríticos
- . aderência e uniformidade do depósito

2.4.2 - Procedimento

Os testes em escala piloto foram realizados num circuito de eletrólise constituído de uma célula para a fabricação de "starting sheets", com capacidade de 250 litros, e três outras, com capacidade de 150 litros, onde se efetuou a eletrorrecuperação propriamente dita. As células foram construídas em madeira apropriada com um revestimento interno impermeabilizante de resina epoxi. Cada uma delas foi composta por 20 catodos (em aço inox para a célula de starting sheets, e em cobre para as de eletrorrecuperação) e 21 anodos de Chumbo-Antimônio (10% Sb). Os catodos de aço inox possuíam dimensões de 34,5 x 29 cm e perfis plásticos para isolamento das bordas, facilitando o deslocamento. A distância entre catodos foi de 6 cm. Os anodos mediam 34,5 x 29 cm (célula de starting sheets) e 33,1 x 26,5 cm (demais células) (3).

Foram utilizados barramentos de cobre, tubulações e válvulas de PVC e tanques de fibra de vidro.

A figura 11 apresenta uma visão geral do circuito utilizado.

A alimentação do circuito foi feita por gravidade com a utilização de um rotâmetro devidamente calibrado para controle do fluxo. Um filtro de carvão ativado foi instalado para remover traços de solvente orgânico arrastado no processo pelo fluxo do eletrólito efluente da etapa de reextração do circuito de extração por solventes.

Os testes consistiram de corridas com duração média de 10 horas, com um rigoroso controle de vazão de alimentação e intensidade de corrente elétrica. Realizou-se também alguns testes com duração de 25 a 30 horas. As amostragens foram feitas no início do teste, no decorrer do mesmo, periodicamente, e no final. O cobre eletrodepositado era deslocado, do catodo inerte, lavado, pesado e amostrado para análise de impurezas. Foram testadas as seguintes condições operacionais:

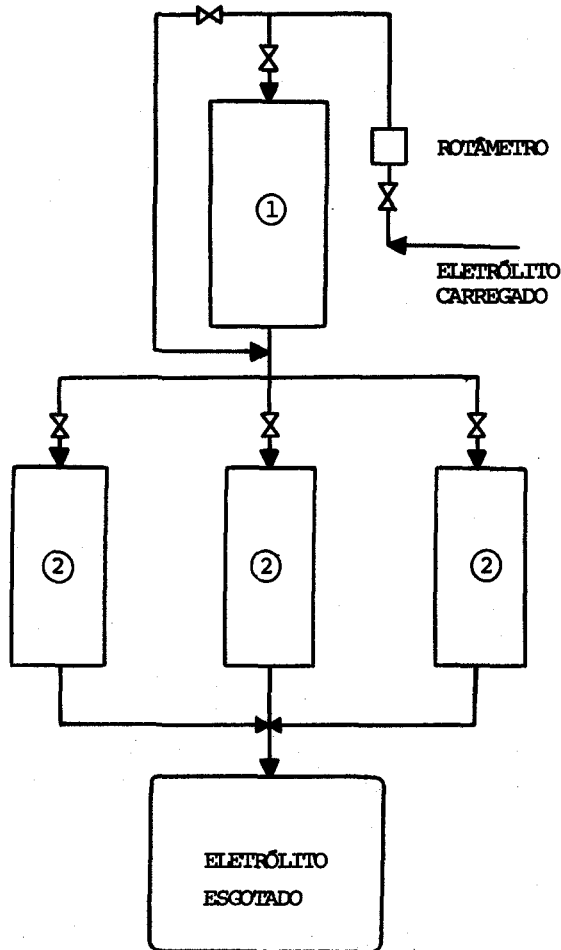
- . densidade de corrente 1,8; 2,0; 2,2 A/dm²
- . concentração de cobalto 40; 60; 100 ppm
- . temperatura do eletrólito 40; 45; 50 °C

Procurou-se manter constante a composição do eletrólito carregado, efetuando as correções nas concentrações sempre que possível, de maneira a permitir uma efetiva comparação entre as condições testadas.

2.4.3 - Resultados Obtidos

A tabela IV mostra de uma maneira resumida os resultados mais significativos dos parâmetros

Figura 11 - Circuito piloto de eletrorrecuperação



- ① - CÉLULA DE PLACAS DE PARTIDA
- ② - CÉLULA DE ELETORRECUPERAÇÃO

de operação estudados (densidade de corrente, concentração de cobalto e temperatura do eletrólito) que estão diretamente relacionados com o consumo de energia do processo e pureza do produto obtido. Foram relacionados os testes efetuados na célula de preparação de starting sheets, exceto indicações.

Tabela IV - Resultados de testes de eletrorrecuperação

CONDIÇÃO VARIADA	DENSIDADE DE CORRENTE (A/dm ²)	CONCENTRAÇÃO DE COBALTO (ppm)	TEMPERATURA DO ELETROLITO (°C)	EFICIÊNCIA DE CORRENTE (%)	CONSUMO DE ENERGIA (kwh/t Cu ²⁺)	TEOR MÉDIO DE CHUMBO NO DEPÓSITO (ppm)
DENSIDADE DE CORRENTE	1,8	-	AMB**	96,02	1 703	34
	2,0	-	AMB	96,79	1 705	39
	2,2	-	AMB	96,21	1 737	112
CONCENTRAÇÃO DE COBALTO	2,0	40	AMB	97,22	1 717	88
	2,0	60	AMB	95,48	1 610	28
	2,0	100	AMB	95,33	1 601	20
TEMPERATURA	2,0	60	40	96,55	1 633	12
	2,0	60	45	96,06	1 580	17
	2,0	60	50	92,79	1 645	21
LONGA DURAÇÃO	2,0	60	AMB	93,67	1 710	9
LONGA DURAÇÃO	2,0	60	AMB	93,60	1 701	35

* TESTE REALIZADO NAS CÉLULAS DE AVANÇO

** TEMPERATURA MÉDIA DE 34°C

A composição dos eletrólitos de alimentação e saída do circuito foi determinada pelo processo integrado de Extração por Solventes e Eletrorrecuperação, baseado nos testes exploratórios a nível de bancada e semi-piloto. Considerou-se portanto como parâmetros fixos os seguintes valores:

- eletrólito carregado 50 g/l Cu⁺⁺ 120 g/l H⁺
- eletrólito esgotado 30 g/l Cu⁺⁺ 150 g/l H⁺
- queda na concentração de cobre na eletrodeposição 20 g/l Cu⁺⁺

Baseando-se nos resultados experimentais, as condições que apresentaram os melhores resultados na eletrorrecuperação de cobre foram:

- densidade de corrente 2,0 A/dm²
- concentração de cobalto no eletrólito 60 ppm
- temperatura do eletrólito 45°C

Nestas condições, obteve-se os resultados seguintes, considerados como plenamente satisfatórios:

- eficiência de corrente:
 - célula de starting sheets 96%
 - células de avanço 92%
- consumo de energia 1 650 kwh/t Cu
- pureza do cobre eletrodepositado superior a 99,98%
- teor de chumbo no depósito catódico em torno de 15 ppm

A filtração prévia do eletrólito em carvão ativado foi uma operação extremamente efetiva, visto que reteve traços de solvente orgânico arrastado, assim como sólidos em suspensão, que contribuem para um aumento no consumo de energia e impurezas no cobre depositado (3).

Dentro das condições operacionais testadas ficou evidenciada a possibilidade de se obter depósitos catódicos de alta pureza, aderentes e sem observação de crescimento irregular.

3. Conclusão

O processo hidrometalúrgico testado (lixiviação ácida em pilha-extração por solventes-eletrodeposição) mostrou-se tecnicamente viável, evidenciando a possibilidade de se atingir recuperações em torno de 70%, com ciclos de cerca de 60 dias de lixiviação, obtendo-se como produto final, catodos de cobre de alta pureza, deposição aderente e uniforme.

As etapas de eletrorrecuperação e extração por solventes encontram-se definidas, com os parâmetros necessários para um projeto básico satisfatoriamente determinados. A etapa de lixiviação entretanto necessita de otimização do consumo do ácido. De acordo com os resultados obtidos nos testes realizados, acredita-se que a granulometria do minério constitui a variável na qual se pode atuar para obter um baixo consumo de ácido aliado a uma recuperação de cobre satisfatória (65-70%). Sob este ponto de vista, está programado um terceiro teste de lixiviação ácida em pilha com 500 toneladas de minério a um TOP SIZE de 1/2 polegada e altura de 3 metros, ao fim do qual espera-se definir os parâmetros envolvidos no processo global, permitindo assim a execução do projeto básico de uma unidade industrial.

Baseando-se nos resultados obtidos até o momento, realizou-se um estudo de pré-dimensionamento e pré-viabilidade de uma unidade industrial para beneficiamento de 261 100 toneladas/ano de minério com uma produção de 1 222 toneladas/ano de cobre

metálico que resultou nos seguintes índices de custo (6):

. investimento 0,94 US\$/lb Cu^o
 . operacional 0,59 US\$/lb Cu^o

A inversão de capital requerida para produzir uma tonelada de cobre fino por ano apresentou um valor relativamente baixo, na ordem de US\$ 2 070. Isto se deve principalmente ao fato do minério encontrar-se totalmente lavrado e estocado, o que representa custo de investimento, em mineração, nulo.

Estas considerações aliadas ao fato de que a instalação representaria um apêndice nas instalações de Mineração/Concentração da Caraíba Metais S/A, contando com toda sua infraestrutura administrativa e de apoio, torna a exploração desta pequena reserva de minério altamente compensadora.

As tabelas V e VI mostram uma comparação entre os custos obtidos no estudo de pré-viabilidade e os custos da planta de Lo Aguirre - Chile - Sociedad Minera Pudahuel, que beneficia minério oxidado de cobre a 2,14% Cu total (1,17% Cu solúvel) (7) (8) (9).

Tabela V - Dados comparativos de custos de investimento

SEÇÃO	* OXIDADO/CARAÍBA				** LO AGUIRRE/SMP			
	CAPACIDADE NOMINAL t/ano	US\$/t Cu ANUAL	US\$/lb Cu	CONVERSIÇÃO %	CAPACIDADE NOMINAL t/ano	US\$/t Cu ANUAL	US\$/lb Cu	CONVERSIÇÃO %
Mina	-	-	-	-	4 x 10 ⁶	596	0,27	21,1
Britagem	2,6 x 10 ⁵ (2")	283	0,13	13,7	1x10 ⁶ (1/4")	399	0,18	14,2
Lixiviação	2,6 x 10 ⁵	236	0,11	11,4	1 x 10 ⁶	453	0,21	16,1
Extração por Solventes	2,4x10 ⁵ m ³	546	0,25	26,4	3,7x10 ⁶ m ³	441	0,20	15,6
Eletro-deposição	1 222	556	0,25	26,8	17 x 10 ³	568	0,26	20,2
Offsites	-	449	0,20	21,7	-	361	0,16	12,8
Total	1 222	2070	0,94	100	17 000	2818	1,28	100

* US\$ 1983

** US\$ 1980

Podemos observar que, em relação ao investimento de capital, o "oxidado-Caraíba" apresenta um valor mais baixo, devido principalmente ao fato de não necessitar de investimentos em mineração, além do próprio método de lixiviação em pilha implicar em menor investimento. A granulometria mais grosseira do minério britado também implicou num menor custo de britagem. Os demais fatores apresentaram -se sem grandes diferenças.

Em relação aos custos operacionais, os circuitos de extração por solventes e eletrodeposição apresentam valores similares para ambos os processos (Lixiviação em pilha e Lixiviação TL) (7). O custo total apresentará diferenças de acordo com as operações envolvidas nos distintos processos, dependendo dos custos de mineração, quantidade de cobre contido no minério, custos de manuseio de material e consumo de ácido. Nesse aspecto, o custo operacional total do "oxidado-Caraíba", apresentou-se superior devido principalmente ao custo de manuseio de material e consumo de ácido que corresponde a 38% do custo total. Espera-se otimizar este consumo com a redução de granulometria do minério oxidado, como dito anteriormente.

Relacionamos a seguir, ainda para efeito de comparação, os custos totais de investimento e de operação da Caraíba Metais e de uma das usinas

Tabela VI - Dados comparativos de custos operacionais

SEÇÃO	* OXIDADO CARAÍBA		** LO AGUIRRE/SMP	
	US\$/lb Cu	%	US\$/lb Cu	%
Mineração	-	-	7,08	22,4
Britagem	6,78	11,5	1,93	6,1
Reagentes	1,88	3,2	1,23	3,9
Energia (L/SX/EW)	3,00	5,1	4,07	12,9
Lixiviação	6,79	11,5	1,00	3,2
Ácido	22,33	37,7	6,87	21,8
Mão-de-obra (L/SX/EW)	9,84	16,6	4,66	14,8
Anodos	0,40	0,7	0,60	1,9
Outros	8,14	13,7	4,12	13,0
Total	59,16	100,0	31,56	100,0

* US\$ 1983

** US\$ 1980

industriais (Tyrone) da Phelps Dodge, atualmente em fase de implantação (10).

Phelps Dodge Caraíba Metais

. custo de investimento 0,99US\$/lbCu^o 0,94US\$/lbCu^o
 . custo de operação 0,50US\$/lbCu^o 0,59US\$/lbCu^o

4. Bibliografia

- (01) RITCEY, G. M. & ASHBROOK, A. W. Solvent extraction principles and applications to metallurgy. Part II. Amsterdam, Elsevier, 1979. Apud: MASSON, I. O. C. & SOARES, P. S. M. Recuperação do cobre do minério oxidado de Caraíba por extração por solventes em escala semi-piloto. Brasília, DNPM, 1981. (Série Tecnologia Mineral, 19 - Seção Metalurgia Extrativa, 6).
- (02) MOREIRA, L. D. & PEREIRA, C. E. Resumo dos dados obtidos na pesquisa tecnológica com o minério oxidado da Caraíba Metais. Bahia, s.ed., 1983.
- (03) SOUZA, V. P.; MASSON, I. O. C.; SOBRAL, L. G. Recuperação hidrometalúrgica do cobre oxidado de Caraíba - Estudos em escala piloto. Rio de Janeiro, DNPM/CPRM, 1983.

- (04) MOREIRA, L. D. & PRUDENTE, J. V. F. Projeto recuperação do minério oxidado - 2º Teste de Lixiviação em Pilha. Bahia, s.ed. 1983.
- (05) PRUDENTE, J. V. F. Análise dos trabalhos desenvolvidos na pesquisa tecnológica do minério oxidado da Caraíba Metais. Bahia, s.ed., 1983.
- (06) MOREIRA, L. D.; PRUDENTE, J. V. F.; PEREIRA, C. E. Pré-dimensionamento de instalações industriais e estudo de pré-viabilidade econômica do projeto de recuperação do minério oxidado. Bahia, s.ed., 1983.
- (07) DOMIC, E. M. & BRIMM, E. O. TL leaching experimental studies for the Io Aguirre Project. In: AIME ANNUAL MEETING, 109. Las Vegas, Febr. 26, 1980.
- (08) DOMIC, E. M. Io Aguirre's challenge for scaling-up new technology in copper hydrometallurgy from concept to industrial application. In: AIME ANNUAL MEETING, 110. Chicago, Febr. 22-27, 1981. (Paper TMS - A81-46).
- (09) DOMIC, E. M. Resultados técnico-econômicos de la operacion industrial del processo TL en Chile. In: SIMPÓSIO INTERNACIONAL SOBRE LA ACTUAL TECNOLOGIA DEL COBRE. Bucaramanga, Noviembre 29 a Diciembre 2, 1982.
- (10) KEEFFE, J., et alii. PD restarts two furnaces at Douglas and will build electrowon plant at Tyrone. Metals Week, 54(15):1, April, 1983.

Agradecimento

Os autores agradecem à valiosa participação conjunta dos técnicos do CETEM na programação e execução dos testes, com especial atenção aos colegas Vicente P. de Souza, Ivan O. C. Masson, Paulo Sérgio M. Soares, Luiz G. S. Sobral e Ronaldo C. dos Santos, que participaram ativamente do projeto.