

Estudos de beneficiamento do minério de cobre de Surubim

Odilon Guilherme Paraense Filho *

1. INTRODUÇÃO
2. CARACTERIZAÇÃO E PREPARAÇÃO DA AMOSTRA PARA A FLOTAÇÃO
3. PRIMEIRA FASE - TESTES EM BANCADA
4. SEGUNDA FASE - TESTES EM PLANTA PILOTO
5. CONCLUSÕES
6. BIBLIOGRAFIA

* Engenheiro de Projetos II da Caraíba
Metais S/A



Resumo

Surubim é um depósito de cobre com aproximadamente 14 milhões de toneladas de minérios e teor médio estimado de 1,0% Cu, localizado acerca de 35Km ao Norte da Mina Caraíba, Vale do Curuçá, Nordeste do Estado da Bahia, Brasil.

O minério consiste de calcopirita e bornita disseminados e em impregnação com calcocita e cubanita em menores proporções, em biotititos, noritos e piroxenitos.

1. Introdução

O presente trabalho, realizado no Centro de Pesquisa e Desenvolvimento do Estado da Bahia (CEPED), objetivou aprimorar os estudos tecnológicos do minério de cobre do depósito de Surubim procurando otimizar o processo de flotação, aperfeiçoar os índices de recuperação, definir qual (is) o(s) melhor (es) circuito (s) para a recuperação dos sulfetos de cobre e obter parâmetros definitivos para o projeto industrial.

Este estudo objetivou, também, obter maiores informações em relação ao comportamento do minério na flotação, níveis de recuperação "Rougher" e final, seletividade na flotação dosagem ideal de coletor e pH ótimo para a etapa "Rougher".

O depósito de Surubim está localizado no Centro Norte do Estado da Bahia, a 35 Km ao Norte da Mina Caraíba, na região do Vale do Curuçá. Esse depósito é formado por noritos, biotititos, piroxenitos intensamente alterados, com disseminações de calcopirita - magnetita relacionados às rochas ultramáficas. Possui uma reserva de 14 milhões de toneladas, com 1% de cobre, atualmente sob controle minerário da Caraíba Metais S/A Indústria e Comércio.

Estudos anteriores realizados pelo CEPED (3), (4), (5), e pela própria Caraíba Metais (1), (2), evidenciaram a necessidade de se moer o minério a menos 270 malhas para liberar 90 a 95% dos sulfetos de cobre

Desde 1979, a Caraíba Metais estuda o depósito e o minério, objetivando obter maiores detalhes da geologia, das características tecnológicas e do comportamento do minério frente a um processo de concentração por flotação.

São apresentadas as etapas e os resultados obtidos nos estudos de flotação em escala de bancada e em Planta Piloto desse minério, realizados nas instalações do Centro de Pesquisas e Desenvolvimento do Estado da Bahia (CEPED), por técnicos da Caraíba Metais S/A e do referido Centro de Pesquisas.

presentes, além de confirmar o WI do minério em 20 Kwh/s t, valor bastante alto para minérios de cobre, mesmo os porfiríticos.

Este estudo constou de duas etapas: na primeira, foram executados 62 testes em bancada que demonstraram a similaridade desta amostra de minério com as amostras trabalhadas no CEPED e na Mina Caraíba.

Os testes em bancada também foram utilizados para dirimir dúvidas surgidas na análise de relatórios de estudos anteriores com o minério de Surubim tais como: dosagens ideais de coletor e espumante e níveis de recuperação para moagens do minério a 60% - 200 malhas e 80% - 200 malhas.

Na segunda etapa foram executados 31 testes em planta piloto, apresentando fluxogramas diversos visando otimizar o processo. Nesta etapa foram realizados testes com e sem remoagem do concentrado "Rougher". Estabelecidos os melhores fluxogramas para a flotação, elaborou-se uma análise comparativa entre as melhores alternativas.

Na flotação dos sulfetos de cobre (calcopirita, bornita e calcocita), foram obtidos concentrados com 31,8%; 28,0% e 25,0% de cobre para alimentações com 0,95%; 1,05% e 0,98% e graus de moagens de 60% menos 200 malhas (com remoagem do concentrado "Rougher" a 80% menos 400 malhas); 65% menos 200 malhas (sem remoagem) e 80% menos 200 malhas (sem

remoagem), respectivamente. As recuperações totais para estes testes foram, por ordem, 78,4%; 81,2% e 85,3%.

2. Caracterização e preparação da amostra para a flotação

A amostra do minério de Surubim apresentou um teor médio de 0,98% de cobre sulfeto e 0,06% de cobre oxidado. Os teores de ouro e prata, estimados a partir da análise da composição dos concentrados finais dos testes piloto, ficaram em 0,12 g/t e 3,12 g/t, respectivamente.

Esta amostra, pesando cerca de 20 toneladas, foi toda fragmentada a menos 1/8", homogeneizada e empilhada em 4 (quatro) pilhas alongadas. Dessas pilhas foram tiradas amostras para os ensaios de bancada e para os testes em escala piloto.

Em relação ao minério, estudos anteriores de liberação por contagem de grãos ao microscópio (1), observações em lâminas delgadas (6), e em microsonda eletrônica e microscópio eletrônico de varredura (7), permitiram tirar as seguintes conclusões sobre as diferentes fases minerais presentes e as características texturais:

O minério de Surubim possui a seguinte composição:

- . calcopirita
- . bornita primários = 85%
- . digenita
- . calcocita
- . idaita secundários = 15%
- . covelita

A calcopirita é o principal sulfeto de cobre.

Magnetita + ilmenita são óxidos sempre presentes em quantidades muito variáveis.

Pirita + pirrotita + pentlandita ocorrem associados localmente em proporções muito restritas.

Melonita e outros teluretos.

A ganga é constituída basicamente de biotita, feldspato, piroxênio, magnetita, pirita e quartzo.

A característica principal deste minério é a presença de partículas finas de sulfeto, com granulometria variando de 01 a 50 micras, numa quantidade que varia de 15 a 20% do total.

No geral, os sulfetos possuem uma granulometria de 0,1 a 0,4 mm. Os cristais de calcopirita e ocasionalmente de bornita atingem até 0,8 mm quando associados com palhetas de biotita.

Quase todos os finos de calcopirita e bornita ocorrem associados a material clorítico, talco nantronita, illita ou actinolita, material proveniente da alteração hidrotermal dos piroxênios.

Parte dos sulfetos ocorrem também associados a palhetas de biotita, ou entre

palhetas, ou dentro destas. Os primeiros possuem granulometria grosseira enquanto que os últimos são bastante finos.

A representatividade deste tipo de textura é de 30% do total.

Ocorrem ainda sulfetos associados a fraturas, fragmentados e nos interstícios de grânulos de piroxênios e plagioclásios, porém, não constituem quantidades expressivas.

Como conseqüência destes aspectos texturais, faz-se necessário uma moagem intensa para a liberação dos grãos menores de sulfetos de cobre, que formam nuvens finas (-0,01 mm) dentro de pseudomorfos (piroxênios alterados):

Segundo o estudo de liberação, para se atingir um grau de liberação de 90 a 95% dos sulfetos de cobre, seria necessário moer o minério a menos 270 malhas.

3. Primeira fase - testes em bancada

Os testes em bancada utilizaram um minério de cobre com teor médio de 0,93% de cobre sulfeto e 0,06% de cobre oxidado. A moagem foi efetuada em dois níveis de 60% - 200 malhas e 80% - 200 malhas baseado nos índices obtidos em trabalhos anteriores. A exemplo dos testes realizados na Mina Caraíba, considerou-se o tempo de 5 minutos para o condicionamento e 7 minutos para a flotação. Alguns testes realizados no CEPED confirmaram ser 1 minuto, suficiente para o condicionamento.

3.1. Seleção dos reagentes e ensaios

Os coletores utilizados foram os que apresentaram melhores resultados em recuperação e teor para este minério; amil xantato de potássio e isopropil xantato de sódio.

Os espumantes utilizados foram A65 (polipropileno glicol eter-cyanamid) e o MICB (metil isobutil carbinol).

Como modificador de pH utilizou-se o leite de Cal.

Foram realizados inicialmente, 20 ensaios com dosagens de coletor variando de 12 a 40 g/t, apresentados na Tabela I.

Os resultados obtidos nestes testes, aconselharam a execução de testes com dosagens abaixo de 12 g/t.

Programou-se então mais 42 testes, sendo que os quatro primeiros, seguindo o método proposto pelo Eng^o Frank E.O. Rezende (CEPED) (8), foram utilizados para a determinação da dosagem ideal de coletor. Estes 42 testes encontram-se resumidos na Tabela II.

Nos testes em bancada verificou-se que a amostra efetuada apresentava comportamento similar às estudadas anteriormente, na

Tabela I - Resultados dos 20 primeiros testes de flotação em bancada

Nº TESTES	Condições de Operação								Concentrado Rougher			Rejeito Rougher			
	Tempos			Reagentes (g/t)				pH	Mog % -200 μ	%Cu Alim	% Cut	% Peso	Dist.	% Cut	% Peso
	Moagem (min)	Cond. (min)	Flot. (min)	Coletor		Espumante									
				Dosagem	Tipo	Dosagem	Tipo								
01	30	5	7	12	AMILX	20	MIBC	10	60	0,91	19,13	2,8	59,2	0,38	97,2
02	30	5	7	16	"	20	"	10	60	0,94	16,55	3,5	61,9	0,37	96,5
03	30	5	7	20	"	20	"	10	60	0,93	16,38	3,5	61,6	0,37	96,5
04	30	5	7	24	ISOFX	20	"	10	60	0,96	13,78	4,1	59,0	0,41	95,9
05	30	5	7	32	"	20	"	10	60	0,94	15,69	4,7	78,7	0,21	95,3
06	30	5	7	40	"	20	"	10	60	0,90	18,27	2,6	52,6	0,44	97,4
07	30	5	7	40	"	25	"	10	60	0,91	9,92	5,7	61,8	0,37	94,3
08	50	5	7	24	AMILX	20	"	10	80	0,93	9,53	7,3	75,0	0,25	92,7
09	50	5	7	32	"	20	"	10	80	0,93	14,44	4,8	74,4	0,25	95,2
10	50	5	7	40	"	20	"	10	80	0,92	15,76	2,6	44,7	0,52	97,4
11	50	5	7	24	ISOFX	20	"	10	80	0,94	17,20	4,1	74,6	0,25	95,9
12	50	5	7	32	"	20	"	10	80	0,92	17,84	3,9	75,9	0,23	96,1
13	50	5	7	40	"	20	"	10	80	0,92	19,79	2,9	62,1	0,36	97,1
14	50	5	7	16	"	20	"	10	80	0,93	13,02	5,7	79,7	0,20	94,3
15	50	5	7	16	AMILX	20	"	10	60	0,92	16,01	3,0	52,4	0,45	97,0
16	30	5	7	16	"	20	"	10	60	0,93	16,08	2,9	50,0	0,48	97,1
17	30	5	7	16	ISOFX	20	"	10	60	0,92	18,83	2,7	55,4	0,42	97,3
18	50	5	7	28	AMILX	20	"	10	80	1,03	16,31	3,4	53,9	0,49	96,6
19	50	2	7	28	"	20	"	10	80	1,00	18,48	4,3	79,8	0,21	95,7
20	50	-	7	28	"	20	"	10	80	1,03	19,51	4,3	81,4	0,20	95,7

Tabela II- Resumo dos resultados dos testes de flotação em escala de bancada

MOG 60% - 200 MALHAS										MOG 80% - 200 MALHAS									
Nº Teste	Mog - 200 μ	Coletor g/t	Espumante g/t	% Cut Alim.	% Cut Conc.	% Cut Rej	Recup. %	pH		Nº Teste	Mog - 200 μ	Coletor g/t	Espumante g/t	% Cut Alim.	% Cut Conc.	% Cut Rej	Recup. %	pH	
36	60	4 (AMILX)	25 (MIBC)	0,91	13,01	0,21	78,3	11		33	80	4 (AMILX)	25 (MIBC)	0,92	11,33	0,13	86,9	10	
37	60	8 (AMILX)	25 (MIBC)	0,95	16,59	0,30	69,6	11		44	80	4 (AMILX)	25 (MIBC)	0,93	10,43	0,17	83,1	11	
63	60	11 (AMILX)	80 (A-65)	0,90	11,76	0,20	79,2	11		49	80	6 (AMILX)	25 (MIBC)	0,94	12,05	0,17	83,1	10	
38	60	12 (AMILX)	40 (MIBC)	0,93	14,67	0,22	76,8	11		50	80	6 (AMILX)	25 (A-65)	0,88	13,87	0,25	72,9	10	
45	60	16 (AMILX)	75 (MIBC)	0,92	14,95	0,21	78,3	11		51	80	6 (AMILX)	35 (A-65)	0,94	12,87	0,24	75,9	10	
59	60	3 (AMILX)	30 (MIBC)	0,91	14,78	0,27	71,7	10		53	80	6 (ISOFX)	25 (MIBC)	0,94	13,76	0,18	81,9	10	
46	60	4 (AMILX)	25 (MIBC)	0,91	13,99	0,24	74,9	10		54	80	6 (ISOFX)	25 (A-65)	0,96	15,13	0,25	75,2	10	
60	60	4 (AMILX)	35 (MIBC)	0,92	14,42	0,21	78,3	10		26	80	8 (AMILX)	25 (MIBC)	0,92	15,52	0,15	84,5	10	
62	60	4 (AMILX)	60 (A-65)	0,92	9,60	0,18	81,9	10		27	80	8 (AMILX)	25 (MIBC)	0,91	15,05	0,16	83,4	10	
61	60	5 (AMILX)	45 (MIBC)	0,93	15,13	0,20	79,7	10		28	80	8 (AMILX)	25 (MIBC)	0,92	16,97	0,15	84,4	10	
56	60	6 (ISOFX)	30 (MIBC)	0,94	15,08	0,23	76,7	10		29	80	8 (AMILX)	25 (MIBC)	0,93	15,48	0,20	79,6	10	
55	60	6 (ISOFX)	35 (A-65)	0,97	12,56	0,31	69,6	10		30	80	8 (AMILX)	25 (MIBC)	0,92	14,44	0,16	83,5	10	
58	60	6 (AMILX)	50 (MIBC)	0,92	16,43	0,24	74,9	10		31	80	8 (AMILX)	25 (MIBC)	0,94	8,89	0,20	80,5	10	
57	60	6 (AMILX)	70 (MIBC)	0,91	14,50	0,22	76,9	10		40	80	8 (AMILX)	25 (MIBC)	0,96	17,34	0,18	82,2	10	
47	60	8 (AMILX)	25 (MIBC)	1,01	18,57	0,35	66,5	10		41	80	8 (AMILX)	25 (MIBC)	0,93	12,94	0,16	83,9	10	
24	60	8 (ISOFX)	24 (MIBC)	0,97	13,80	0,21	79,8	10		35	80	8 (AMILX)	25 (MIBC)	0,91	13,66	0,13	86,6	11	
21*	60	8 (AMILX)	24 (MIBC)	0,92	11,73	0,17	82,6	10		22*	80	8 (AMILX)	24 (MIBC)	0,92	14,06	0,14	85,6	10	
25*	60	8 (ISOFX)	24 (MIBC)	0,91	13,58	0,20	79,2	10		23*	80	8 (ISOFX)	24 (MIBC)	0,92	11,05	0,14	85,9	10	
48	60	12 (AMILX)	50 (MIBC)	0,89	15,16	0,22	76,4	10		32	80	12 (AMILX)	40 (MIBC)	0,84	13,74	0,19	78,5	10	
										34	80	12 (AMILX)	25 (MIBC)	0,91	13,66	0,16	83,1	10	
										52	80	12 (AMILX)	40 (MIBC)	0,94	14,59	0,18	81,8	10	
										39	80	12 (AMILX)	40 (MIBC)	0,93	12,65	0,13	87,3	11	
										42	80	16 (AMILX)	75 (MIBC)	0,91	16,08	0,21	77,8	10	
										43	80	16 (AMILX)	75 (MIBC)	0,90	11,98	0,13	86,6	11	

$\bar{X} = 0,93$ $\bar{X} = 0,23$
60 60

$\bar{X} = 0,92$ $\bar{X} = 0,17$
80 80

* Mições parciais de coletor

* Mições parciais de coletor

Caraíba Metais e no CEPED. Os níveis de recuperação "Rougher" para o mesmo grau de moagem da alimentação, foram muito parecidos, ficando em 82% e 87%, para 60% menos 200 malhas e 80% menos 200 malhas respectivamente, para teores de cobre no concentrado em torno de 12,0%.

Os testes para determinação da dosagem ideal de coletor e testes confirmatórios posteriores permitiram estimar que a dosagem

ideal de coletor para este minério encontrava-se entre 4 e 8 g/t, tanto para 60 como para 80% - 200 malhas.

O tempo de flotação de 7 minutos mostrou ser suficiente, como havia sido sugerido pelos testes realizados na Mina Caraíba.

Em relação ao pH da flotação "Rougher", verificou-se que em pH 11, ocorre uma tendência ao aumento de recuperação em função de um decréscimo em seletividade.

4. Segunda fase - testes em planta piloto

Nesta segunda fase, a alimentação dos testes apresentou um teor médio de 0,98% de cobre sulfeto e 0,06% de cobre oxidado.

Foram executados 31 testes, sendo 24 sem remoagem (1 ao 18, 20 ao 25) e 7 com remoagem do concentrado "Rougher" (19; 26 ao 31).

4.1. Reagentes e ensaios

Utilizaram-se 3 coletores (amil xantato de potássio, isopropil xantato de sódio e um tianocarbamato (Z200), 2 espumantes (MIBC e o A65), leite de cal como modificador de pH, 4 níveis de pH (9,5; 10,0; 10,5 e 11,0),

e planejou-se trabalhar inicialmente entre 60% e 80% menos 200 malhas na alimentação da flotação.

Os circuitos foram sendo alterados no decorrer da experimentação visando corrigir deficiências no processo e obter melhores resultados em seletividade e recuperação dos sulfetos de cobre.

Os testes foram realizados com alimentações que variaram de 65 kg/h até 111 kg/h entre os diversos testes, e tiveram a duração média de 7 horas (01 ao 17) e 4 horas (17 ao 31), sem considerar o tempo para estabilização do circuito.

Na Tabela III, encontram-se as condições operacionais e os resultados de todos os ensaios, e nas Figuras 1, 2 e 3, os fluxogramas dos melhores testes, junto com os balanços de massa e metalúrgico.

Tabela III-Condições operacionais e resultados dos testes em escala piloto

Nº TESTE	MOG -200 #	% SÓLIDOS OVER DO CLASS.	COLE-TOR g/t	ESPUMANTE g/t	pH				% CUT OVER DO CLASSIFICADOR	% CUT DO CONCENTRADO FINAL	% CUT DE REJEITO FINAL	RECUP. DE COBRE (%)	TEMPO RESIDÊNCIA (min)
					R	CL	RCL	SC					
01	84,62	18,5	12 (AX)	23 (A65)	9,4	-	-	-	0,98	26,63	0,16	84,18	-
02	78,94	19,6	11 (AX)	23 (A65)	10,0	8,8	8,5	8,5	1,08	25,77	0,14	87,51	36,9
03	80,77	21,3	8 (AX)	32 (A65)	10,3	8,9	8,4	8,5	1,05	23,78	0,16	85,34	65,3
04	74,37	26,4	8 (AX)	32 (A65)	10,0	9,2	8,5	8,8	1,08	25,13	0,14	87,52	50,5
05	64,15	29,4	7 (AX)	25 (A65)	9,5	8,5	8,4	8,4	1,04	27,60	0,26	77,23	46,5
06	64,15	26,3	6 (AX)	24 (A65)	9,6	9,6	10,1	8,7	1,13	29,45	0,30	74,21	31,4
07	52,75	30,5	5 (AX)	25 (A65)	10,3	10,2	11,0	9,8	0,91	28,25	0,28	69,92	47,4
08	51,68	31,1	5 (AX)	26 (A65)	10,3	10,5	11,2	10,0	0,98	28,80	0,33	67,10	42,1
09	72,39	17,4	11 (AX)	23 (A65)	11,0	10,6	11,1	10,1	0,95	26,25	0,23	76,46	37,9
10	56,64	24,9	12 (AX)	50 (A65)	11,2	10,7	11,0	10,3	0,94	22,18	0,17	82,55	43,4
11	64,91	21,0	14 (AX)	35 (A65)	10,2	10,2	10,9	9,6	1,08	28,45	0,21	81,15	39,8
*12	69,20	22,4	13 (AX)	28 (A65)	10,5	10,2	11,1	9,5	1,00	27,21	0,25	75,70	42,9
*13	67,73	20,3	14 (AX)	60 (A65)	10,6	10,5	11,3	10,0	1,03	29,20	0,20	81,14	45,0
14	72,12	20,7	8 (AX)	40 (A65)	10,2	10,3	11,3	9,5	1,02	32,90	0,28	73,17	54,8
15	56,49	30,4	6 (AX)	25 (MIBC) 10 (A65)	10,4	10,0	11,0	9,7	0,94	25,41	0,31	67,85	37,8
16	58,60	25,2	11 (AX)	46 (A65)	10,3	10,1	11,0	10,0	1,00	22,01	0,25	75,86	74,3
17	57,90	24,4	12 (AX)	50 (A65)	10,3	10,4	11,0	10,1	0,91	23,22	0,20	79,85	34,9
18	67,56	21,9	12 (AX)	50 (A65)	10,2	10,4	11,0	10,0	0,96	23,22	0,20	79,85	34,9
19	78,80	16,4	12 (AX)	25 (MIBC)	10,2	10,4	11,0	-	0,96	23,79	0,16	83,90	-
20	59,00	26,5	12 (AX)	46 (MIBC)	10,4	10,0	11,0	9,7	0,90	25,87	0,21	77,29	45,1
21	67,60	21,2	14 (AX)	68 (MIBC)	10,5	10,0	11,0	10,0	0,98	28,01	0,19	82,44	42,1
22	72,90	17,8	12 (AX)	62 (MIBC)	10,5	9,8	8,8	-	1,00	24,32	0,19	81,64	35,8
23	74,50	17,4	12 (AX)	60 (MIBC) 10 (A65)	10,3	9,6	8,6	10,3	0,93	21,85	0,19	80,27	36,2
24	74,30	20,4	10 (AX)	36 (A65)	10,4	8,9	11,0	8,4	0,99	27,33	0,25	75,44	96,2
25	73,80	21,0	10 (AX)	35 (A65)	10,3	10,0	11,3	9,0	0,98	25,73	0,22	78,22	66,5
26	68,30	23,3	10 (AX)	35 (A65)	10,6	10,1	11,0	9,7	0,94	29,38	0,22	77,17	44,6
27	61,80	25,5	16 (AX)	65 (A65)	10,7	10,5	11,3	10,4	0,91	28,15	0,19	79,66	57,4
28	64,90	25,4	24 (AX)	65 (A65)	10,7	10,3	11,3	10,1	0,97	30,94	0,22	77,87	46,9
29	73,00	21,6	16 (AX)	60 (A65)	10,3	10,1	11,1	9,8	0,92	30,82	0,23	75,56	53,8
30	58,00	26,5	24 (AX)	85 (A65)	10,6	10,4	11,1	10,1	0,95	31,79	0,21	78,41	54,7
31	66,50	23,7	22 (Z200)	25 (D250)	10,4	10,0	11,0	9,7	0,99	29,36	0,26	74,40	44,7

Figura 1 - Fluxograma e balanços de massa e metalúrgico do teste nº 01

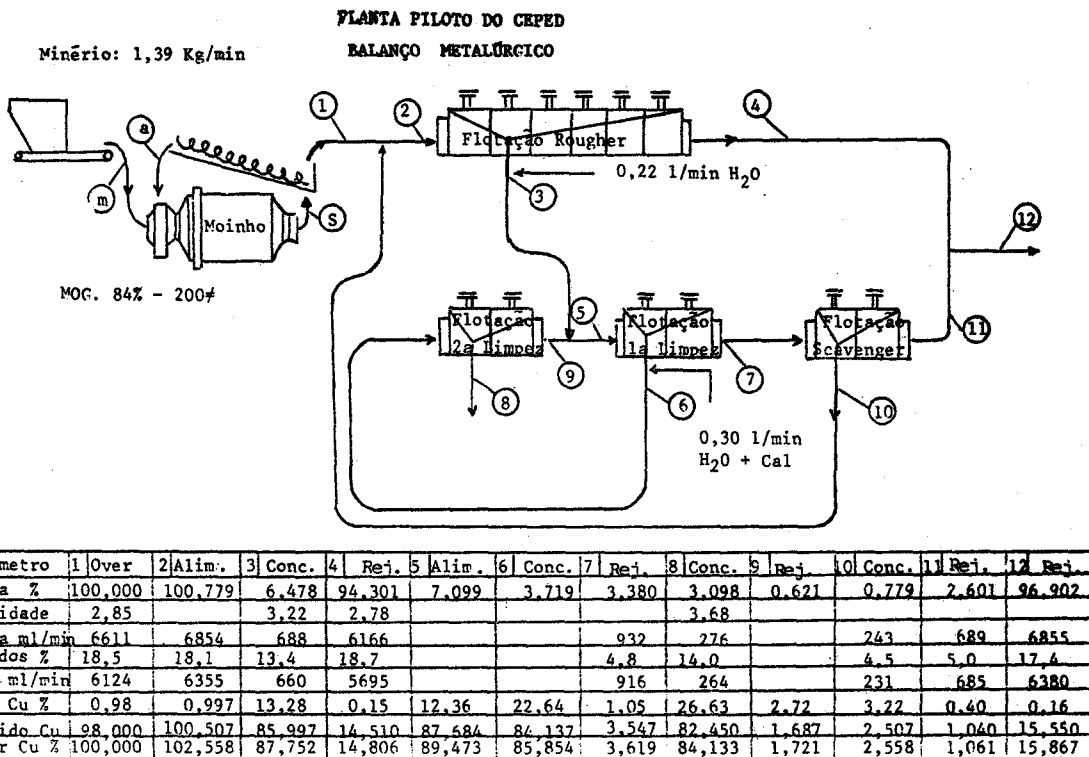
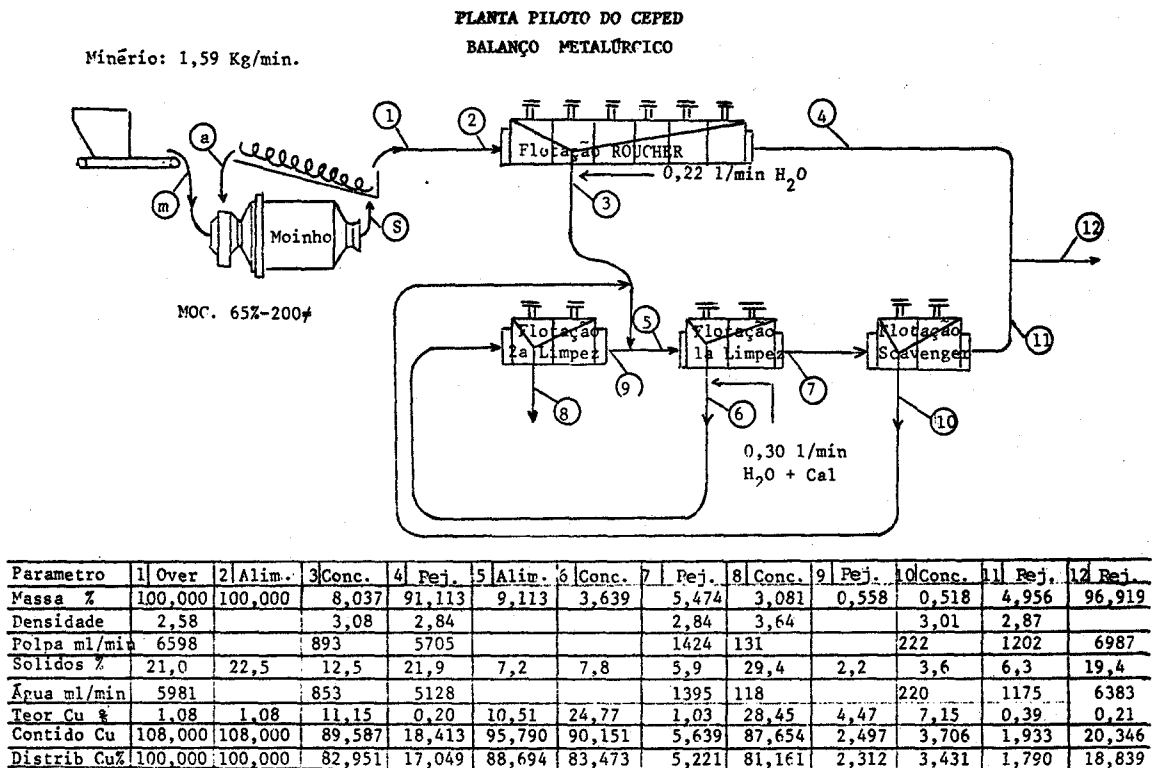


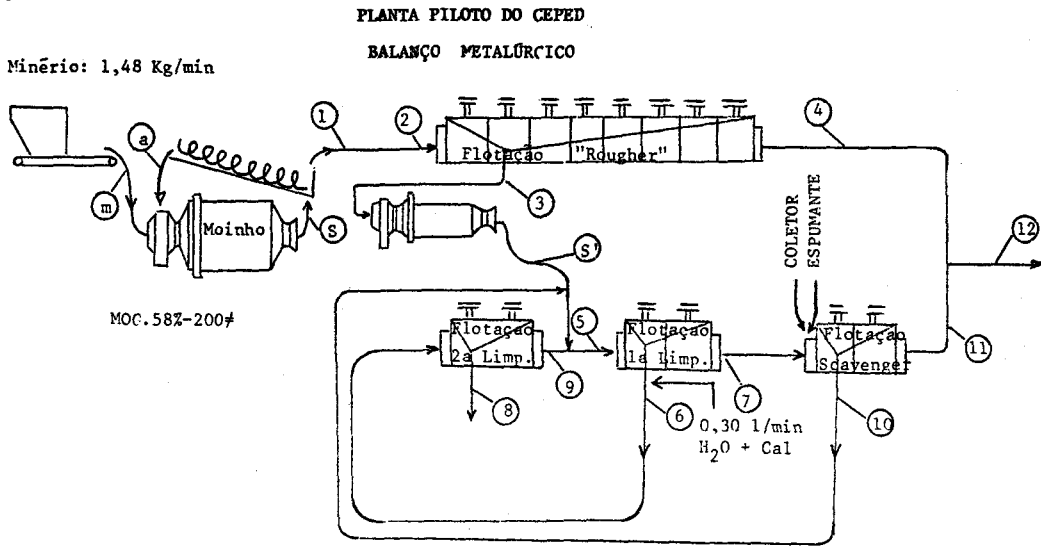
Figura 2 - Fluxograma e balanços de massa e metalúrgico do teste nº 11



Para confirmar a necessidade da execução de testes com remoagem, realizou-se um estudo de liberação dos sulfetos de cobre nas amostras do concentrado "Rougher", rejeito "Rougher", alimentação "Scavenger", concentrado "Scavenger" e rejeito "Scavenger" coletadas no teste nº 10 e do concentrado final coletada no teste nº 21.

O concentrado "Rougher" apresentou uma liberação dos sulfetos de 9% na fração + 65 #, 18% na fração - 65 + 100 #, 35% na fração - 100 + 150 #, 53% na fração - 150 + 200 #, 57% na fração - 200 + 270 # e 83% - 270 + 400 #. As baixas liberações dos sulfetos nas frações superiores a 270 malhas, que representavam cerca de 30% em

Figura 3 - Fluxograma e balanços de massa e metalúrgico do teste nº 30



Parâmetro	1 Over	S'	3 Conc.	4 Pej.	5 Alim.	6 Conc.	7 Pej.	8 Conc.	9 Pej.	10 Conc.	11 Pej.	12 Pej.
Massa %	100,000		15,190	84,810	21,706	6,742	14,964	2,343	4,399	2,117	12,847	97,657
Densidade	2,80	2,97	2,93					3,83				
Polpa ml/min	4633		1897	2736				51			2146	4882
Sólidos %	26,5	10,5	11,4	35,5	9,6	14,1	7,4	45,3	9,8	4,8	8,4	24,9
Água ml/min	4105		1820	2285				42			2078	4363
Teor Cu	0,95	5,85	5,29	0,17	8,79	25,37	1,32	31,79	21,95	6,54	0,46	0,21
Contido Cu	95,000		80,393	14,607	190,778	171,027	19,751	74,484	96,543	13,842	5,909	20,516
Distrib Cu%	100,000		84,624	15,376	200,819	180,028	20,791	78,404	101,624	15,640	6,220	21,596

peso do concentrado, confirmaram a possibilidade de utilizar a remoagem a 80% - 400 malhas para elevar o teor do concentrado final.

Nos rejeitos "Rougher" e "Scavenger" praticamente não foram encontrados sulfetos liberados, e as partículas mistas apresentavam-se com, no máximo, um terço de sulfeto em volume. Confirmou-se assim, ser difícil recuperar as partículas contendo sulfetos nesses rejeitos.

No concentrado final, observou-se a ocorrência de um enriquecimento preferencial de cobre nas frações abaixo de 270 malhas, onde se concentrava mais de 80% do cobre presente neste concentrado.

Verificou-se situar em 18, 5, 4 e 8 minutos, o tempo de residência ideal para as etapas "Rougher", "Cleaner", "Recleaner" e "Scavenger" na flotação deste minério.

Em relação ao pH, não se verificaram diferenças sensíveis entre os diversos níveis testados.

A melhor dosagem de coletor ficou entre 8 e 11 g/t (amil xantato ou isopropil xantato), e a dosagem de espumante para esta faixa de dosagem de coletor ficou em torno de 35 g/t (MIBC ou A65).

Para a etapa "Recleaner" trabalhou-se, em pH 11, o mesmo utilizado para o minério de Caraíba.

5. Conclusões

A partir dos estudos em bancada e dos 31 testes em planta piloto, algumas constatações interessantes foram feitas:

. A moagem do minério é o principal fator para a obtenção de uma recuperação aceitável na flotação "Rougher".

. Presume-se que não haja vantagem na utilização da remoagem do concentrado "Rougher" a 80% menos 400 malhas, a não ser com uma moagem primária em torno de 60% menos 200 malhas. Neste caso, a recuperação final ficaria ao redor de 78%.

. A remoagem proporciona níveis menores de contaminação de silicatos de ferro e magnésio, prejudiciais ao processamento metalúrgico do concentrado.

. A seletividade nas etapas de limpeza nos parece ser outro problema na flotação do minério de Surubim onde os máximos teores de cobre obtidos sem remoagem do concentrado "Rougher", ficaram em torno de 28%. Com a remoagem, atingiram-se teores de até 32%, ocorrendo um decréscimo em recuperação de cobre de aproximadamente 5% do concentrado "Rougher" para o concentrado final.

. Torna-se necessário incluir uma etapa de flotação "Scavenger" após o circuito "Cleaner", de modo a minimizar as perdas de cobre em função de um maior teor, com a recirculação do concentrado obtido nos próprios circuitos de limpeza.

. Considerando o processamento industrial, três alternativas demonstraram ser tecnicamente viáveis para a concentração dos sulfetos de cobre deste minério:

1º) Moagem primária a 60% - 200 malhas com remoagem do concentrado "Rougher" a 80% - 400 malhas.

2º) Moagem primária a 65% - 200 malhas sem remoagem.

3º) Moagem primária a 80% - 200 malhas sem remoagem.

Os fluxogramas relativos a estas três alternativas encontram-se nas Figuras 4, 5 e 6, e uma análise comparativa entre as mesmas na Tabela IV.

Tabela IV- Análise comparativa entre as três alternativas
Principais vantagens e desvantagens entre as alternativas mais viáveis dentre as estudadas

I	II	III
Moagem primária a 60%-20 malhas, sem remoagem	Moagem primária a 65%-200 malhas, sem remoagem	Moagem primária a 80%-200 malhas, sem remoagem
<ul style="list-style-type: none"> ● Custo intermediário em moagem, classificação entre as três alternativas ● Maiores dificuldades operacionais devido ao espessamento e a remoagem de um produto intermediário ● Maiores gastos em equipamentos auxiliares: bombas, tubulares, etc. ● Maior teor do concentrado final (30,0%), proporcionando menor custo/t no transporte para a metalurgia ● Menor recuperação final de cobre 78,0%, implicando em maiores perdas de cobre/t de minério entre as alternativas ● Menor custo/t de concentrado fundido na metalurgia, devido à menor quantidade de ganga a fundir 	<ul style="list-style-type: none"> ● Menor custo em moagem/classificação entre as três alternativas ● Maiores facilidades operacionais ● Teor do concentrado final intermediário entre as três alternativas (28,0%), ou seja, custo/t transportada para a metalurgia intermediária ● Recuperação de cobre intermediário entre as alternativas (81,0%) 	<ul style="list-style-type: none"> ● Maior custo em moagem/classificação ● Dificuldades operacionais intermediária entre as três alternativas ● Menor teor do concentrado final (25,0%), tendo como consequência maiores custos/t no transporte do concentrado para a metalurgia ● Maior custo/t de concentrado fundido na metalurgia com a fusão da ganga ● Maior recuperação final de cobre (85,0%), implicando em menores perdas do metal/t de minério processado ● Maiores dificuldades na operação da flotação Rougher devido à maior quantidade de partículas finais nesta etapa do circuito que nas outras alternativas ● Maiores problemas de contenção de finos e clarificação nos espessadores e na barragem de rejeitos.

Figura 4 - Fluxograma da alternativa I

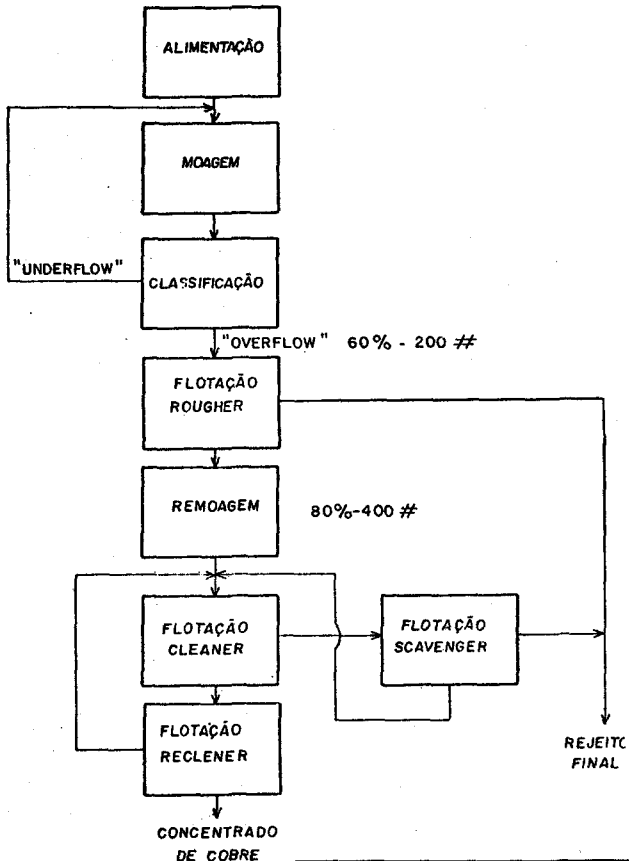


Figura 5 - Fluxograma da alternativa II

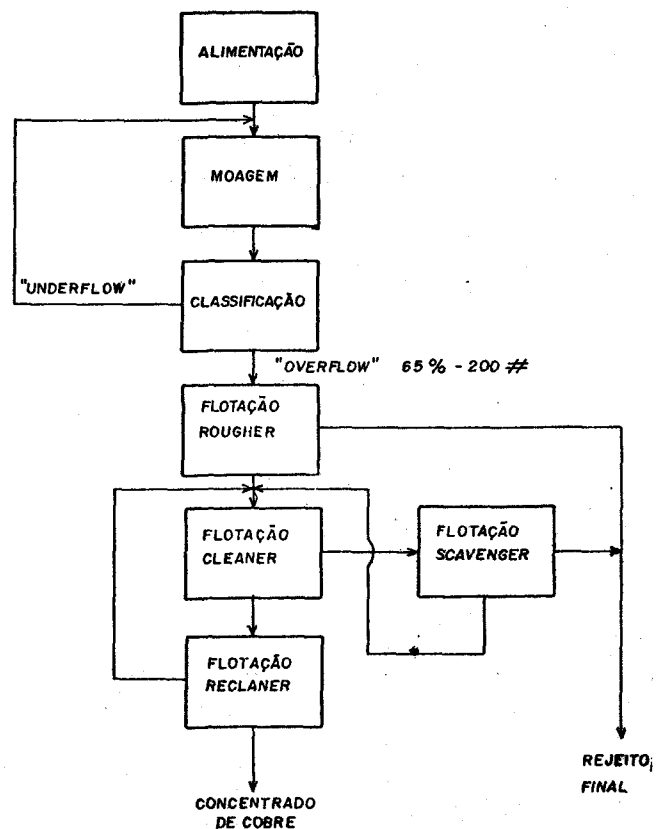
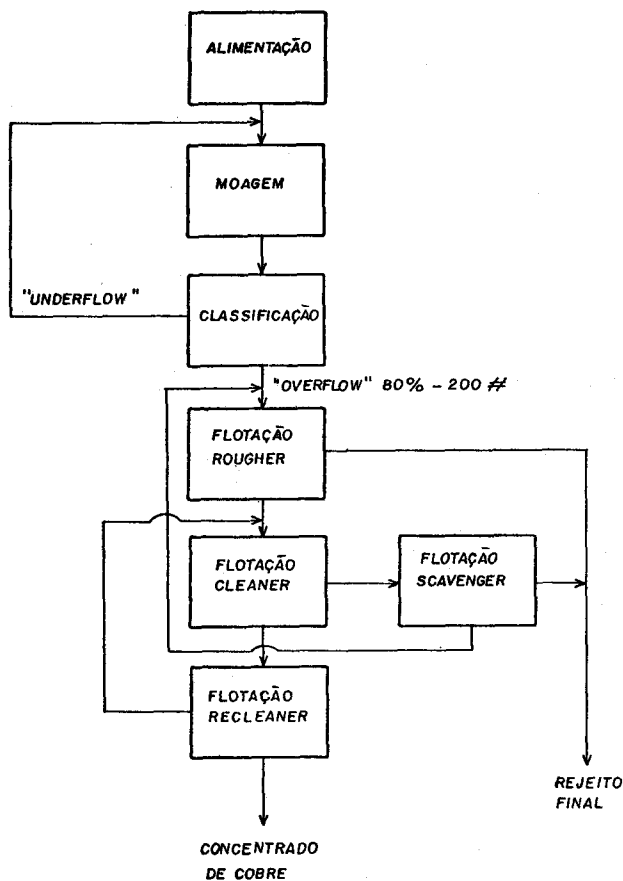


Figura 6 - Fluxograma da alternativa III



Como se pode notar na Tabela IV, as três alternativas apresentam vantagens e desvantagens. A seleção final dependerá de uma avaliação técnico-econômica das mesmas.

Os estudos desenvolvidos em planta piloto confirmaram a viabilidade técnica de se produzir, por flotação, concentrados com teores de 25 a 30% de cobre para recuperações de 85 a 78%, respectivamente.

Do exposto, conclui-se ser possível beneficiar o minério de Surubim em instalações de moagem/classificação e flotação tradicionais. No entanto, custos elevados em moagem e insumos, aliados a recuperações de cobre abaixo dos níveis obtidos com o minério de Caraíba, atualmente em 90%, podem ser esperados.

6. Bibliografia

- (1) CARAÍBA METAIS. SUPERINTENDÊNCIA DE CONCENTRAÇÃO - SUC. Caracterização tecnológica em escala de bancada do minério de cobre de Surubim. Jaguarari. Jul. 1982.
- (2) Estudo preliminar com o minério de cobre de Surubim. Jaguarari. Set. 1982.
- (3) CENTRO DE PESQUISA E DESENVOLVIMENTO-CEPED. Estudo preliminar de beneficiamento do minério de cobre de Surubim. Salvador. Maio.1978. (Relatório 000-045-005).
- (4) Estudo de caracterização tecnológica e do beneficiamento do minério de Surubim. Salvador, Jul 1980. V.1. (Relatório 010-045-009).
- (5) Estudo de caracterização tecnológica do minério de Surubim. Salvador. Set. 1980. V.2. (Relatório 010-045-009).
- (6) FRANK, N.D. Estudos de caracterização mineralógica do minério oxidado e sulfetado do depósito cuprífero de Surubim. Salvador. Out. 1982. (Relatório Técnico de Viagem - Caraíba Metais S/A).
- (7) INSTITUTO DE PESQUISAS TECNOLÓGICAS DO ESTADO DE SÃO PAULO. Estudo mineralógico de 19 (dezenove) seções polidas, de rochas procedentes da Jazida de Surubim. Sao Paulo. Nov. 1983. (Relatório 19207).
- (8) REZENDE FRANK, E.O. Método para determinação da dosagem de coletor em flotação. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E HIDROMETALURGIA, 10. Belo Horizonte. Maio 1984.

Agradecimentos

O autor agradece à Caraíba Metais S/A e ao CEPED pela liberação das informações contidas neste trabalho, e também as valiosas sugestões e colaborações prestadas pelos amigos Alberto A.R. Biava e Frank E. O. Rezende do CEPED, Carlos Eduardo Pereira (SUC-Caraíba Metais S/A) e principalmente ao Engº Miguel Marchant (CEPED) que assessorou e orientou toda a pesquisa.