CENTRO DE TECNOLOGIA MINERAL
CETEM

ESTUDO DE BENEFICIAMENTO DO MINÉRIO DE Cu - Pb - Zn DE PALMEIRÓPOLIS ESCALAS DE BANCADA E PILOTO

CORPO C-I

Adão Benvindo da Luz
Engº de Minas
CREA 3470-D - 2ª Região

Regina Célia Monteiro da Silva
Engª Química, M.S.c. Eng. Metalúrgica
CRQ 03311207

REL 3453

Rio de Janeiro
Abril/88

ÍNDICE

Páginas

APRESENTAÇÃO

PARTE I - Estudo de Beneficiamento do Minério de Cu-Pb-Zn de Palmeirópolis em Escala de Bancada

1. INTRODUÇÃO 1
2. PROCEDIMENTO EXPERIMENTAL 2
3. ENSAIOS DE FLOTAÇÃO EM BANCADA 9
4. RESULTADOS E DISCUSSÕES 23
5. CONCLUSÕES E SUGESTÕES 31

ANEXOS

PARTE II - Estudo de Beneficiamento do Minério de Cu-Pb-Zn de Palmeirópolis em Escala Piloto

RESUMO

1. INTRODUÇÃO 1
2. REVISÃO DA LITERATURA 2
3. CARACTERIZAÇÃO DO MINÉRIO 6
4. ENSAIOS DE BANCADA (ACOMPANHAMENTO ENSAIOS PILOTO) 8
5. ENSAIOS EM PLANTA PILOTO 20
6. CONCLUSÕES 43
7. RECOMENDAÇÕES 46
8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS 47

ANEXOS: I - Ensaio de Bancada Cu-Pb-Zn de Palmeirópolis

II - Ensaios Planta Piloto Cu-Pb-Zn de Palmeirópolis

III - Ensaios Complementares

PARTE III - Minério de Cu-Pb-Zn de Palmeirópolis - Estimativa de Investimentos e Custos Operacionais

INTRODUÇÃO I

RESUMO I

1. INVESTIMENTO 3

2. CUSTOS OPERACIONAIS 7

OBSERVAÇÕES 9

APRESENTAÇÃO

O presente trabalho compreendeu três partes distintas:

1. Estudo de Beneficiamento do Minério de Cu - Pb + Zn de Palmeirópolis em Escala de Bancada.
   A partir dos resultados obtidos na 1ª fase do projeto, em escala de bancada, foi feito um estudo de reavaliação, objetivando ajustar o processo às condições do minério em questão.

2. Estudo de Beneficiamento do Minério de Cu - Pb - Zn de Palmeirópolis em Escala Piloto.
   A partir dos resultados até então conhecidos foi desenvolvido um estudo de flotação em planta piloto visando avaliar o processo apontado pelos estudos de bancada e obter parâmetros para um estudo de previabilidade econômica.

3. Minério de Cu - Pb - Zn de Palmeirópolis: Estimativa de Investimentos e Custos Operacionais.
   A partir dos dados de processo obtidos no CETEM e de critérios e premissas adotadas foi feita uma estimativa de investimento e custos operacionais para uma planta industrial, visanto um estudo de préviabilidade econômica, a cargo da Divisão Econômica Mineral/CPRM.

PARTE I

ESTUDO DE BENEFICIAMENTO DO MINÉRIO DE Cu-Pb-Zn DE PALMEIRÓPOLIS EM ESCALA DE BANCADA

Regina Célia Monteiro da Silva

1. INTRODUÇÃO

Este trabalho foi solicitado pela Superintendência de Patrimônio Mineral da Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais - CPRM, juntamente com a Superintendência Regional de Goiânia.

Neste trabalho foram realizados: Estudo de caracterização, Preparação de amostras, Ensaios de moagem, Determinação do índice de Bond e Ensaios de flotação em escala de bancada.

O estudo foi realizado tendo como objetivo a caracterização e os estudos de beneficiamento em bancada do polissulfeto de Palmeirópolis, visando a obtenção de concentrados de cobre, chumbo e zinco com teores adequados à metalurgia extrativa, e recuperações satisfatórias.

2. PROCEDIMENTO EXPERIMENTAL

2.1 - Descrição e Caracterização das Amostras

As amostras utilizadas nos ensaios de flotação fornecidas pela SUREG/GO apresentaram as seguintes características:

- A primeira amostra referente ao Corpo C-I, retirada aleatoriamente da pilha, se apresentou com bastante mica, cor amarelada, contendo 50% de minério maciço em volume de minerais sulfetados, e aproximadamente 20% de minério sulfetado disseminado. A Tabela I mostra os resultados da análise química dos elementos de interesse.

% Cu	% Pb	% Zn
1,24	3,00	11,30

Tabela I - Análise química da primeira amostra do Corpo C-I.

- A segunda amostra referente ao Corpo C-I, também retirada aleatoriamente, sem representatividade, com aspecto semelhante à primeira. A Tabela 2 apresenta os resultados da análise química dos elementos úteis.

% Cu	% Pb	% Zn
0,85	3,80	10,30

Tabela 2 - Análise química da segunda amostra do Corpo C-I.

- A terceira amostra contendo 40t, foi retirada do plano inclinado e de galeria do Corpo C-I. Essa amostra ficou constituída por sete pilhas, que representam o corpo em Cu, Pb e Zn, tomando como base os resultados da análise química realizada na ocasião da pesquisa mineral, que podem ser vistos na Tabela 3. A referida Tabela 3 mostra os intervalos do Corpo C-I, considerando a massa dos intervalos constantes com os respectivos teores de Cu, Pb e Zn, os resultados de análise química do Cu, Pb e Zn em relação à média dos intervalos escolhidos e da amostra recebida no CETEM. Uma análise dos resultados da tabela 3 revela uma diferença significativa em relação ao teor de Zn.

2.2 - Preparação da Amostra

A amostra contendo 40t recebida pelo CETEM, a ser utilizada nos ensaios de flotação em escala de bancada e piloto, passou por várias etapas de cominuição. Inicialmente, a fração acima de 10" foi triturada na marreta. Em seguida, toda amostra foi peneirada abaixo de 2". Posteriormente, a fração acima de 2" foi triturada em um britador de mandíbula primário. A seguir, foram feitas duas pilhas de homogeneização.

A amostra representativa da pilha foi conseguida seguindo as normas da equação de Pierre Gy. Inicialmente, foi retirada uma amostra de 2t da pilha de homogeneização, a qual foi britada no triturador de mandíbula primário, e, depois, no triturador de mandíbula secundário, ficando com uma granulometria abaixo de 6,35mm (1/4"). Em seguida foi feita uma pilha de homogeneização, com aproximadamente 200kg, da qual foram retirados 30kg para determinação do "Work Index",

INTERVALO (m)	TEOR Cu %		TEOR Pb %		TEOR Zn %	
	PAREDE N	PAREDE S	PAREDE N	PAREDE S	PAREDE N	PAREDE S
45,20-45,70	0,14	0,17	0,72	0,19	3,30	0,10
45,70-46,20	0,30	0,44	1,60	0,74	2,80	2,80
46,20-46,70	0,58	0,84	1,70	1,40	7,20	5,60
46,70-47,20	0,78	2,00	0,92	1,90	4,00	7,60
47,20-47,70	0,88	1,70	1,00	1,20	5,60	4,00
47,70-48,20	0,84	1,00	3,30	5,20	12,40	18,40
48,20-48,70	0,54	2,40	5,20	4,00	16,80	13,60
48,70-49,20	2,60	2,10	0,10	0,74	2,10	2,30
49,20-49,70	3,00	1,70	0,10	0,10	2,10	0,33
49,70-50,20	1,80	0,44	0,11	0,13	1,10	0,32
50,20-50,70	1,70	0,64	0,11	0,10	0,84	0,30
45,20-50,70	1,19*	1,22*	1,35*	1,42*	5,29*	5,03*
AMOSTRA RECEBIDA (40t.)	0,67	0,80	0,70	0,75	2,11	2,70

Tabela 3 - Amostra escolhida no Corpo C_1 para o estudo de beneficiamento em usina piloto no CETEM e a amostra recebida.

* teor médio do minério, considerando a massa dos intervalos constantes.

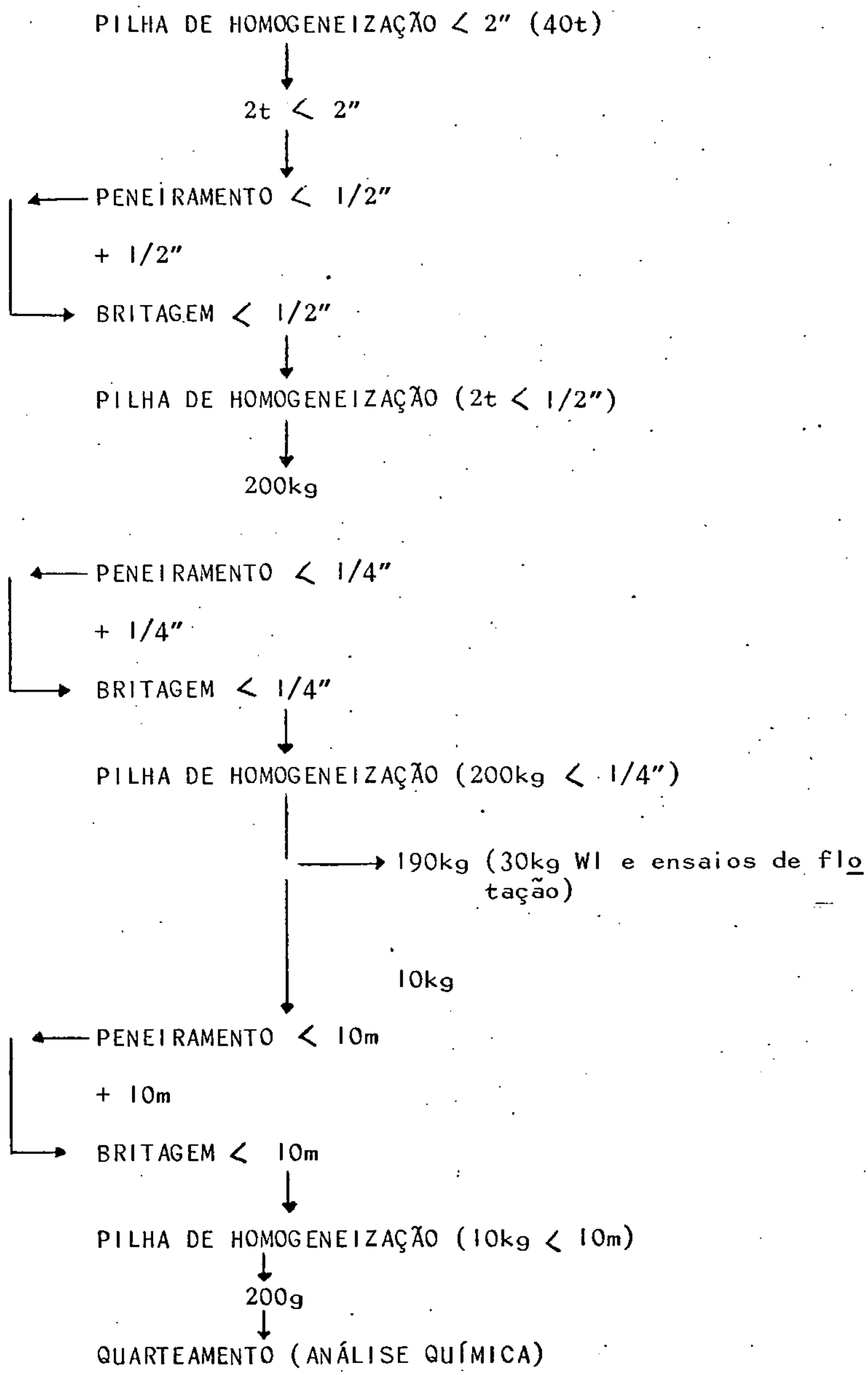


Figura 1 - Fluxograma da preparação de amostra de 40t do Corpo C-1.

160kg para ensaios de flotação, e o restante britado no triturador de disco abaixo de 10 malhas e enviado para análise química.

Da amostra correspondente a 160kg abaixo de 1/4" se fez uma pilha de homogeneização de onde se retirou amostras de 2kg, que foram acondicionadas em sacos plásticos e utilizadas nos ensaios de flotação.

Cada amostra de 2kg foi britada abaixo de 10 malhas momentos antes da flotação, a fim de evitar problemas de oxidação.

Toda fase de preparação da amostra se encontra no fluxograma da Figura 1 .

2.3 - Análise Granulométrica na Alimentação

A tabela 4 mostra os resultados da análise granulométrica da amostra representativa do Corpo C-1, britada abaixo de 10 malhas.

PENEIRAS (MALHAS)	PESO (g)	PESO (%)	% ACUMULADA	% PASSANTE
14	400,19	20,54	20,54	79,46
20	332,63	17,07	37,61	62,39
28	183,61	9,42	47,03	52,97
35	173,99	8,93	55,96	44,04
- 48	142,12	7,29	63,25	36,75
65	119,24	6,12	69,37	30,63
100	105,50	5,42	74,79	25,21
150	82,80	4,25	79,04	20,96
200	65,43	3,36	82,40	17,60
270	70,08	3,60	86,00	14,00
400	66,09	3,39	89,39	10,61
-400	206,72	10,61	100	-
-	-	-	-	-
TOTAL	1948,40	-	-	-

Tabela 4 - Análise granulométrica da amostra do Corpo C-I britada abaixo de 10 malhas.

2.4 - Estudo de Moagem

2.4.1. Determinação do índice de Bond

Foram realizados ensaios para determinação do índice de Bond (WI) do minério sulfetado de Palmeirópolis, referente ao Corpo C-I, utilizando o método direto estabelecido por Bond. O valor encontrado, usando-se como malha teste a peneira de 100 malhas, foi de 13,97kWh/tonelada curta.

2.4.2. Ensaios de Moagem

Com a finalidade de se obter características de finos das amostras usadas nos diversos ensaios de flotação, foram feitos vários ensaios de moagem. As moagens foram realizadas com moinho de Pera "DENVER" (12"x15"), contendo uma carga moedora de 29 bolas de 1 1/2" e 110 de 1", nas seguintes condições:

(i) Britagem: -10 malhas Tyler

(ii) Percentagem de sólidos na moagem: 60,6

(iii) Velocidade do moinho 53 rpm

Fez-se moagens com uma carga de 2kg de minério em tempos de zero, 10, 20, 25, 30, 35, 40 e 50 minutos. Em seguida foi feita uma análise granulométrica para cada tempo, sendo usada a série de peneiras Tyler de 20-200 malhas. Assim, construiu-se um gráfico de tempo de moagem versus percentagem do material produzido abaixo de 200 malhas. Em virtude da amostra do Corpo C-I encontrar-se praticamente liberada abaixo de 200 malhas, escolheu-se um tempo de moagem de 34 minutos, adequados aos estudos de flotação

3. ENSAIOS DE FLOTAÇÃO EM BANCADA

O estudo de beneficiamento desenvolvido com o minério polissulfetado de Palmeirópolis, em escala de bancada, constou das seguintes etapas:

- Flotação seletiva dos sulfetos de cobre e chumbo
- Flotação diferencial da blenda
- Flotação dos sulfetos de cobre
- Flotação diferencial da galena

Cada etapa foi pesquisada separadamente, de acordo com as melhores condições conseguidas.

Os primeiros ensaios foram realizados nas mesmas condições usadas pelo Engº Marcio Torres Moreira Penna (RT-27/82), mas não foram satisfatórias, em virtude de diferentes características do minério recebido.

3.1. Flotação Coletiva dos Sulfetos de Cobre e Chumbo

Esta etapa teve como finalidade obter um pré-concentrado de Cu e Pb com alta recuperação.

A depressão de blenda do Corpo C-I nesta fase do trabalho foi bastante difícil, em virtude de sua exposição ao ar livre por muito tempo, e uma quantidade significativa de finos que proporcionaram sua oxidação. As Tabelas 4 e 10 mostram os resultados da análise granulométrica do Corpo C-I oxidado e não oxidado, referente ao Corpo C-3.

Os ensaios de flotação foram realizados utilizando 2 kg de minério a uma granulometria de 80% abaixo de 200 malhas. O equipamento utilizado no método descontínuo consiste de uma célula "DENVER", modelo D-12, com uma capacidade de 10 litros, dotada de um agitador, cuja velocidade de rotação foi ajustada para 900 rpm, e 2 palhetas, para retirada manual da espuma.

Nos ensaios com o Corpo C-I foram pesquisadas as variáveis nas faixas seguintes:

- pH de moagem: 10 - 12 (leite de CaO)
- pH da polpa: 7,5 - 10 (leite de CaO)
- Coletores: Etil-xantato de sódio (Aero 325) - 30 - 60 g/t
  aero 350 - 50 g/t
  Isopropil-etil-tionocarbamato (SF-323) - 30 - 55 g/t
  Aerofloat 242 - 30 g/t
- Depressores de blenda:
  Sulfato de zinco ($ZnSO_4$) (moinho): 120 - 240 g/t
  Sulfato de zinco ($ZnSO_4$) (condicionador): 180 - 360 g/t
  Cianeto de sódio (NaCN): 50 - 300 g/t
  Sulfito de sódio (Na_2SO_3): 450 g/t
  Sulfeto de sódio (Na_2S): 450 - 1.200 g/t
- Espumante: óleo de pinho - 10 g/t

A Figura 2 mostra o fluxograma seguido nos ensaios de flotação coletiva dos sulfetos de cobre e chumbo referentes ao Corpo C-I.

Nesses ensaios foram mantidas constantes as seguintes variáveis:

- Tempo de condicionamento do cianeto de sódio: 5 min.
- Tempo de condicionamento de sulfeto de zinco: 8 min.
- Tempo de condicionamento dos coletores: 5 min.
- % de sólidos no condicionamento: 40%
- % de sólidos na flotação: 20%
- Tempo de flotação: 5 min
- Rotação da célula no condicionamento e flotação: 900 rpm

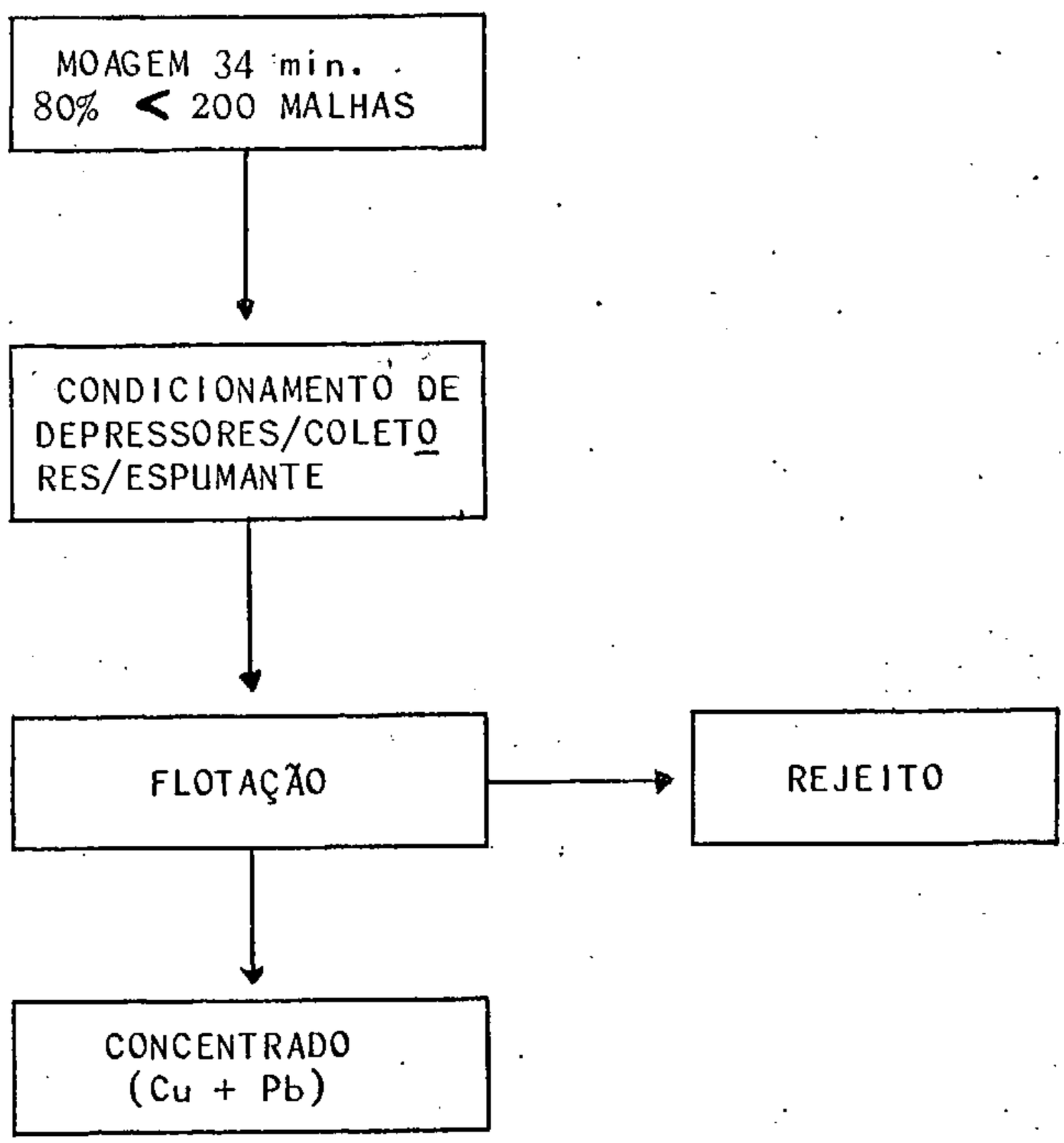


Figura 2 - Fluxograma utilizado na flotação coletiva dos sulfetos de cobre e chumbo.

3.2. Flotação Diferencial da Blenda

Os ensaios de flotação diferencial da blenda tiveram como objetivo obter um concentrado com alto teor de zinco, superior a 40%, e com alta recuperação.

Esses ensaios foram realizados com o rejeito da flotação coletiva dos sulfetos de cobre e chumbo, após a ativação da blenda com sulfato de cobre em uma célula de laboratório "DENVER" sub-A, modelo D-12. Usou-se uma cuba de 10 ℓ na flotação "Rougher", e uma de 1,5 ℓ na flotação "Cleaner".

Na flotação diferencial da blenda foram estudadas as seguintes variáveis:

- pH: 11,5 (leite de CaO)
- Ativador: sulfato de cobre ($CuSO_4$) - 400-600g/t
- Coletor: isopropil-etil-tionocarbamato (SF-323) - 60-65g/t

Na Figura 3 encontra-se a seqüência, seguida pelos ensaios da flotação diferencial da blenda.

Nesses ensaios foram mantidas constantes os seguintes parâmetros:

. % de sólidos no condicionamento "Rougher" - 16,50%
. Tempo de condicionamento "Rougher" - 11 min.
. pH de condicionamento de flotação "Rougher" e "Cleaner" - 11,5
. Tempo de flotação "Rougher" - 5 min.
. % de sólidos na flotação "Rougher" - 16,50%
. % de sólidos no condicionamento "Cleaner" - 6,50%
. Tempo de flotação "Cleaner" - 3 min.
. Rotação da célula no condicionamento, flotação "Rougher" e "Cleaner" - 900 rpm

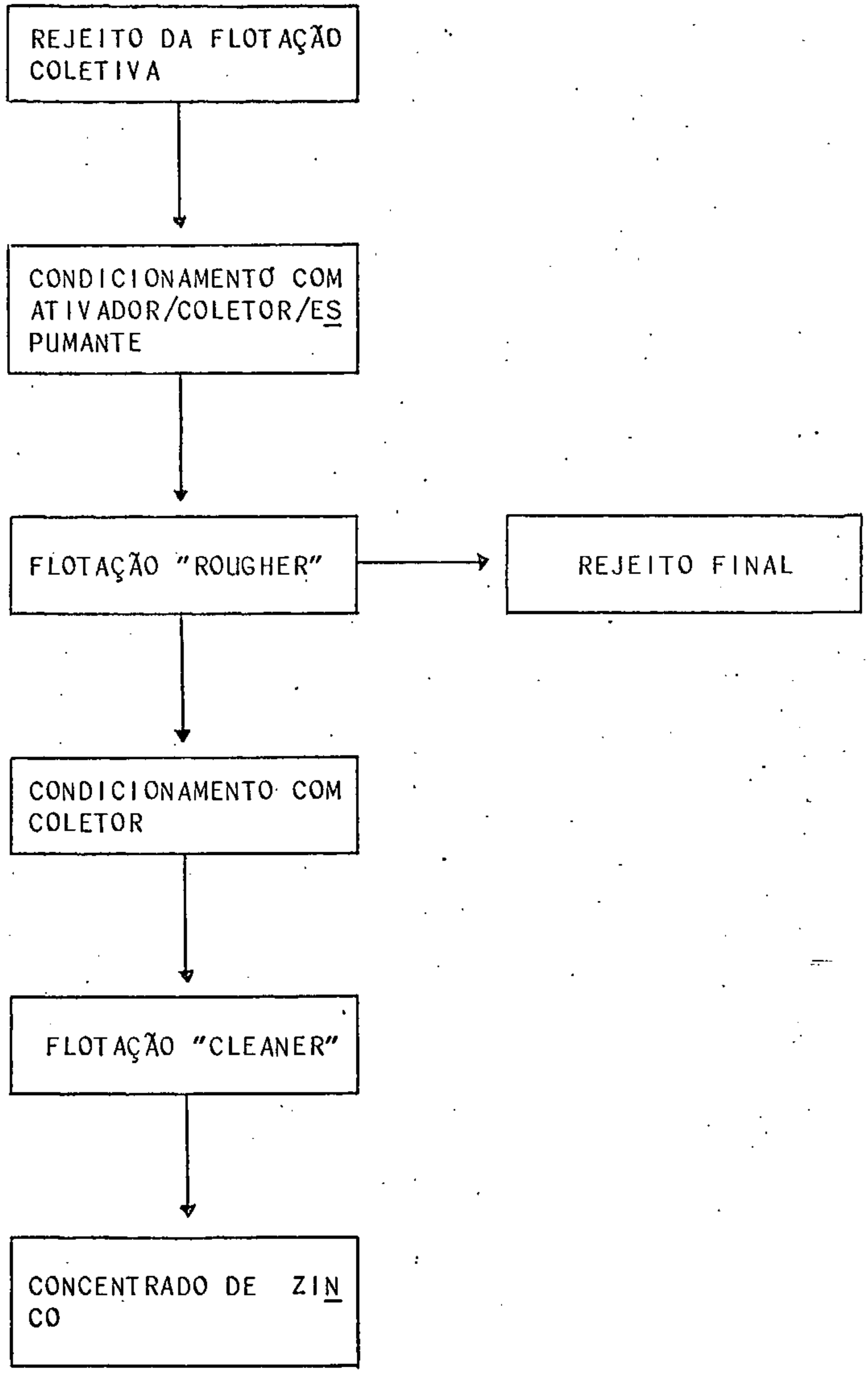


Figura 3 - Fluxograma utilizado na flotação diferencial da blenda.

3.3 - Flotação dos Sulfetos de Cobre

O estudo da flotação dos sulfetos de cobre teve como finalidade obter um concentrado com teores de cobre superiores a 20%.

Os ensaios foram realizados com o pré-concentrado obtido na flotação coletiva dos sulfetos de cobre e chumbo. Inicialmente, o concentrado coletivo foi filtrado. Em seguida, foi adicionado os depressores do chumbo para possibilitar a flotação dos sulfetos de cobre. Nesses ensaios usou-se uma célula "DENVER" sub-A, modelo 12, usando-se no condicionamento e flotação "Rougher" e "Cleaner", uma cuba com a capacidade de 1,5 litros.

As variáveis na flotação dos sulfetos de cobre com a amostra do Corpo C-1 foram as seguintes:

- Tempo de moagem - 34 min.
- Depressores de galena: mistura de dicromato de potássio e silicato de sódio $K_2Cr_2O_7/Na_2SiO_3$ 1:1 - 300g/t
- CMC carboximetil celulose - 110g/t
- Coletor: isopropil-etil-tiocarbamato (SF-323) - 10g/t
- Espumante: óleo de pinho - 7g/t

A Figura 4 mostra a seqüência seguida nos ensaios de flotação dos sulfetos de cobre referente ao Corpo C-1.

Foram mantidos constantes durante estes ensaios as seguintes variáveis:

- % de sólidos no condicionamento dos depressores - 13%
- Tempo de condicionamento dos depressores
- pH de condicionamento dos depressores
- % de sólidos no condicionamento "Rougher" - 13%
- % de sólidos no condicionamento "Cleaner" - 7,7%

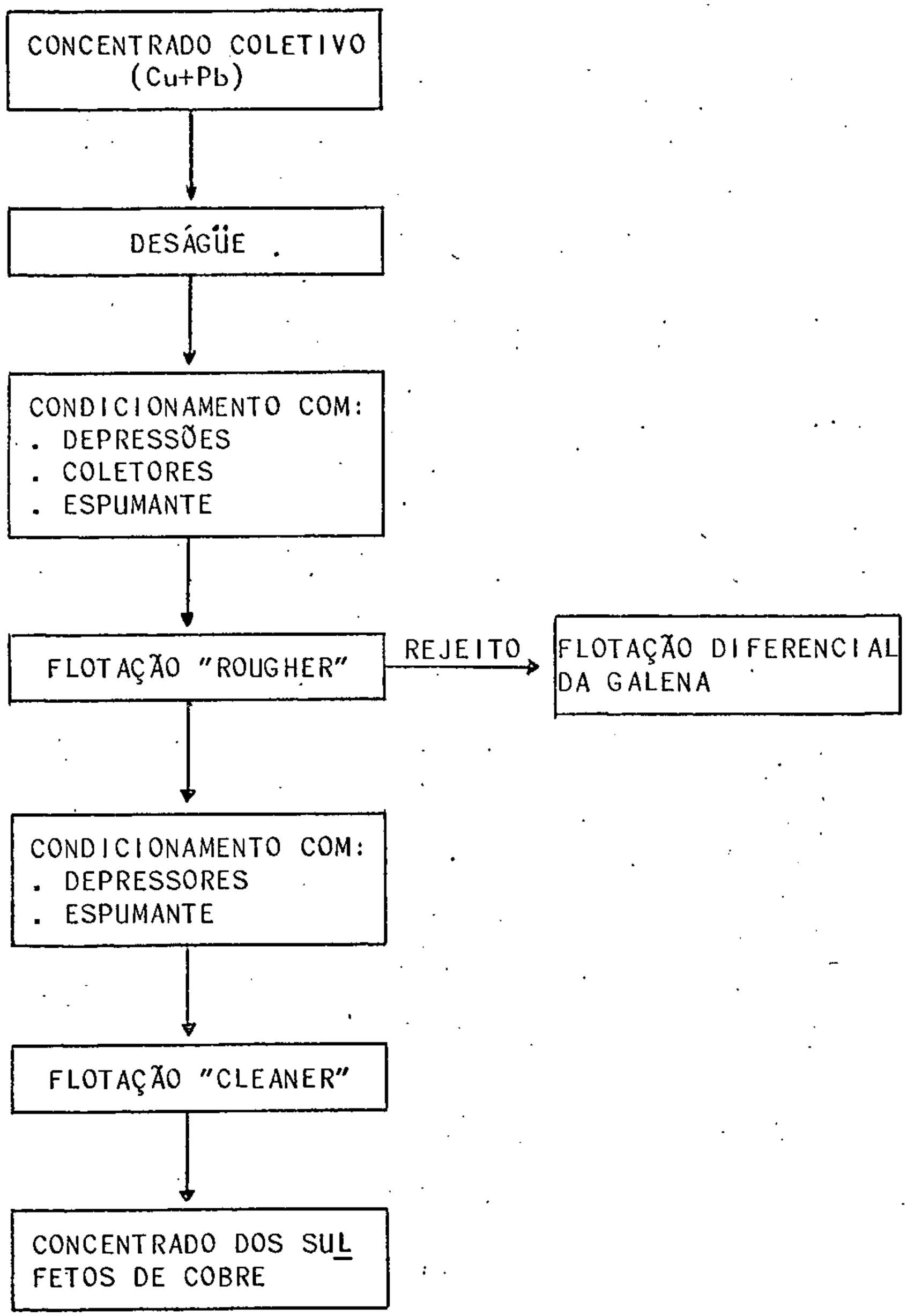


Figura 4 - Fluxograma utilizado na flotação dos sulfetos de cobre do Corpo C-I.

- pH de flotação "Rougher" e "Cleaner" - 10
- Tempo de flotação "Rougher" - 2,0 min.
- Tempo de flotação "Cleaner" - 1,5 min.
- Rotação da célula no condicionamento e na flotação "Rougher" e "Cleaner" - 900 rpm

Os ensaios foram realizados com o pré-concentrado obtido na flotação dos sulfetos de cobre e chumbo. Utilizando-se a amostra referente ao Corpo C-I, inicialmente, fez-se uma limpeza do concentrado coletivo, e, em seguida foram adicionados os depressores da galena. Usou-se uma célula "DENVER" sub-A, modelo D12, utilizando-se no condicionamento e flotação "Rougher" e "Cleaner", uma cuba com a capacidade de 1,5 litros.

As variáveis pesquisadas na flotação dos sulfetos de cobre com a amostra do Corpo C-I foram as seguintes:

- Depressores de galena:
  Dicromato de potássio ($K_2Cr_2O_7$) - 50g/t
  Dióxido de enxofre (SO_2)
  Amido gelatinado - 50g/t
  Silicato de sódio - 250g/t
- Coletor: isopropil-etil-tionocarbamato (SF-323) - 15g/t

A Figura 5 mostra a seqüência obedecida nos ensaios de flotação dos sulfetos de cobre com a amostra do Corpo C-I.

As variáveis mantidas constantes nesses ensaios foram as seguintes:

- % de sólidos no condicionamento dos depressores - 4,40%
- Tempo de condicionamento - 15 min.
- pH de condicionamento dos depressores - 4

- % de sólidos no condicionamento "Rougher" - 4,40%
- Tempo de condicionamento "Rougher" - 3 min.
- pH de condicionamento "Rougher" e "Cleaner" - 4,0
- % de sólidos na flotação "Rougher" - 4,40%
- % de sólidos na flotação "Cleaner" - 1,40%
- Rotação da célula no condicionamento e na flotação "Rougher" e "Cleaner" - 900 rpm

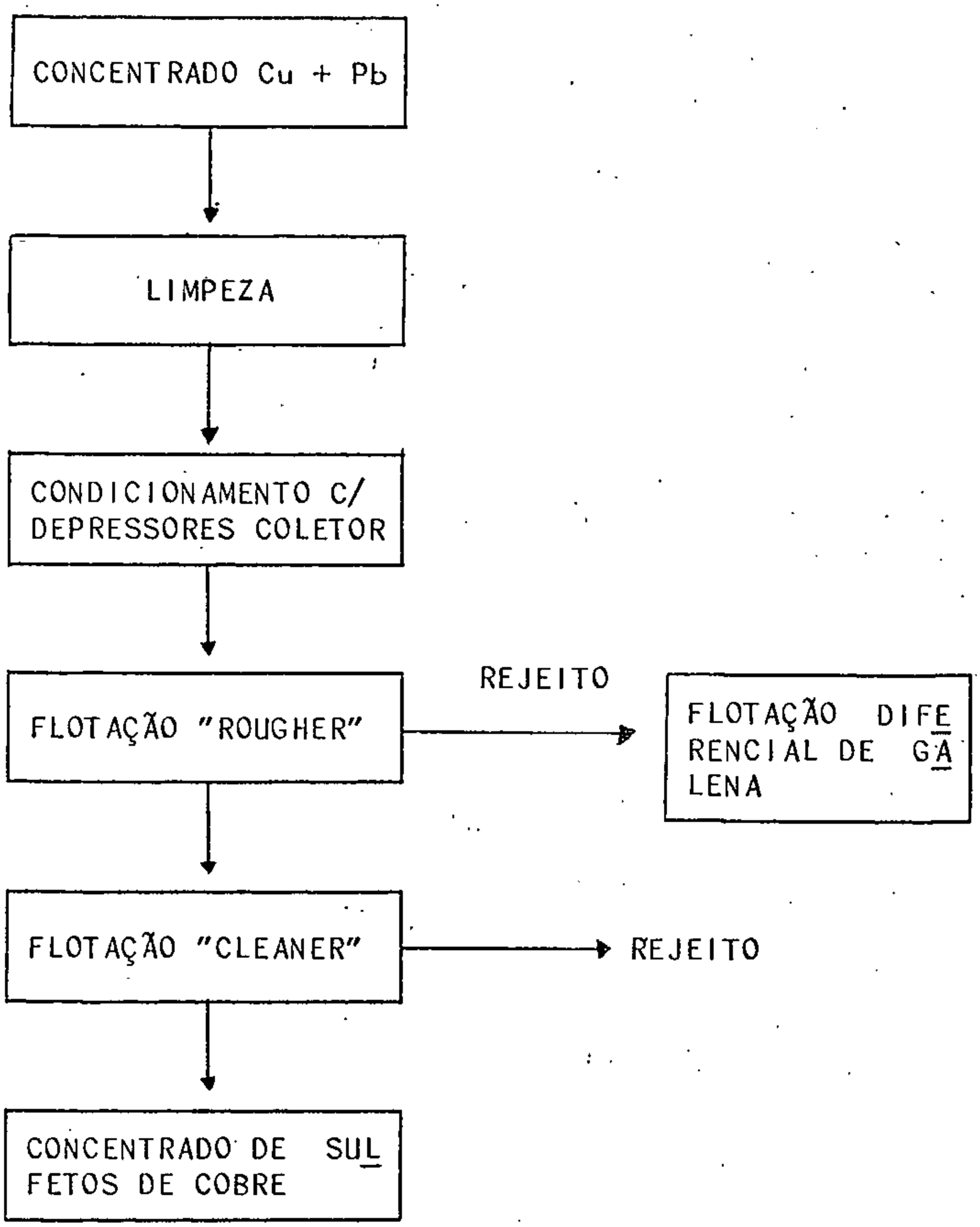


Figura 5 - Fluxograma utilizado na flotação dos sulfetos de cobre do Corpo C-I.

3.4 - Flotação da Galena

Os ensaios de flotação da galena tiveram como objetivo a obtenção de um concentrado com teores superiores a 40% e com baixo teor de zinco (8%).

A flotação diferencial de galena foi realizada com o rejeito da flotação "Rougher" dos sulfetos de cobre. Nesses ensaios utilizou-se uma célula de flotação sub-A, modelo D-12, com uma capacidade de 1,5 litros no condicionamento , flotação "Rougher" e "Cleaner".

Foram estudadas nessa etapa do trabalho as seguintes variáveis:

- pH 10 (leite de CaO)
- Coletores: etil-xantato de sódio (Aero 325) - 30g/t
- Depressores de cobre:
  Cianeto de sódio (NaCN) - 250g/t
  Sulfato de zinco ($ZnSO_4$) - 240g/t
- Depressores de ganga: silicato de sódio (Na_2SiO_3) - 250g/t
- Espumante: óleo de pinho - 7g/t

A sequência seguida nesses ensaios encontra-se na Figura 6.

Na flotação diferencial da galena foram mantidas constantes as seguintes variáveis:

. % de sólidos no condicionamento dos depressores - 3,1%

. Tempo de condicionamento dos depressores

. % de sólidos no condicionamento "Rougher" - 3,1%

- % de sólidos na flotação "Cleaner"
- pH de condicionamento de flotação "Rougher" e "Cleaner" - 10
- Rotação da célula no condicionamento e flotação "Rougher" e "Cleaner" - 900 rpm

3.5. Flotação "Bulk"

Em virtude da dificuldade de deprimir a blenda, alto consumo de cianeto de sódio e sulfato de zinco, devido à oxidação do minério de Palmeirópolis, foram realizados vários ensaios de flotação "Bulk". Essa flotação consiste em flotar o cobre, galena e zinco em um concentrado. A vantagem dessa flotação é o descarte de massa na flotação "Rougher", como também redução do tamanho dos equipamentos usados posteriormente, e, conseqüentemente menor consumo de energia.

Essa etapa do trabalho foi realizada com o objetivo de obter um concentrado com altos teores de recuperações de cobre, chumbo e zinco e o maior descarte de massa.

Os ensaios foram realizados utilizando 2 kg de minério a uma granulometria 75% abaixo de 200 malhas. O equipamento utilizado na flotação descontínua consiste de uma célula de flotação do tipo "DENVER", modelo D-12, com capacidade de 10 litros, dotada de um agitador cuja velocidade de flotação foi ajustada para 900 rpm.

Nos ensaios com o Corpo C-I foram estudadas as variáveis nas faixas seguintes:

- Tempo de moagem: 10, 20 e 34 min.
- pH da polpa: 10 (leite de CaO)

- Coletores: etil-xantato de sódio (Aero 325) - 30, 43, 50 e 125 g/t

  isopropil-etil-tionocarbamato (SF-323) - 55, 75 e 115 g/t

- Espumante: óleo de pinho

- Ativador: sulfato de cobre ($CuSO_4$) - 100 g/t

A seqüência seguida pelos ensaios de flotação "Bulk" encontra-se na Figura 7.

As variáveis mantidas constantes nesses ensaios foram as seguintes:

- % de sólidos no condicionamento - 40%
- Tempo de condicionamento da flotação "Rougher" - 20 min.
- pH do condicionamento - 10
- pH de flotação "Rougher" - 10
- Tempo de flotação "Rougher" - 5
- Rotação da célula no condicionamento e na flotação "Rougher" e "Cleaner" - 900 rpm

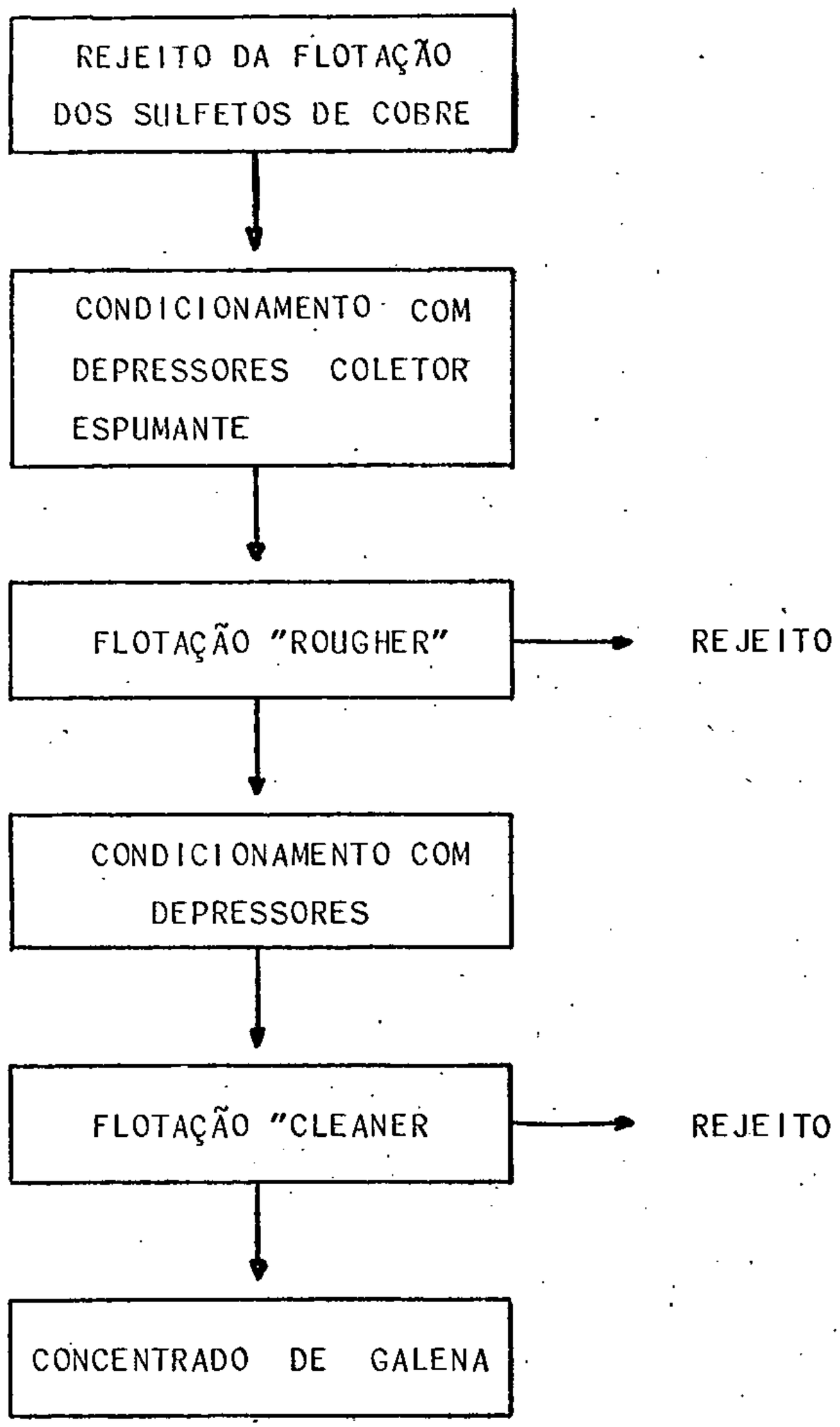


Figura 6 - Fluxograma utilizado para flotação diferencial da galena.

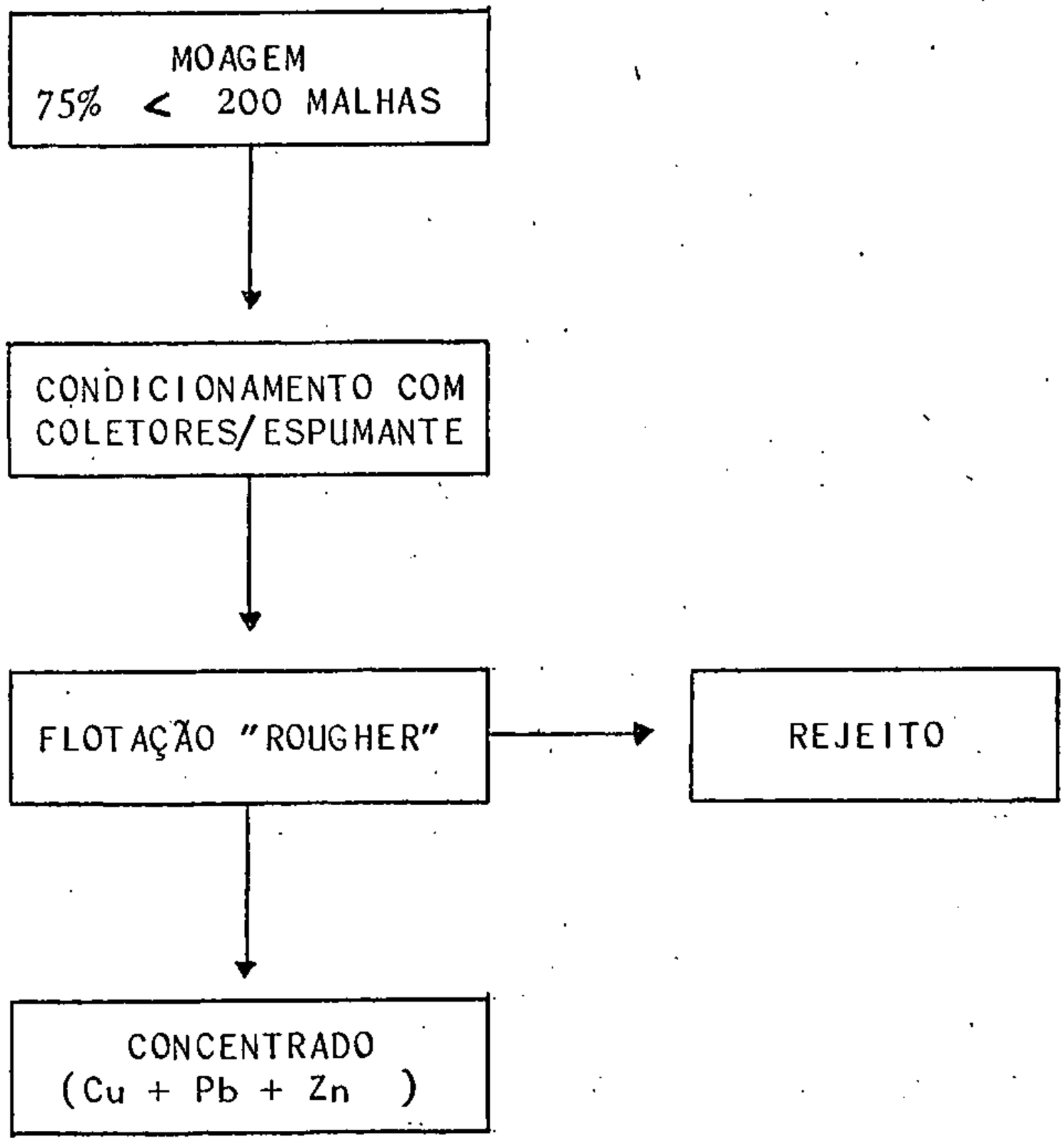


Figura 7 - Fluxograma utilizado na flotação "Bulk" dos sulfetos de cobre, chumbo e zinco.

4. RESULTADOS E DISCUSSÕES

4.1. Flotação coletiva dos sulfetos de cobre e chumbo

Com o propósito de determinar as condições apropriadas para flotação coletiva dos sulfetos de cobre e chumbo, foram realizados vários ensaios nas condições fixadas nos ensaios 25 e 47 com alimentação total do sulfato de zinco na moagem e 2 partes na mesma e 3 partes no condicionamento. Nessa etapa também, se fez moagens com e sem controle do pH. Observando os ensaios 25 e 47, verificou-se que a alimentação do sulfato de zinco na moagem e no condicionamento, com o controle do pH, proporcionou maiores recuperações de cobre e de chumbo, como também maior depressão do zinco.

Os ensaios 42 a 47 e a Figura 8 mostram a influência da quantidade de cianeto de sódio na recuperação do cobre e do chumbo e a desativação do zinco. Analisando os ensaios 42 a 47 e Figura 9, constatou-se que, a partir de 300 g/t de cianeto de sódio, a recuperação de cobre e de chumbo tende a diminuir.

O estudo da influência da quantidade de sulfato de zinco na depressão do zinco, que acarreta maiores recuperações de cobre e de chumbo no Corpo C-I, mostra que 500 g/t $ZnSO_4$ é a melhor quantidade (ver ensaios 54, 55, 56 e Tabela 5).

Foi realizado ensaio de flotação coletiva de cobre e chumbo utilizando material acima de 6 malhas na etapa de moagem, para verificar se a fração de finos influenciaria na depressão do zinco. Os resultados do ensaio 75

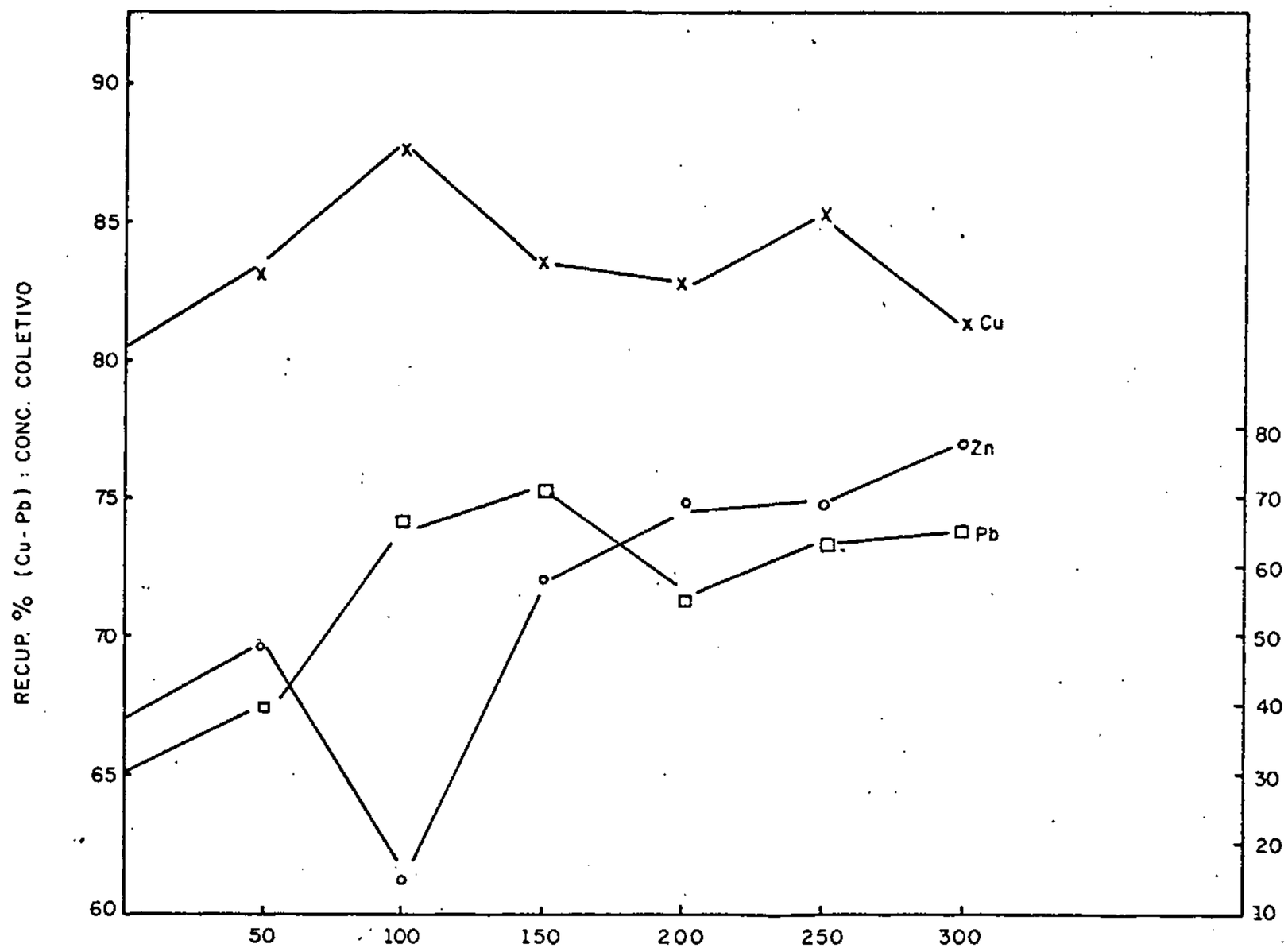


FIG. 8 - EFEITO DA ADIÇÃO DE NaCN(g/t)
(SÉRIE TESTES 42 a 47)

mostram que a amostra do Corpo C-I encontra-se oxidada, devido aos íons de cobre dissolvidos na polpa ativando o zinco e dificultando a sua depressão. A depressão foi conseguida com altas quantidades de 300g/t de cianeto de sódio e 500g/t de sulfato de zinco. Já com o Corpo C-3 não oxidado, as quantidades foram menores de 35g/t de cianeto de sódio e 300g/t de sulfato de zinco para depressão do zinco.

CONCENTRADO COLETIVO (Cu+Pb) / ENSAIO	TEOR (%)			RECUPERAÇÃO (%)		
	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
47	5,80	5,00	4,60	81,30	73,80	21,20
56	7,05	5,95	4,25	82,40	69,52	15,01
67	12,00	9,50	6,30	76,88	64,39	12,69
75(*)	11,70	8,25	3,55	80,79	60,41	9,66

Tabela 5 - Resultados obtidos de flotação coletiva (Cu+Pb) referente ao Corpo C-I.

(*) Utilizando na moagem apenas a fração >6 malhas.

4.2. Flotação da Blenda

Os ensaios 47 e 75 mostram as condições utilizadas e os resultados da flotação de blenda no Corpo C-I.

Os melhores resultados obtidos de concentração de blenda no Corpo C-I encontram-se na Tabela 6. Partindo de uma alimentação de 2,79%, obteve-se concentrado com 45% Zn, recuperação de 74,91%, com descarte de massa de 90,18%, apenas, com uma flotação "Cleaner".

CONCENTRADO "CLEANER" (Zn) / ENSAIO	TEOR (%)			RECUPERAÇÃO (%)		
	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
47	1,64	0,85	45	8,67	4,78	74,91
75 (*)	1,66	0,85	42	7,76	4,24	77,5

Tabela 6 - Melhores resultados da flotação de blenda referente ao Corpo C-I.
(*) Utilizando apenas $>$ 6 malhas

4.3. Flotação dos Sulfetos de Cobre

A Tabela 7 e os ensaios 116, 123, 124, 125 e 129 mostram os resultados e condições dos ensaios exploratórios de flotação dos sulfetos de cobre do Corpo C-I.

No ensaio 116 foi conseguido um concentrado com um teor de 21% Cu, e com uma recuperação de 73,94%, com teor de 8,6% Pb e 17% Zn, que são considerados altos, com uma flotação "Cleaner". Esse método deve ser pesquisado mais detalhadamente, principalmente nos níveis de cianeto de sódio para deprimir o zinco, dicromato de potássio e silicato de sódio.

Utilizando-se SO_2 e amido gelatinado como depressores de galena do Corpo C-I, conseguiu-se um concentrado com teor de 32% Cu, recuperação de 32,77% e com baixo teores de 0,64% Pb, 1,60% Zn (ver ensaios 124, 125 e 129). Esse método deve ser estudado minuciosamente com o fim de aumentar a recuperação do cobre.

CONCENTRADO "CLEANER" (Cu) / ENSAIO	TEOR (%)			RECUPERAÇÃO (%)		
	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
116	21,00	8,60	17,00	73,94	34,58	21,62
123	27,50	6,30	4,00	44,29	11,85	2,29
124	32,00	0,64	1,60	32,77	0,72	0,55
125	31,00	2,38	1,40	20,69	1,69	0,34
129	19,40	10,00	11,30	60,74	33,57	13,03

Tabela 7 - Resultados da flotação dos sulfetos de cobre referente ao Corpo C-I.

4.4. Flotação da Galena

Os resultados e condições dos ensaios exploratórios da galena com o Corpo C-I encontram-se na Tabela 8 e ensaios 124 e 125. Uma análise dos resultados revela que a separação do chumbo é bastante difícil, principalmente com o minério oxidado e com baixo teor. Nessa etapa não foi possível obter bons resultados.

Os resultados e condições da flotação diferencial da galena do rejeito da flotação dos sulfetos de cobre encontram-se na Tabela 8 e ensaios 124 e 125. No ensaio 124 conseguiu-se um concentrado com teor de 28,8% Pb, 1,72% Cu e 6,70% Zn e com uma recuperação de 32,14%, considerada baixa.

ENSAIO \ CONCENTRADO "CLEANER" (Pb)	TEOR (%)			RECUPERAÇÃO (%)		
	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
124	1,72	28,80	6,70	1,83	32,14	2,42
125	2,72	25,40	4,80	2,42	23,15	1,59

Tabela 8 - Resultados de flotação da galena referente ao Corpo C-I.

4.5. Flotação "Bulk"

Nos ensaios 131 a 138 estão apresentados os resultados e condições utilizadas na flotação "Bulk" dos sulfetos de cobre, chumbo e zinco.

Os ensaios 131 e 132 mostram os resultados da flotação "Bulk", com e sem adição de ativador. Uma análise das tabelas revela que os sulfetos em estudo flotam sem a utilização do ativador e menor a quantidade do coletor SF-323.

Os ensaios 133 e 134 mostram as condições e a influência do tipo do coletor utilizado, alimentado na moagem. O coletor isopropil-xantato de sódio produziu maior recuperação de sulfetos. Entretanto, no ensaio 132, aumentando a quantidade de coletores Aero 325 e SF-323, com a granulometria 75 < 200 malhas na alimentação, conseguiu-se concentrado com teores de 3,64% Cu, 2,6% Pb e 11,84% Zn, com recuperação de 88,7% Cu, 72,0% Pb e 90,93% Zn.

A influência de granulometria na "Bulk" pode ser vista nos ensaios 135, 136 e 137. Analisando os resultados destes ensaios e a Figura 9 , verificou-se que, ao redu

zir a granulometria de minério, ocorreu um aumento da recuperação de cobre e chumbo e uma redução de zinco no concentrado "Bulk".

Um estudo cinético da flotação dos sulfetos de cobre, chumbo e zinco revela que o zinco apresenta uma velocidade maior na granulometria mais grosseira, enquanto que o cobre e o chumbo na granulometria mais fina (ver ensaios 135, 136 e 137).

TESTE Nº 34 - FLOTAÇÃO CINÉTICA

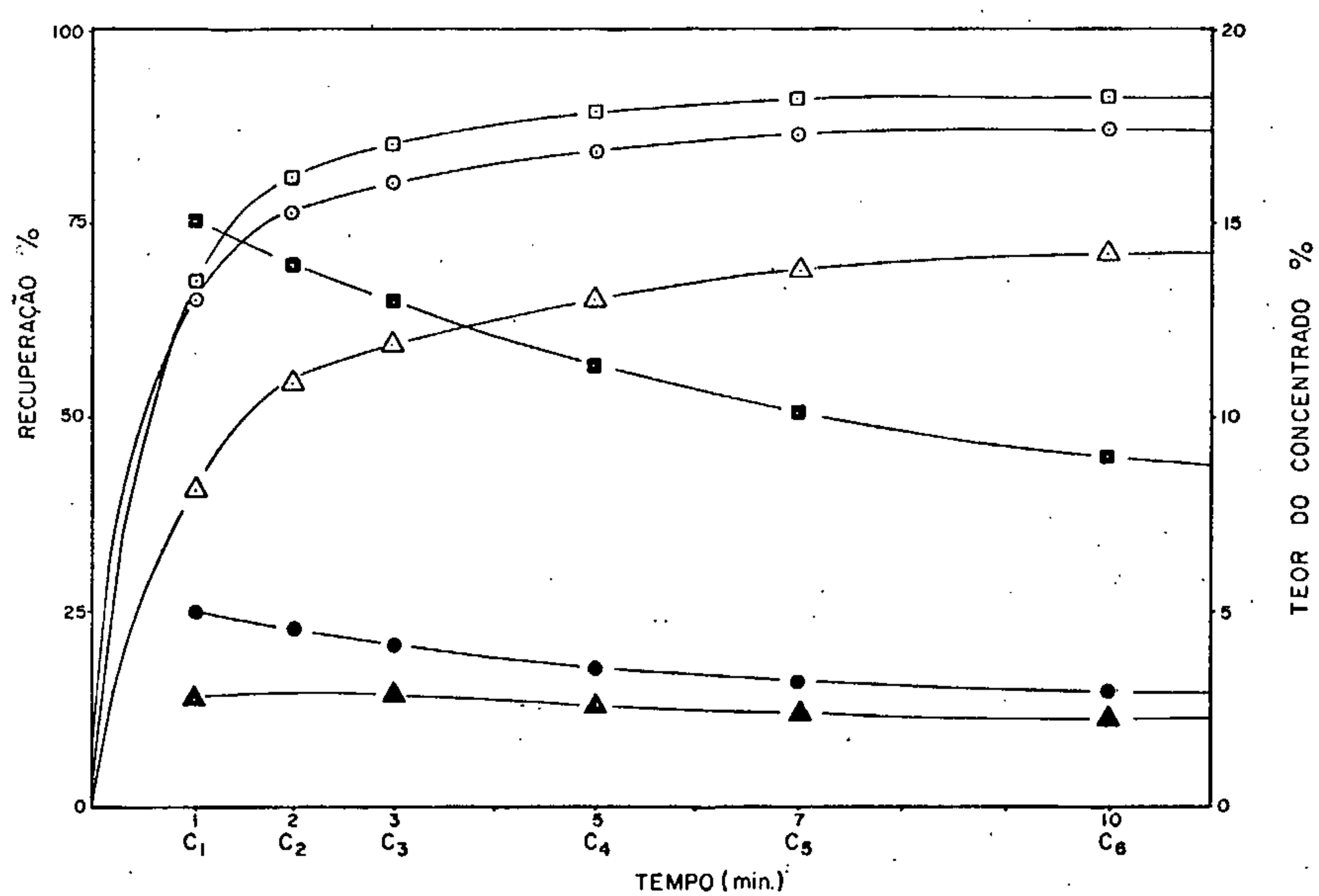


FIG. 9 - TEMPO DE FLOTAÇÃO VERSUS RECUPERAÇÃO E TEOR DE COBRE.

5. CONCLUSÕES E SUGESTÕES

- No presente trabalho foi obtido, em escala de bancada, um concentrado de cobre com 21% Cu e 73,94% de recuperação, e um concentrado de zinco com 45% Zn e 74,91% de recuperação, utilizando processo de flotação diferencial. O concentrado de cobre deve ser mais estudado, visando diminuir os teores de chumbo e zinco.

- A oxidação do minério em estudo não só dificultou a separação de cobre do chumbo, como também favoreceu a flotação de zinco no concentrado de cobre.

- Através da flotação "Bulk" foi obtido um concentrado coletivo com 3,64% Cu, 2,60% Pb e 11,84% Zn, com recuperação de 88,0% Cu, 72,0% Pb e 90,93% Zn, respectivamente. Apesar da literatura informar a dificuldade da desativação do zinco depois de flotado, essa etapa do trabalho deverá ser mais pesquisada.

A N E X O S

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 25

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de sulfato de zinco com ajuste de pH na moagem e na depressão do zinco.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	12	-	-	-	500	-	-	-
Condicionamento	5+5+1	40	10	55	60	300	-	-	10	-
Flotação coletiva (Cu+Pb)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-
Condicionamento	11	16,50	11,5	60	-	-	-	400	7	-
Flotação "Rougher" (Zn)	5	16,50	11,5	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,76	0,69	2,27	100	100	100
Flotação coletiva (Cu+Pb)	8,89	6,30	5,20	7,20	74,13	66,60	28,12
Flotação "Rougher" (Zn)	6,25	1,50	0,73	22,0	12,41	6,54	60,32
Rejeito final	84,86	0,12	0,22	0,31	13,46	26,87	11,56

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 42

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de NaCN na flotação coletiva de (Cu+Pb).

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	12	-	-	-	200	-	-	-
Condicionamento	5+8+5+1	40	10	55	60	50	300	-	10	-
Flotação coletiva (Cu+Pb)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,73	0,65	2,25	100	100	100
Concentrado coletivo (Cu+Pb)	12,10	5,00	3,60	9,30	83,20	67,50	50,10
Rejeito final	87,90	0,14	0,24	1,28	16,80	32,50	49,90

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 43

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de NaCN na flotação coletiva de (Cu+Pb)

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	12	-	-	-	200	-	-	-
Condicionamento	5+8+5+1	40	10	55	60	100	300	-	10	-
Flotação coletiva (Cu+Pb)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,75	0,69	2,25	-	-	-
Concentrado coletivo (Cu+Pb)	15,70	4,20	3,24	12,30	87,70	74,10	85,70
Rejeito final	84,30	0,11	0,21	0,38	12,30	25,90	14,30

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 44

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de NaCN na flotação coletiva de (Cu+Pb)

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	12	-	-	-	200	-	-	-
Condicionamento	5+8+5+1	40	10	55	60	150	300	-	10	-
Flotação coletiva (Cu+Pb)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,74	0,71	2,28	100	100	100
Concentrado coletivo (Cu+Pb)	12,30	5,00	4,30	7,70	83,40	75,20	41,60
Rejeito final	87,70	0,14	0,20	1,12	16,60	24,80	58,40

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I.

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 45

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de NaCN na flotação coletiva de (Cu+Pb)

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	12	-	-	-	200	-	-	-
Condicionamento	5+8+5+1	40	10	55	60	200	300	-	10	-
Flotação coletiva (Cu+Pb)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,73	0,69	2,07	100	100	100
Concentrado coletivo (Cu+Pb)	10,60	5,70	4,60	6,00	82,80	71,30	30,80
Rejeito final	89,40	0,14	0,22	1,60	-	-	-

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 46

OBJETIVO: Estudar o efeito de adição de NaCN na flotação coletiva (Cu+Pb)

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	12	-	-	-	200	-	-	-
Condicionamento	5+8+5+1	40	10	55	60	250	300	10	-	-
Flotação coletiva (Cu+Pb)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,78	0,73	2,15	100	100	100
Concentrado coletivo (Cu+Pb)	12,20	5,50	4,40	5,40	85,40	73,40	30,50
Rejeito final	87,80	0,13	0,22	1,70	14,60	26,60	69,50

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I.

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 47

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de sulfato de zinco na depressão da blenda

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	12	-	-	-	200	-	-	-
Cond. 1	5	40	10	-	-	300	-	-	-	-
Cond. 2	8	40	10	-	-	-	300	-	-	-
Cond. 3	5	40	10	55	60	-	-	-	-	-
Cond. 4	1	40	10	-	-	-	-	-	10	-
Flotação coletiva (Cu+Pb)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,72	0,69	2,19	100	100	100
Concentrado coletivo (Cu+Pb)	10,10	5,80	5,00	4,60	81,30	73,80	21,20
Rejeito final	89,90	0,15	0,20	1,92	18,70	26,20	78,80

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 54

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de sulfato de zinco na depressão da blenda

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	12	-	-	-	120	-	-	-
Cond. 1	5	40	10	-	-	300	-	-	-	-
Cond. 2	8	40	10	-	-	-	180	-	-	-
Cond. 3	5	40	10	55	60	-	-	-	-	-
Cond. 4	1	40	-	-	-	-	-	-	10	-
Flotação coletiva (Cu+Pb)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,83	0,75	2,49	100	100	100
Concentrado coletivo (Cu+Pb)	6,15	10	6,60	13	74,02	53,90	32,11
Rejeito final	93,85	0,23	0,37	1,80	25,98	46,10	67,89

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 55

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de sulfato de zinco, ajuste do pH na moagem e no condicionamento na depressão do zinco.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	12	-	-	-	200	-	-	-
Condicionamento	5+8+5+1	40	10	55	60	300	300	-	10	-
Flotação coletiva (Cu+Pb)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,72	0,69	2,19	100	100	100
Concentrado coletivo (Cu+Pb)	10,10	5,80	5,00	4,60	81,30	73,80	21,20
Rejeito final	89,90	0,15	0,20	1,92	18,70	26,20	78,80

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 56

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de sulfato de zinco na depressão da blenda

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	12	-	-	-	240	-	-	-
Cond. 1	5	40	10	-	-	300	-	-	-	-
Cond. 2	8	40	10	-	-	-	360	-	-	-
Cond. 3	5	40	10	55	60	-	-	-	-	-
Cond. 4	1	40	10	-	-	-	-	-	10	-
Flotação coletiva (Cu+Pb)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,77	0,77	2,56	100	100	100
Concentrado coletivo (Cu+Pb)	9,07	7,05	5,95	4,25	82,40	69,52	15,01
Rejeito final	90,93	0,15	0,26	2,40	17,60	30,48	84,99

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - CORPO - C - 1

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 67

OBJETIVO: VERIFICAR A REPRODUTIBILIDADE COM O ENSAIO 47

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. de Pinho	CaO
MOAGEM	34	60,6	12				200			
CONDICIONAMENTO	5+8+5+1	40	10	55	60	100	300		10	
FLOTAÇÃO COLETIVA (Cu+Pb)	5	20	10							
CONDICIONAMENTO	5+5+1	16,50	11,5	60				400	7	
FLOTAÇÃO "ROUGHER" (Zn)	5	16,50	11,5							
CONDICIONAMENTO	3	6,50	11,5	15						
FLOTAÇÃO "CLEANER" (Zn)	3	6,50	15,5							

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
ALIMENTAÇÃO	100	0,88	0,83	2,79	100	100	100
CONCENTRADO COLETIVO (Cu+Pb)	5,06	12,0	9,50	6,30	76,88	64,39	12,69
CONCENTRADO "CLEANER" (Zn)	4,18	1,64	0,85	45,0	8,67	4,78	74,91
REJEITO "CLEANER" (Zn)	0,58	1,05	0,85	2,36	0,75	0,66	0,55
REJEITO FINAL	90,18	0,12	0,25	0,33	13,69	30,17	11,84

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 75

OBJETIVO: Verificar a oxidação do minério alimentado na moagem com o material acima de 6 malhas.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	12	-	-	-	200	-	-	-
Condicionamento	5+8+5+1	40	10	55	60	300	300	-	-	-
Flotação coletiva (Cu+Pb)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-
Condicionamento	5+5+1	16,50	11,5	60	-	-	-	400	7	-
Flotação "Rougher" (Zn)	5	16,50	11,5	-	-	-	-	-	-	-
Condicionamento	3	6,50	11,5	15	-	-	-	-	-	-
Flotação "Cleaner" (Zn)	3	6,50	11,5	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,82	0,78	2,09	100	100	100
Concentrado coletivo (Cu+Pb)	5,69	11,7	8,25	3,55	80,79	60,41	9,66
Concentrado (Zn)	3,86	1,66	0,85	42	7,76	4,24	77,55
Rejeito "Cleaner" (Zn)	0,38	1,15	1,16	3,95	0,55	0,58	0,72
Rejeito final	90,07	0,10	0,30	0,28	10,91	34,77	12,07

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - CORPO C 1

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 116

OBJETIVO: Estudar a separação do Cu/Pb, utilizando dicromato de potássio

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$K_2Cr_2O_7$ / Na_2SiO_3	O. de Pinho	CMC
MOAGEM	34	60,6	12				200			
CONDICIONAMENTO	5+8+5+1	40	10	55	60	100	300		10	
FLOTAÇÃO COLETIVA (Cu+Pb)	5	20	10							
CONDICIONAMENTO	10+5+5+1	13,3	10	10				300	7	60
FLOTAÇÃO "ROUGHER" (Cu)	2,0	13,3	10							
CONDICIONAMENTO	10+5+1	7,7	10					200	7	50
FLOTAÇÃO "CLEANER" (Cu)	1,5	7,7	10							
CONDICIONAMENTO	10+5+1		10		30	200	200		7	
FLOTAÇÃO "ROUGHER" (Pb)	3,0		10							
CONDICIONAMENTO	5		10			50	40			
FLOTAÇÃO "CLEANER" 1 (Pb)	1,5		10							
CONDICIONAMENTO	5		10			30	30			
FLOTAÇÃO "CLEANER" 2 (Pb)	1,5		10						10	

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
ALIMENTAÇÃO	100	0,83	0,73	2,31	100	100	100
CONCENTRADO "CLEANER" (Cu)	2,94	21	8,60	17,0	73,94	34,58	21,62
CONCENTRADO "CLEANER" (Pb)	0,19	0,75	13,2	1,60	3,03	3,46	0,13
REJEITO "ROUGHER" (Pb)	2,92	1,32	3,04	3,48	4,60	12,17	4,40
REJEITO "CLEANER" 1 (Pb)	0,38	1,88	4,20	4,80	0,85	2,21	0,79
REJEITO "CLEANER" 2 (Pb)	0,13	1,60	22,60	3,44	0,28	4,08	0,20
REJEITO FINAL	93,94	0,18	0,34	1,80	20,17	43,50	72,87

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C - I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 123

OBJETIVO: Estudar a separação Cu/Pb, utilizando SO_2 como depressor da galena

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 325	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	AMIDO	$K_2Cr_2O_7$	O. de Pinho
(+ 28 malhas) MOAGEM	34	60,6	12				200			
CONDICIONAMENTO	5+8+5+1	40	10	55	60	100	300			10
FLOTAÇÃO COLETIVA (Cu+Pb)	5	20	10							
CONDICIONAMENTO	10+5+5	4,40	4	10						
FLOTAÇÃO "ROUGHER" (Cu)	2	4,40	4							
CONDICIONAMENTO	3	1,40	4	5						
FLOTAÇÃO "CLEANER" (Cu)	1,5	1,40	4							
CONDICIONAMENTO	10+5+1	3,10	10							
FLOTAÇÃO "ROUGHER" (Pb)	3	3,10	10							
CONDICIONAMENTO	10+5	2,00	10		50	40				
FLOTAÇÃO "CELANER" (Pb)	2	2,00	10							
FLOTAÇÃO "CLEANER" (Cu+Pb)	5	4,5	10							

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
ALIMENTAÇÃO	100	0,78	0,67	2,20	100	100	100
CONCENTRADO "CLEANER" (Cu)	1,24	27,50	6,30	4,00	44,29	11,85	2,28
CONCENTRADO "CLEANER" (Pb)	0,10	1,72	28,0	4,70	0,20	4,41	0,23
REJEITO "CLEANER" (Cu+Pb)	2,65	2,64	2,48	4,00	9,03	9,91	4,83
REJEITO "CLEANER" (Cu)	0,49	20,0	6,90	5,00	12,62	5,03	1,10
REJEITO "ROUGHER" (Pb)	1,04	4,28	7,70	2,76	5,78	12,08	1,31
REJEITO "CLEANER" (Pb)	0,50	2,28	17,2	5,60	1,46	12,94	1,27
REJEITO FINAL	93,98	0,22	0,31	2,08	26,22	43,76	88,97

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - CORPO C - 1

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 124

OBJETIVO: ESTUDAR A SEPARAÇÃO Cu/Pb, UTILIZANDO SO_2 COMO DEPRESSOR DA GALENA

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)								
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	AMIDO	$K_2Cr_2O_7$	Na_2SO_3	$CuSO_4$	O. de Pinho
(-10 #+ 28)												
MOAGEM	34	60,6	12				200					
CONDICIONAMENTO	5+8+5+1	40	10	55	60	100	300					7
FLOTAÇÃO COLETIVA (Cu+Pb)	5	20	10									
FLOTAÇÃO "CLEANER" (Cu+Pb)	5	4,50	10									
CONDICIONAMENTO	10+5+5	4,40	4	10				50	50			
FLOTAÇÃO "ROUGHER" (Cu)	2	4,40	4									
CONDICIONAMENTO	3	1,40	4	5								
FLOTAÇÃO "CLEANER" (Cu)	1,5	1,40	4									
CONDICIONAMENTO	10+5+1	3,10	10			200	200					
FLOTAÇÃO "ROUGHER" (Pb)	3	3,10	10									
CONDICIONAMENTO	10+5	2,00	10			50	40			250		
FLOTAÇÃO "CLEANER" (Pb)	2	2,00	10									
CONDICIONAMENTO	5+5+1	16,50	11,5	60							400	7
FLOTAÇÃO "ROUGHER" (Zn)	5	16,50	11,5									
CONDICIONAMENTO	3	6,50	11,5	15								
FLOTAÇÃO "CLEANER" (Zn)	3	6,50	11,5									

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
ALIMENTAÇÃO	100	0,75	0,71	2,20	100	100	100
CONCENTRADO "CLEANER" (Cu)	0,77	32	0,64	1,60	32,77	0,72	0,55
CONCENTRADO "CLEANER (Pb)	0,79	1,72	28,80	6,70	1,83	32,14	2,42
CONCENTRADO "CLEANER" (Zn)	4,02	1,15	0,82	40,50	6,16	4,65	74,10
REJEITO "CLEANER" (Cu)	0,31	22,1	5,20	4,45	9,28	2,29	0,65
REJEITO "ROUGHER" (Pb)	0,88	16,0	5,40	3,40	18,75	6,73	1,36
REJEITO "CLEANER" (Pb)	0,73	7,80	3,70	5,50	7,58	3,79	1,89
REJEITO "CLEANER" (Cu+Pb)	2,31	3,56	3,30	5,20	10,97	10,74	5,47
REJEITO "CLEANER" (Zn)	1,17	0,52	0,86	1,24	0,81	1,29	0,67
REJEITO FINAL	89,02	0,11	0,30	0,32	11,85	37,65	12,95

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - CORPO C - I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 125

OBJETIVO: ESTE ENSAIO FOI REALIZADO NAS MESMAS CONDIÇÕES DO ENSAIO 124, MAS COM pH - 7

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH							

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
ALIMENTAÇÃO	100	0,86	0,84	2,30	100	100	100
CONCENTRADO "CLEANER" (Cu)	0,51	31	2,38	1,40	20,69	1,61	0,34
CONCENTRADO "CLEANER" (Pb)	0,68	2,72	25,4	4,80	2,42	23,15	1,59
CONCENTRADO "CLEANER" (Zn)	2,73	1,14	0,52	42,0	4,06	1,88	56,33
REJEITO "CLEANER" (Cu)	0,16	8,80	5,20	3,30	1,77	1,07	0,24
REJEITO "ROUGHER" (Pb)	1,03	18,0	3,68	2,80	24,30	5,10	1,92
REJEITO "CLEANER" (Pb)	0,66	7,30	10,0	3,88	6,35	8,93	1,25
REJEITO "CLEANER" (Cu+Pb)	3,01	5,40	4,90	5,50	21,35	19,87	8,13
REJEITO "CLEANER" (Zn) - 1	1,78	0,47	0,66	2,32	1,11	1,61	1,86
REJEITO "CLEANER" (Zn) - 2	0,81	1,51	0,93	16,80	1,64	1,01	6,64
REJEITO FINAL	88,64	0,14	0,30	0,51	16,31	35,72	22,19

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - CORPO C - I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 129

OBJETIVO: DESCARTADO O MATERIAL ABAIXO DE 400 MALHAS

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)								
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	AMIDO	K_2CrO_7	O. de Pinho	$CuSO_4$	
MOAGEM	34	47	12				120					
CONDICIONAMENTO	5+8+5+1	31	10	55	30	35	180			10		
FLOTAÇÃO COLETIVA (Cu+Pb)	5	15,50	10									
FLOTAÇÃO "CLEANER" (Cu+Pb)	5	4,30	10									
CONDICIONAMENTO	10+5+5	6,30	4	10				50	50			
FLOTAÇÃO "ROUGHER" (Cu)	2	6,30	4									
CONDICIONAMENTO	3	3,70	4	5								
FLOTAÇÃO "CLEANER" (Cu)	1,5	3,70	4									
CONDICIONAMENTO	5+5+1	14,2	11,5	60						7	400	
FLOTAÇÃO "ROUGHER" (Zn)	5	14,2	11,5									
CONDICIONAMENTO	3	7,40	11,5	15								
FLOTAÇÃO "CLEANER" (Zn)	3	7,40	11,5									

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
ALIMENTAÇÃO	100	0,79	0,74	2,14	100	100	100
CONCENTRADO "CLEANER" (Cu)	2,47	19,40	10	11,30	60,75	33,64	13,12
CONCENTRADO "CLEANER" (Zn)	3,72	1,0	1,34	37	4,72	6,82	64,75
REJEITO "CLEANER" (Cu+Pb)	0,83	0,73	1,18	1,44	0,79	1,34	0,56
REJEITO "CLEANER" (Cu)	0,45	2,65	3,80	2,08	1,51	2,32	0,44
REJEITO "CLEANER" (Zn)	2,33	0,34	0,60	1,02	0,98	1,90	1,12
REJEITO "ROUGHER" (Cu)	2,13	1,55	2,48	1,10	4,20	7,78	1,12
LAMA	13,06	1,00	1,14	1,70	16,57	20,27	10,43
REJEITO FINAL	74,99	0,11	0,26	0,24	10,48	26,53	8,46

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 131

OBJETIVO: Testar coletor com ativador

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	20	60,6	-	-	-	-	-	--	-	-
Condicionamento	5+5+1	40	10	115	30	-	-	100	10	-
Flotação "Bulk" (Cu+Pb+Zn)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,79	0,75	2,24	-	-	-
Concentrado "Bulk" (Cu+Pb+Zn)	16,95	4,10	3,10	12,20	87,97	70,06	92,32
Rejeito final	83,05	0,12	0,27	0,21	12,62	29,90	7,79

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 132

OBJETIVO: Testar quantidade de coletor sem ativador

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	20	60,6	-	-	-	-	-	-	-	-
Condicionamento	5+1	40	10	75	43	-	-	-	10	-
Flotação "Bulk" (Cu+Pb+Zn)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,72	0,65	2,27	100	100	100
Concentrado "Bulk" (Cu+Pb+Zn)	17,54	3,64	2,67	11,8	88,7	72,0	90,93
Rejeito final	82,46	0,10	0,22	0,25	11,4	28,0	9,07

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 133

OBJETIVO: Testar coletor na moagem

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	-	-	30	-	-	-	-	-
Condicionamento	5+1	40	-	55	-	-	-	-	-	-
Flotação "Bulk" (Cu+Pb+Zn)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,64	0,69	2,26	100	100	100
Concentrado "Bulk" (Cu+Pb+Zn)	16,88	3,20	2,88	11,9	84,40	70,06	88,96
Rejeito final	83,12	0,12	0,25	0,30	15,60	29,94	11,04

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 134

OBJETIVO: Testar coletor na moagem

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	-	-	30	-	-	-	-	-
Condicionamento	5+1	40	-	55	-	-	-	-	-	-
Flotação "Bulk" (Cu+Pb+Zn)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,71	0,72	2,30	100	100	100
Concentrado "Bulk" (Cu+Pb+Zn)	16,17	3,70	2,80	11,81	83,58	62,78	84,33
Rejeito final	83,83	0,14	0,32	0,43	16,42	37,22	15,67

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS Corpo C-I.

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: 134

OBJETIVO: Testar coletor na moagem

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SF 323	AERO 325	NaCN	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	O. DE PINHO	CaO
Moagem	34	60,6	-	-	30	-	-	-	-	-
Condicionamento	5+1	40	-	55	-	-	-	-	-	-
Flotação "Bulk" (Cu+Pb+Zn)	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	100	0,71	0,72	2,30	100	100	100
Concentrado "Bulk" (Cu+Pb+Zn)	16,17	3,70	2,80	11,81	83,58	62,78	84,33
Rejeito final	83,83	0,14	0,32	0,43	16,42	37,22	15,67

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº 135

OBJETIVO: Verificar a cinética de flotação Cu, Pb e Zn

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)			
	Tempo (mm)	Sólidos (%)	pH	SF 323	Aero 325	Óleo pinho	CaO
Moagem	10	60,6	-	-	-	-	-
Condicionamento	5+1	40	10	75	43	10	-
Flotação "Bulk" (Cu+Pb+Zn)	5	20	10	-	-	-	-

PRODUTO	INTERVALO TEMPO (mm)	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	-	100	0,78	0,72	2,19	-	-	-
Conc. 1	0,00-1,00	10,36	5,50	3,26	17,80	73,05	46,88	83,91
Conc. 2	1,00-2,00	1,84	2,12	2,72	4,80	5,01	6,93	4,03
Conc. 3	2,00-3,00	1,18	1,34	1,95	2,68	2,03	3,23	1,44
Conc. 4	3,00-5,00	2,13	0,96	1,48	1,75	2,60	4,39	1,69
Conc. 5	5,00-7,00	1,51	0,70	1,18	1,25	1,33	2,47	0,85
Conc. 6	7,00-10,00	1,88	0,57	0,90	0,98	1,40	2,33	0,83
Rejeito Final	-	81,10	0,14	0,30	0,24	14,58	33,77	7,24

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº 136

OBJETIVO: Verificar a cinética de flotação Cu, Pb e Zn

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)			
	Tempo (mm)	Sólidos (%)	pH	SF 323	Aero 325	Óleo pinho	CaO
Moagem	20	60,6	-	-	-	-	-
Condicionamento	5+1	40	10	75	43	10	-
Flotação "Bulk" (Cu+Pb+Zn)	5	20	10	-	-	-	-

PRODUTO	INTERVALO TEMPO (mm)	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	-	100	0,73	0,68	2,15	-	-	-
Conc. 1	0,00-1,00	9,5	5,00	2,88	15,20	65,10	40,20	67,20
Conc. 2	1,00-2,00	2,8	2,92	3,60	11,00	11,23	14,80	14,30
Conc. 3	2,00-3,00	1,6	1,80	2,40	5,70	3,90	3,80	4,20
Conc. 4	3,00-5,00	3,1	0,90	1,35	2,40	3,80	6,20	3,50
Conc. 5	5,00-7,00	2,1	0,68	1,02	1,56	1,90	3,20	1,50
Conc. 6	7,00-10,00	2,6	0,47	0,78	0,91	1,60	3,00	1,10
Rejeito Final	-	78,2	0,11	0,24	0,23	11,80	27,70	8,40

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - Corpo C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº 137

OBJETIVO: Verificar a cinética de flotação Cu, Pb e Zn

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)			
	Tempo (mm)	Sólidos (%)	pH	SF 323	Aero 325	Óleo pinho	CaO
Moagem	34	60,6	-	-	-	-	-
Condicionamento	5+1	40	10	75	43	10	-
Flotação "Bulk" (Cu+Pb+Zn)	5	20	10				-

PRODUTO	INTERVALO TEMPO (mm)	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação	-	100	0,71	0,68	2,08	-	-	-
Conc. 1	0,00-1,00	10,41	4,60	2,86	11,80	66,94	44,05	59,08
Conc. 2	1,00-2,00	3,15	2,28	2,72	9,80	10,01	12,70	14,50
Conc. 3	2,00-3,00	2,27	1,36	1,80	6,10	4,32	6,02	6,65
Conc. 4	3,00-5,00	3,07	0,94	1,44	3,84	4,05	6,53	5,69
Conc. 5	5,00-7,00	2,81	0,59	0,96	1,92	2,33	3,99	2,60
Conc. 6	7,00-10,00	2,88	0,45	0,76	1,22	1,78	3,27	1,70
Rejeito Final	-	75,41	0,10	0,21	0,26	10,56	23,44	9,44

PARTE II

ESTUDO DE BENEFICIAMENTO DO MINÉRIO DE Cu-Pb-Zn DE PALMEIRÓPOLIS EM PLANTA PILOTO

Adão Benvindo da Luz

R E S U M O

A partir dos resultados obtidos em bancada na 1ª fase do projeto, bem como de ensaios complementares, foi estudado em planta piloto (200 kg/h) o beneficiamento do minério sulfetado de Cu - Pb - Zn de Palmeirópolis, através de flotação. Os resultados obtidos mostraram que o processo apontado pelos estudos de bancada se aplica ao minério de Palmeirópolis.

Partindo-se de uma alimentação com teores de 0,77% Cu, 0,68% Pb e 2,24% Zn foram obtidos concentrados finais de cobre com 18,8% e de zinco com 49%, próximos dos valores obtidos em bancada. As recuperações de zinco (56%) e de cobre (50%) ficaram abaixo dos valores obtidos em bancada, em virtudo do elevado grau de oxidação em que se encontrava o minério. Essa interfiriu na seletividade do processo, refletindo na qualidade dos concentrados de Cu, Pb e Zn bem como nas recuperações. O teor e recuperação do concentrado de Pb ficaram abaixo dos valores obtidos em bancada, que por sua vez não obteve concentrado nos níveis desejados (40% Pb), a não ser no caso de recuperações muito baixas (15%).

O concentrado final de Zn apresentou um teor de 1.200 g/t Cd, mas a recuperação deste foi de apenas 28%. Como esta não acompanhou a recuperação de Zn (56%) é de supor-se que apenas parte do Cd está associado à blenda. Quanto aos outros elementos de interesse, tais como o Au e Ag, os resultados obtidos no balanço metalúrgico não foram conclusivos, tendo-se apenas uma ligeira indicação da preferência do Au pela pirita.

É possível a obtenção de concentrado de pirita com 36% de enxofre pirítico (67%) e recuperação de 66%.

1. INTRODUÇÃO

O presente estudo foi desenvolvido segundo o escopo constante na proposta de trabalho (PT -29/84 - Revisão 03) elaborada para a Superintendência de Patrimônio Mineral - SUPAMI/CPRM. Teve como objetivo o estudo de concentração, em planta piloto, do polissulfeto de Cu, Pb, Zn de Palmeirópolis - Corpo C_1, a partir dos resultados obtidos em bancada: "RT - 27/82 - Estudo de Beneficiamento do Minério de Cobre, Chumbo e Zinco de Palmeirópolis", já realizado no CETEM.

As principais etapas do projeto foram:

- Revisão da literatura
- Caracterização do minério
- Ensaios de bancada para acompanhamento da planta piloto
- Estudo de concentração em planta piloto
- Ensaios complementares
- Balanço metalúrgico

2. REVISÃO DE LITERATURA

2.1. Flotação de Sulfetos de Cu-Pb-Zn

O beneficiamento de polissulfetos Cu-Pb-Zn constitui-se num dos problemas mais complexos da flotação de sulfetos de metais básicos, principalmente quando ocorre a oxidação superficial dos sulfetos de cobre, resultando numa dissolução dos ions cúpricos. Estes ativam a blenda e interferem na seletividade do processo. A mineralogia do minério pode também ser um fator complicador, na obtenção de concentrados de pureza exigida pelo mercado consumidor. Quando é o caso, isto está relacionado com o intercrescimento e a forma finamente disseminada como ocorrem, entre si, os minerais de sulfeto, impedindo, dessa forma, a obtenção de um grau de liberação adequado dos minerais de interesse. Via de regra, essas situações necessitam de moagem fina ($<$ 75um), elevando o consumo de energia, de reagentes de flotação, interferindo também na seletividade do processo, resultando em recuperações baixas e concentrados contaminados de Pb, Zn e Cu. Em razão disso, as usinas metalúrgicas têm que fazer ajustes nos seus processos para aproveitamento desses concentrados, mas exigem, por outro lado, contratos de fornecimento de longo prazo, o que certamente limita o mercado de comercialização dos produtores de concentrado. A flotação coletiva dos sulfetos, seguida de lixiviação seletiva da blenda, com posterior separação dos sulfetos de Cu/Pb por flotação, é uma rota alternativa, ainda em estudo de laboratório, ao processo de flotação convencionalmente empregado na indústria[1].

O método mais utilizado no beneficiamento de minérios contendo Cu-Pb-Zn consiste em fazer inicialmente uma flotação

coletiva do Cu-Pb, deprimindo os minerais de zinco e ferro. A seguir, a blenda é ativada com sulfato de cobre e flotada, enquanto o concentrado coletivo de Cu-Pb é tratado pela depressão tanto do cobre quanto do chumbo, para obtenção de concentrados[2, 13].

2.2. Flotação Coletiva de Cu-Pb

A flotação coletiva dos sulfetos de Cu-Pb são conduzidas em pH alcalino (7,5 a 10), através da adição de CaO ou Na_2CO_3, seguida da adição de depressores, tais como cianeto de sódio e sulfato de zinco. Em algumas situações a depressão dos sulfetos de ferro e zinco é complementada com a adição de pequenas quantidades de bissulfito de sódio ou SO_2 no estágio de limpeza, atentando para o fato de que esses podem deprimir a galena. Na flotação coletiva de Cu-Pb, o coletor normalmente usado é um xantato de cadeia curta, do tipo etilxantato, de maneira a prover uma melhor seletividade na flotação de galena e calcopirita, bem como uma separação mais eficiente destes, na fase subseqüente. No entanto a utilização de xantato de cadeia curta, algumas vezes pode ser usado em conjunto com um xantato de cadeia mais longa, do tipo amilxantato, para melhorar a recuperação da galena no concentrado coletivo de Cu-Pb. O xantato de cadeia longa, apesar de melhorar a recuperação do Pb-Cu, na flotação coletiva, não é seletivo na rejeição de blenda, havendo portanto um compromisso entre seletividade e recuperação. Ditiofosfato, isoladamente, ou em conjunto com xantato, pode ser usado na flotação coletiva do Pb-Cu. Para melhorar a recuperação do Cu, pequenas adições de coletores do tipo tionocarbamato (SF-323 ou Z-200) são recomendáveis[3].

2.3. Comportamento da Blenda

Finkelstein e Allison fizeram uma revisão crítica da ativação/desativação e depressão na flotação da blenda[4]. Segundo esses autores, a blenda (em menor proporção a pirita), pode ser ativada por ions de metais pesados em solução, substituindo o zinco na superfície do mineral, através de uma troca iônica, de acordo com a reação:

$$ZnS + Cu^{++} \qquad CuS + Zn^{++} \qquad [1]$$

A superfície ativada poderá absorver o xantato formando um produto insolúvel (xantato de metal pesado), tornando a superfície não molhável pela água.

Esses íons de metais pesados podem estar presentes na água da polpa, principalmente quando o minério está oxidado. Nestas condições é recomendável a adição de CaO ou Na_2CO_3 à polpa para precipitar esses metais pesados sob a forma de sais insolúveis, prevenindo assim a ativação da blenda, quando se deseja a sua depressão.

O cianeto de sódio, em adições até 150 g/t, é usado na desativação da blenda. Os íons ativadores de cobre são dissolvidos, formando complexos de cianeto cúprico, segundo a reação:

$$3\ CN^- + Cu^{++} \qquad Cu(CN)_2^- + 1/2\ C_2N_2 \qquad [2]$$

Esta é controlada pelos íons livres de cianeto na solução. A reação de desativação da blenda é provável que ocorra através de dois mecanismos paralelos - lixiviação e troca iônica[5].

Não significa que essa desativação torne a superfície do mineral molhável pela água e portanto em condições de não flotação. Devido à presença de íons de Cu em solução (ou outros metais pesados), é recomendável a adição de $ZnSO_4$ (variando até 400g/t), de maneira a evitar a deposição do Cu sobre a superfície da blenda, movendo a equação I para a esquerda, prevenindo assim a ativação da blenda. A depressão efetiva da blenda deve-se à formação de depósitos de espécies complexas de zinco hidrofílico na superfície da blenda. Segundo Alisson, essas espécies são similares a precipitados do tipo $Zn(OH)_2$ e $Zn(CN)_2$. Alisson sugeriu também, na sua revisão crítica,[5] que os íons de Pb podem ativar a blenda; no entanto existem dúvidas acerca do processo de ativação, de vez que os sais de Pb são menos efetivos como ativadores da blenda em soluções contendo carbonato, o qual precipita quase completamente o Pb. Segundo ainda o mesmo autor, Rey e Formack mostraram que a ativação da blenda pelos minerais de chumbo ocorre durante a moagem.

2.4. Flotação da Blenda

Uma boa depressão da blenda e uma boa recuperação da galena na flotação coletiva do Cu-Pb são os pré-requisitos para uma flotação eficiente da blenda. No rejeito proveniente da flotação coletiva de Pb-Cu é adicionado CaO até atingir um pH 11,5 e, a seguir, ativa-se com $CuSO_4$ (2,5 a 10 kg $CuSO_4$/t Zn contido), para a recuperação da blenda. A adição do $CuSO_4$ como agente ativador deve ser otimizada, porque se usado em excesso pode desintegrar a espuma causando uma perda de Zn no rejeito. Os coletores residuais da flotação coletiva de Cu-Pb (xantato e Z-200 ou SF323) são, via de regra, suficientes para a flotação da blenda; no entanto, algumas vezes torna-se necessário coletor adicional para aumentar a recuperação de Zn[6,7].

2.5. Separação Cu-Pb

Dependendo da relação Cu/Pb num minério ou concentrado coletivo, a separação desses pode ser feita através da flotação de minerais de cobre e depressão dos minerais de chumbo ou o inverso. No primeiro caso, uma prática utilizada consiste em deprimir os minerais de chumbo com amido gelatinizado (250 a 500 g/t de concentrado coletivo) e SO_2 (1400 a 2800g/t de concentrado coletivo), flotando-se os sulfetos de cobre com Z-200 ou SF323. O SO_2 é borbulhado na polpa até atingir pH 4,5 a 5. Esse promove não só a depressão da galena como melhora a flotação dos minerais de cobre ao promover uma limpeza na sua superfície mineral[6, 11]. Dicromato de potássio em adições de 0,5 a 2 kg/t tem também sido usado na depressão da galena[8]. Na Usina de Beneficiamento de Kosaka (Japão) a separação Cu-Pb é feita através de aquecimento da polpa com vapor, a uma temperatura de 70ºC, flotando-se os minerais de cobre com coletores do tipo aerofloat (ditiofosfato). Acredita-se que, devido ao aquecimento da polpa, a flotabilidade da galena diminui, enquanto a dos minerais de cobre permanece invariável[9, 10].

No caso do concentrado coletivo conter mais cobre do que chumbo é preferível a flotação deste, com a depressão dos minerais de cobre. Neste caso, o cianeto de sódio, ou uma mistura de cianeto de sódio com óxido de zinco e sulfeto de amônio, é utilizado na depressão do cobre. Como coletor da galena, é utilizado Aeroxantato 343 (isopropilxantato de sódio)[12].

3. CARACTERIZAÇÃO DO MINÉRIO

Para o desenvolvimento do presente estudo, foi enviada ao CETEM uma amostra de 40 t do minério de Palmeirópolis ,

Corpo-C-I. Essa, foi amostrada em pilhas de minério provenientes de galeria e plano inclinado, da época da pesquisa geológica, encontrando-se estocada na superfície desde 1984 (RI--19/86 - Relatório Interno à DITRAM). Da amostra, de 40 t, após britagem e homogeneização/quarteamento, foram retiradas amostras representativas para análise química, sendo a média dos resultados apresentada na tabela I.

ELEMENTO	TEOR (%)	TEOR (%)*
Cu	0,74	0,81
Pb	0,70	0,97
Zn	2,37	4,01

Tabela I - Resultados da análise química da amostra média ("head sample") do minério.

(*) Teores da amostra utilizada nos ensaios de bancada 1ª fase (RT-27/82).

Amostra representativa das 40 t de minério do corpo C-I foi submetida a uma avaliação da caracterização mineralógica (composição mineralógica, grau de liberação, etc), constatando-se não existir diferença significativa em relação aos resultados encontrados na 1ª fase do trabalho (RT-27/82), no que diz respeito à composição mineralógica qualitativa e grau de liberação; no entanto os teores diferiram, principalmente o Zn (ver Tabela I).

4. ENSAIOS DE BANCADA (ACOMPANHAMENTO ENSAIOS PILOTO)

A partir dos resultados obtidos nos estudos de bancada (1ª fase do trabalho), foram realizados os primeiros ensaios em planta piloto. Como os seus resultados diferiram bastante daqueles obtidos em bancada, constatou-se, a seguir, que a oxidação do minério decorrente da exposição ao ar livre, por um período prolongado (cerca de 3 anos), estava causando problemas na flotação seletiva do Cu + Pb, em relação ao Zn. Ressaltamos que nos estudos de bancada realizados com o minério de Palmeirópolis, na 1ª fase do trabalho, utilizou-se amostra fresca (testemunho de sondagem) e portanto, sem oxidação acentuada.

Diante do exposto, decidiu-se pela realização de uma série de ensaios de bancada, visando adaptar o sistema de reagente desenvolvido na 1ª etapa do projeto às variações do minério em questão, no que diz respeito à oxidação e à variação no teor de Zn.

4.1. Flotação Coletiva (Cu + Pb)

Série de Ensaios B-3 a B-10: Efeito do NaCN.

Utilizando as melhores condições até então conhecidas, foi realizada essa série de ensaios usando material deslamado, visando estudar o efeito da adição de NaCN (Ver anexo I) na recuperação do Cu + Pb e depressão da blenda. O fluxograma das operações envolvidas encontram-se na Fig. 1. Devido à capacidade do moinho utilizado ser apenas de 1 kg de minério, foi feita moagem em paralelo, a fim de preparar 2 kg de amostras com cerca de 88% < 200 malhas (Ver Tabela 2).

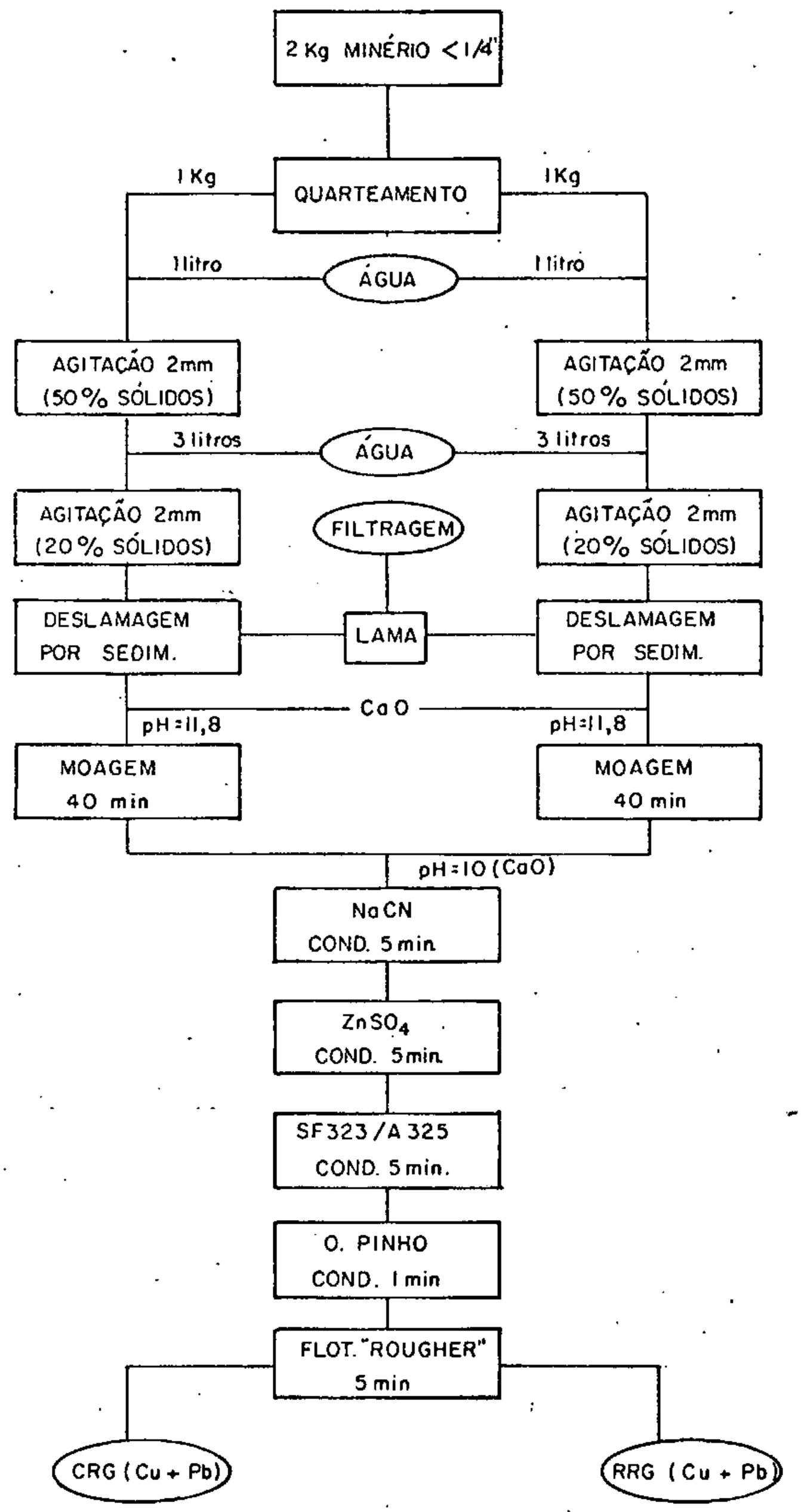


FIGURA 1 -
FLUXOGRAMA UTILIZADO NOS ENSAIOS DE FLOTAÇÃO
SÉRIE B-3 A B-10

MALHA	% PESO	% PESO (ACUMULADA)	% PESO (PASSANTE)
100	2,7	2,7	97,3
150	4,2	6,9	93,10
200	5,0	11,9	88,10
270	5,4	17,3	82,70
-270	82,7	100,0	-

Tabela 2 - Análise granulométrica da amostra utilizada nos ensaios de flotação em bancada

Características da moagem:

Moinho de barras 16 x 30 cm;

Carga de 10 barras de 28,5 x 2 cm;

% sólido 60% (estimada);

Tempo de moagem: 40 minutos.

- Discussão dos resultados

De acordo com os resultados apresentados no Anexo I (ensaios B-3 a B-10) e na Figura 2, são feitas as seguintes constatações:

. A idéia de remover os ions de Cu++ em solução, através de uma lavagem do minério seguida de deslamagem, visando minimizar o efeito da ativação da blenda, mostrou-se promissora. Os teores e recuperações de Cu e Pb não apresentaram variações significativas nas duas situações testadas, ou seja, com e sem deslamagem. No entanto para o Zn, a condição com deslamagem foi extremamente favorável (ensaios B-8 e B-10 em anexo). A perda de Zn na deslamagem foi baixa, em torno de 2%, enquanto para o Cu e Pb foi de 4,5 e 6,5% respectivamente;

. A recuperação de Cu e Pb no concentrado coletivo (Cu + Pb) manteve-se constante, porém tudo indica que a partir de 300g/t de NaCN deverá iniciar-se a depressão de Cu (Figura 2);

. A adição de NaCN para a depressão da blenda só se mostrou influente a partir de 200 g/t, aparecendo a dosagem de 300 g/t NaCN como a mais indicada.

Série de Ensaios B-11 a B-14: Efeito do $ZnSO_4$

A partir do melhor nível de adição encontrado para o NaCN, foi estudado o efeito da adição de $ZnSO_4$, na flotação co

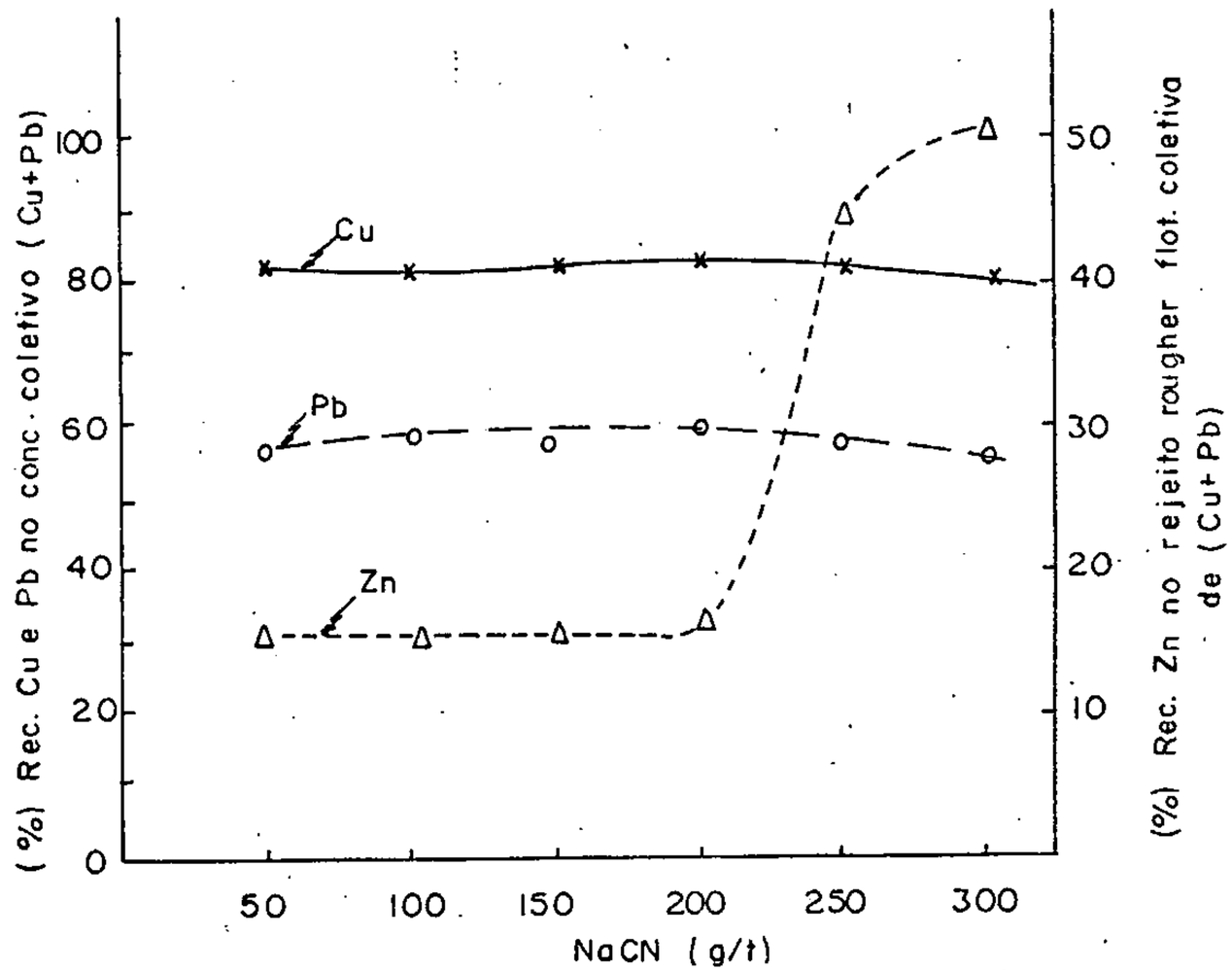


Figura 2 — Estudo do efeito da adição de NaCN na flotação coletiva de Cu+Pb (série ensaios B4 a B9)

letiva de Cu + Pb. As operações envolvidas nessa série de ensaios são as mesmas da Figura 1.

- Discussão dos resultados

De acordo com os resultados apresentados no Anexo 1 (ensaios B-11 a B-14) e na Figura 3, são feitas as seguintes constatações:

. O Cu e Pb não apresentaram variações significativas a nível de recuperação;

. A melhor condição apresentada para a desativação da blenda é 900 g/t de $ZnSO_4$ e 300 g/t NaCN.

4.2. Série de Ensaios B-15 a B-16; Ponto adição dos depressores

- Discussão dos resultados

A adição total de NaCN e $ZnSO_4$ na moagem, ou metade na moagem e metade no condicionamento, apresentou resultados negativos na depressão da blenda, aumentando, portanto, a recuperação de Zn no concentrado coletivo (Cu + Pb). Ver ensaios B-9, B-15 e B-16 (em anexo). A seqüência de adição de reagente mais promissora é a apresentada no ensaio B-9.

4.3. Outros Ensaios

Em vista dos problemas encontrados na planta piloto para adicionar o SF-323 (bomba de reagente não adequada para pequenas dosagens), que não pode ser diluido, foi estudada a sua substituição pelo A-350 (amil xantato de potássio).

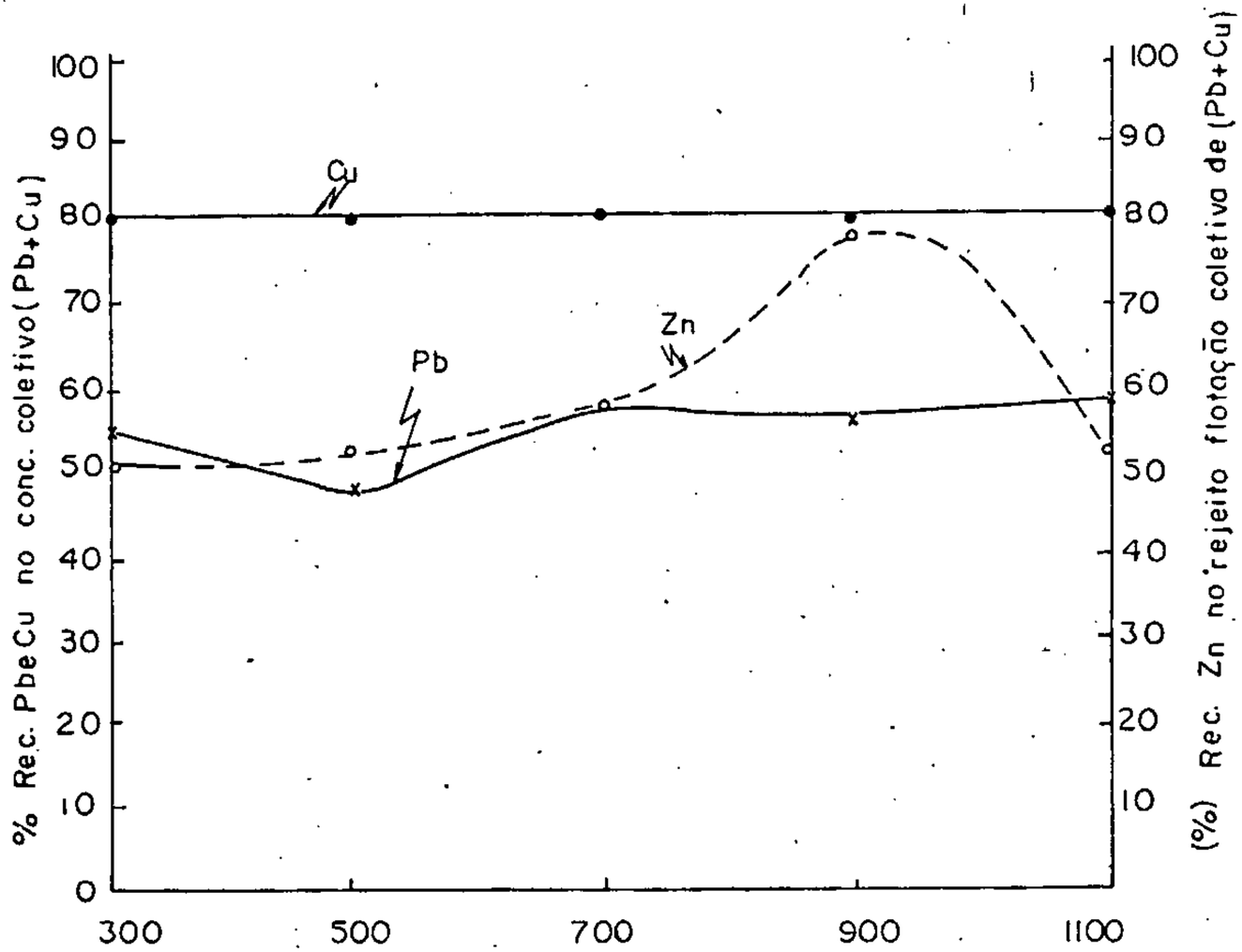


Fig. 3 – Efeito da adição de $ZnSO_4$ (g/t) na flotação coletiva de Cu+Pb a partir de amostra deslamada (Serie B-11 a B-14)

A partir dos melhores resultados obtidos até então, foi introduzido um estágio de limpeza na flotação coletiva (Cu + Pb), utilizando sulfito de sódio como depressor de blenda.

- Discussão dos resultados

A substituição do SF-323 pelo A-350 não produziu o efeito desejado. Como já era esperado, o A-350, por ser um reagente mais poderoso, de cadeia de carbono mais longa, foi menos seletivo em relação ao Cu e Pb do que o SF-323 (ensaios B-9 e B-17).

A introdução do estágio de limpeza, usando o sulfito de sódio como depressor da blenda, produziu um efeito inverso, ao aumentar o teor e recuperação de Zn no concentrado "Cleaner" coletivo (Cu + Pb). Isto pode ser observado nos ensaios B-13 e B-19.

4.4. Separação Cu/Pb

A partir do ensaio B-19 foram realizados ensaios exploratórios visando à separação Cu/Pb.

As principais condições envolvidas nessa separação estão apresentadas na Figura 4.

- Discussão dos resultados

Nos ensaios exploratórios de separação Cu/Pb constatou-se, que após a elevação do pH de 4,2 para 10, através da adição de Na_2CO_3, o cobre, que já começava a flutuar na superfície da polpa, desaparecia completamente. Após a adição do

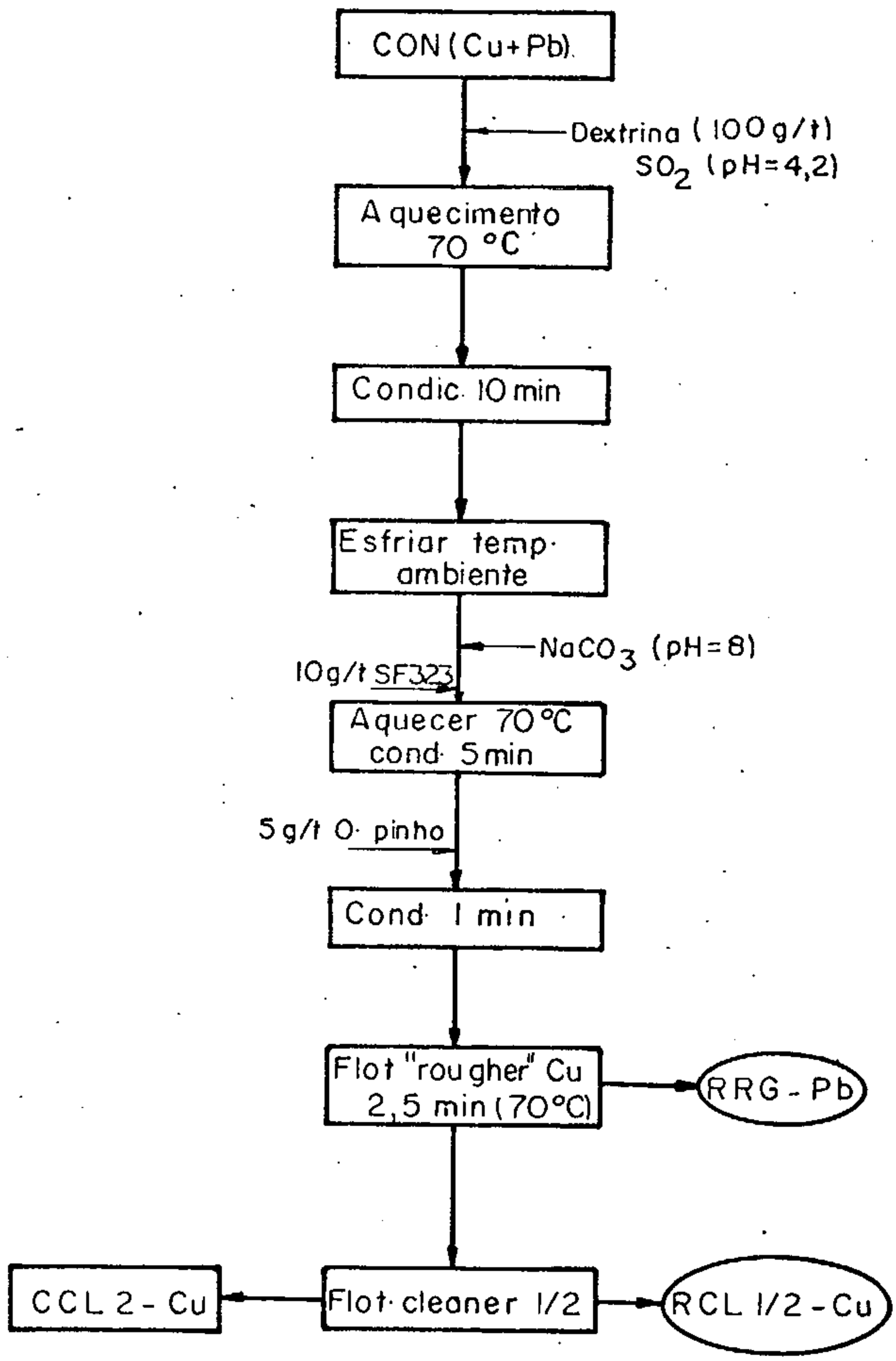


Fig. 4 — Fluxograma utilizado em separação Cu/Pb em laboratório.

SF-323 e do óleo de pinho, abria-se a aeração e não formava nenhuma espuma. Suspeitou-se, a princípio, que a célula não estivesse aerando adequadamente, e mudou-se para outra célula, no entanto o problema persistiu. Enfim, atribuiu-se ao elevado pH, que além de não permitir a formação de espuma, estava deprimindo o Cu. Finalmente decidiu-se baixar o pH para 8, e o problema de não formar espuma desapareceu.

O concentrado de Cu obtido apresentou teor de 23%, com apenas um "Rougher", no entanto o teor de Zn no concentrado de Cu está elevado (13,9% Zn). A recuperação de Cu foi em torno de 65%. A obtenção de concentrado de Pb, tanto a nível de teor quanto de recuperação precisa ser melhor estudada (ver ensaio B-24).

Foi realizado ensaio exploratório à temperatura ambiente, e os resultados (ensaio B-23) obtidos foram inferiores ao B-25, com aquecimento, no que diz respeito ao teor e recuperação no concentrado final.

4.5. Separação da Pirita

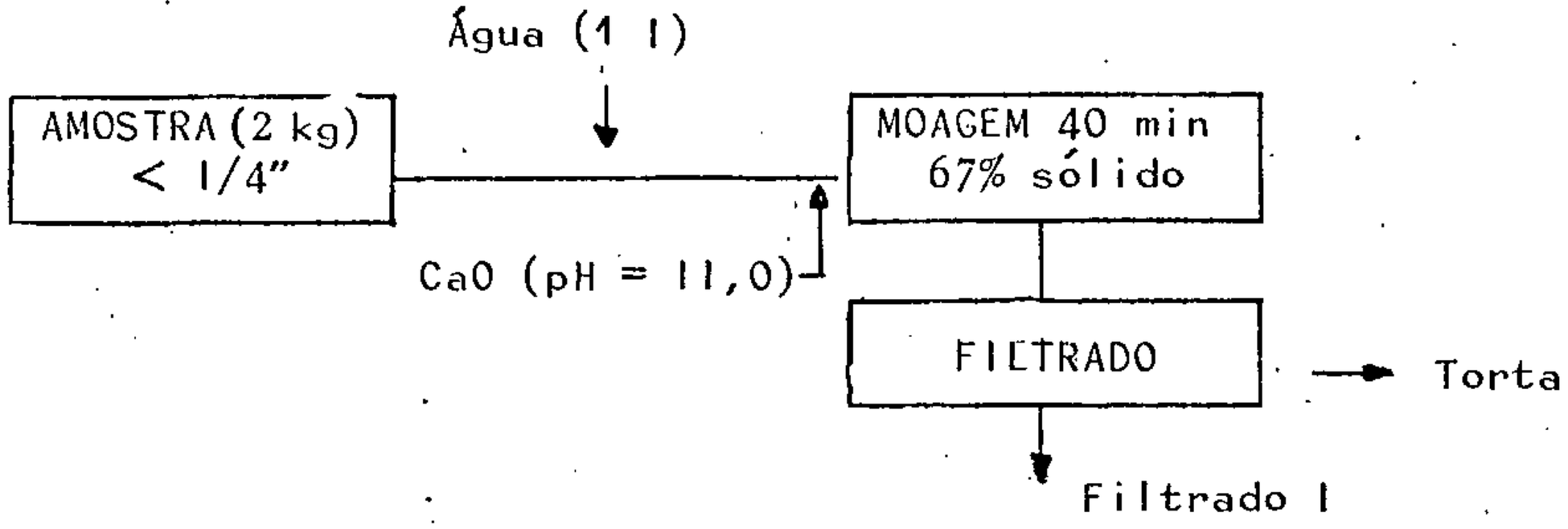
Foi realizado ensaio exploratório visando a recuperação da pirita a partir do rejeito "Rougher" de zinco, obtendo-se uma recuperação em torno de 60% e teor de 39%S (~ 70% pirita), de acordo com ensaio B-24 (Anexo I).

4.6. Ions Cu^{++} e Fe^{+++}

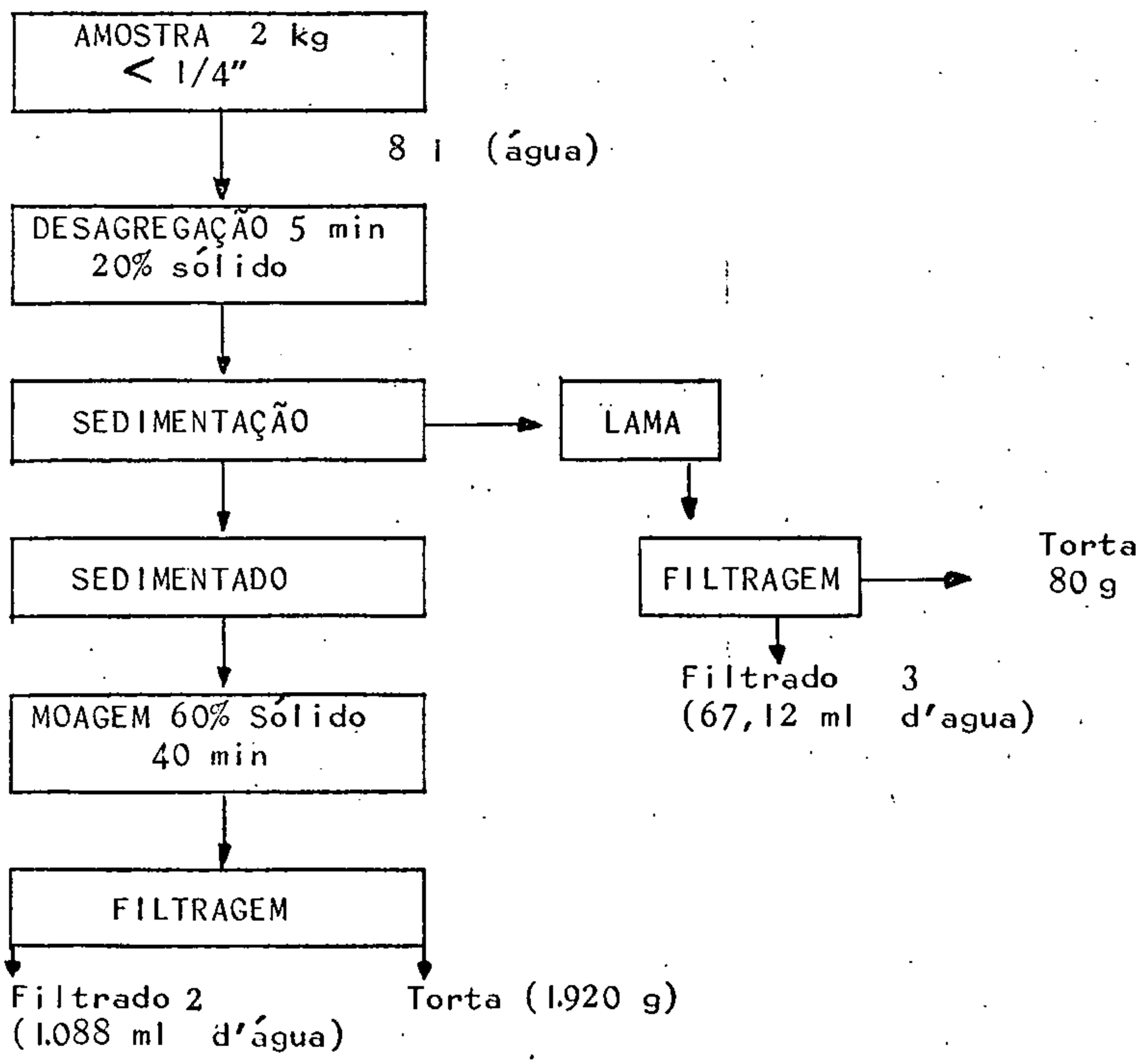
Como a idéia de remover os íons de Cu^{++}, através de uma deslamagem, mostrou resultados positivos, decidiu-se avaliar quantitativamente os íons de Cu^{++} em solução e aproveitou-se

também o ensaio e dosou-se Fe^{+++}. Nas duas situações, a amostra de filtrado foi recolhida, como segue:

Ensaio 1: Moagem com regulagem prévia de pH



Ensaio 2: Moagem, fazendo-se antes uma deslamagem por sedimentação, porém sem ajustar o pH



Os resultados obtidos estão apresentados a seguir:

FILTRADO	mg/l	
	Cu^{++}	Fe^{+++}
1*	0,08	0,08
2**	0,28	2,32
3**	13,9	1,68

* com regulagem pH através de CaO

** sem adição de CaO

- Discussão dos Resultados

Constatou-se que a deslamagem contribui para a remoção dos íons de Fe e Cu (filtrado 3) e que a adição do CaO na moagem, precipita os íons metálicos (filtrado 1), confirmando dados da literatura. Para o caso da moagem com deslamagem fez-se um cálculo de íons Cu^{++} removidos e concluiu-se que estes corresponderam a uma ativação com $CuSO_4$ no nível de 115 g/t de minério. Com a adição do CaO, a maioria dos íons metálicos são precipitados, ficando em solução apenas cerca de 0,10 g $CuSO_4$/tonelada de minério.

5. ENSAIOS EM PLANTA PILOTO

TESTE 1P

Esse teste teve caráter exploratório, e visou uma avaliação das dificuldades operacionais na moagem, na flotação coletiva de Cu + Pb e na flotação do Zn.

O fluxograma utilizado foi o da Figura 4.1.

Alimentação: 200 kg/h
Alimentação flotação: 80% < 200 malhas
CaO (5%): ajuste do pH produto da moagem = 10
$ZnSO_4$ (5%): 200 g/t na moagem e 300 g/t no CN-1
NaCN (1%): 200 g/t na moagem e 100 g/t no CN-1
SF323 (100%): 55 g/t no CN-2 e 75 g/t no CN-4
A325 (1%): 60 g/t no CN-2
O. Pinho (1%): 10 g/t na CF-1
$CuSO_4$ (5%): 500 g/t no CN-3

- Discussão dos Resultados

A idéia de adicionar parte do NaCN e $ZnSO_4$ na moagem, e parte no condicionamento, apresentou resultados negativos. A recuperação de Zn no concentrado coletivo de Cu + Pb foi de 82%, considerada elevada.

TESTE 2P

Objetivo: Avaliar o sistema de reagente desenvolvido em bancada na flotação coletiva de Cu e Pb e na flotação da blenda.

As principais operações envolvidas, bem como os pontos de adição de reagentes, estão apresentados na Figura 4.1.

O sistema de reagentes e os pontos de adição estão apresentados na Tabela 3.

REAGENTES	PONTOS DE ADIÇÃO (g/t)					
	Und.Class.	CN-1 (*)	CN-2 (*)	CN-3 (*)	CN-4 (*)	CF-1 (*)
CaO (10%)	pH=10 (**)	-	-		-	-
$ZnSO_4$ (5%)	200	300	-	-	-	-
SF-323 (100%)	--	55	-	-	75	-
Aero 325 (1%)	-	-	60	-	-	-
O. PINHO (1%)	-	-	-	-	-	20
$CuSO_4$ (5%)	-	-	-	500	-	-
NaCN	200	100	-	-	-	-

Tabela 3 - Dosagem e pontos de adição dos reagentes utilizados no teste 2 P.

(*) ver Figura 4.1.
(**) "overflow" classificador

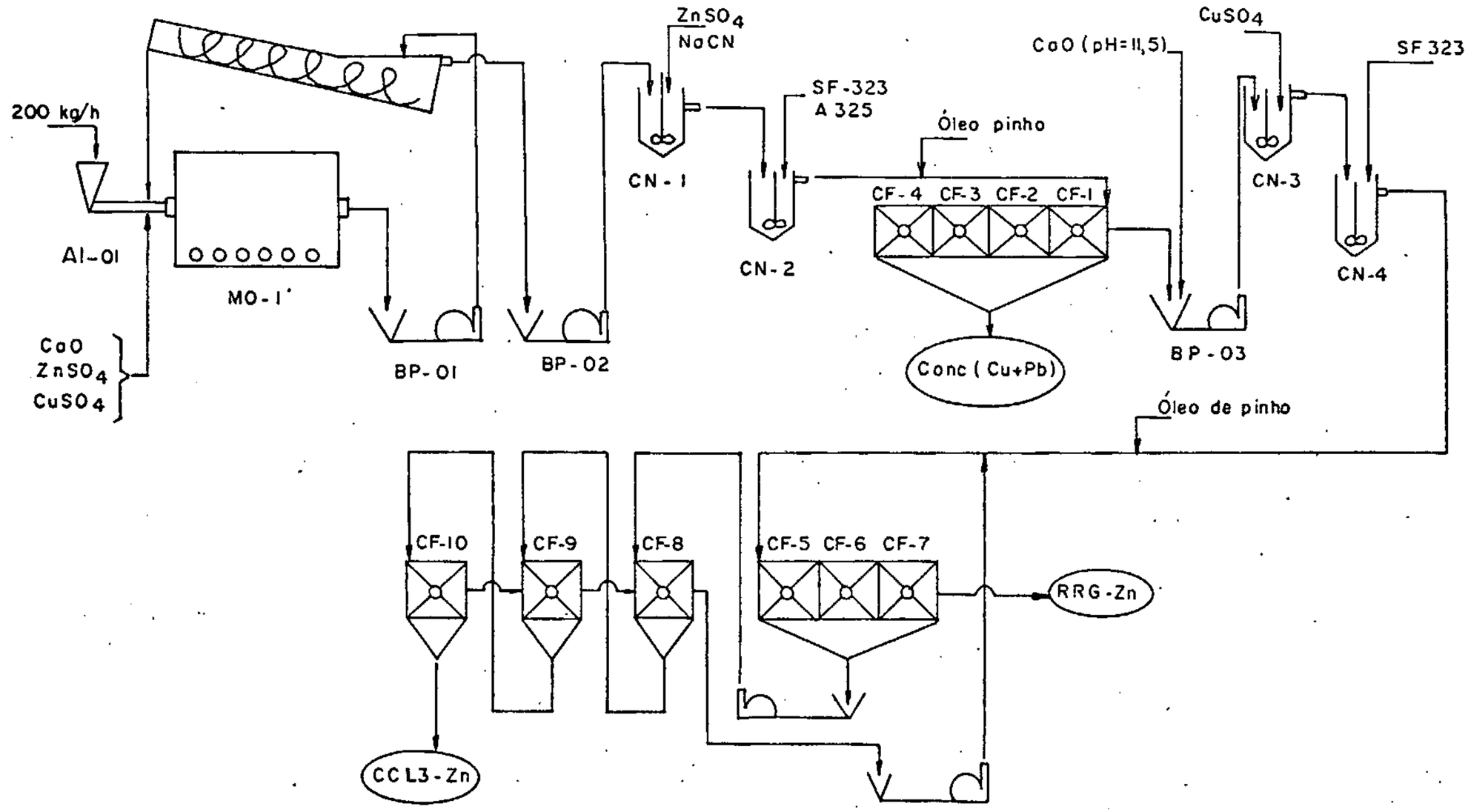


Figura 4.1 – Fluxograma de flotação do minério de Palmerópolis utilizado nos testes P e 2P

- Discussão dos Resultados

Os resultados obtidos nesse teste foram considerados negativos. De acordo com o balanço metalúrgico (anexo 2, teste 2P), houve uma recuperação muito alta de Zn (63,4%) no concentrado coletivo de Cu + Pb. Isto mostra que a blenda não está sendo deprimida nos níveis desejados. Como conseqüência, o teor de Zn no concentrado final (3ª limpeza) além de estar abaixo do nível desejado (45% Zn), apresentou uma recuperação baixa (18,9%).

As condições precárias no sistema de adição do óleo de pinho e do SF-323 contribuiram, de alguma forma, para prejudicar os resultados obtidos. Como o óleo de pinho não é solúvel em água e não existe no CETEM bomba adequada para dosar 10 g/t, foi feita uma emulsão com água a 1%. O SF-323 também não é solúvel em água, e nessa taxa de adição (55 g/t) não existe bomba adequada. A maneira encontrada foi adicionar o SF-323 por gravidade, através de bureta.

TESTE 3P

Objetivo: Usar o mesmo fluxograma e sistema de reagente do teste piloto 2P, porém adicionando todo o cianeto no condicionador, e não parte no moinho e parte no condicionador, como no teste anterior. Foi feito também um esforço para melhorar o controle do pH na saída do classificador. A meta desses ensaios era deprimir 80% Zn no concentrado coletivo de Cu + Pb, já obtidos nos ensaios de bancada da primeira fase do projeto. As principais operações envolvidas bem como os pontos de adição de reagentes estão apresentados na Figura 5.

O sistema de reagente e os pontos de adição estão apre

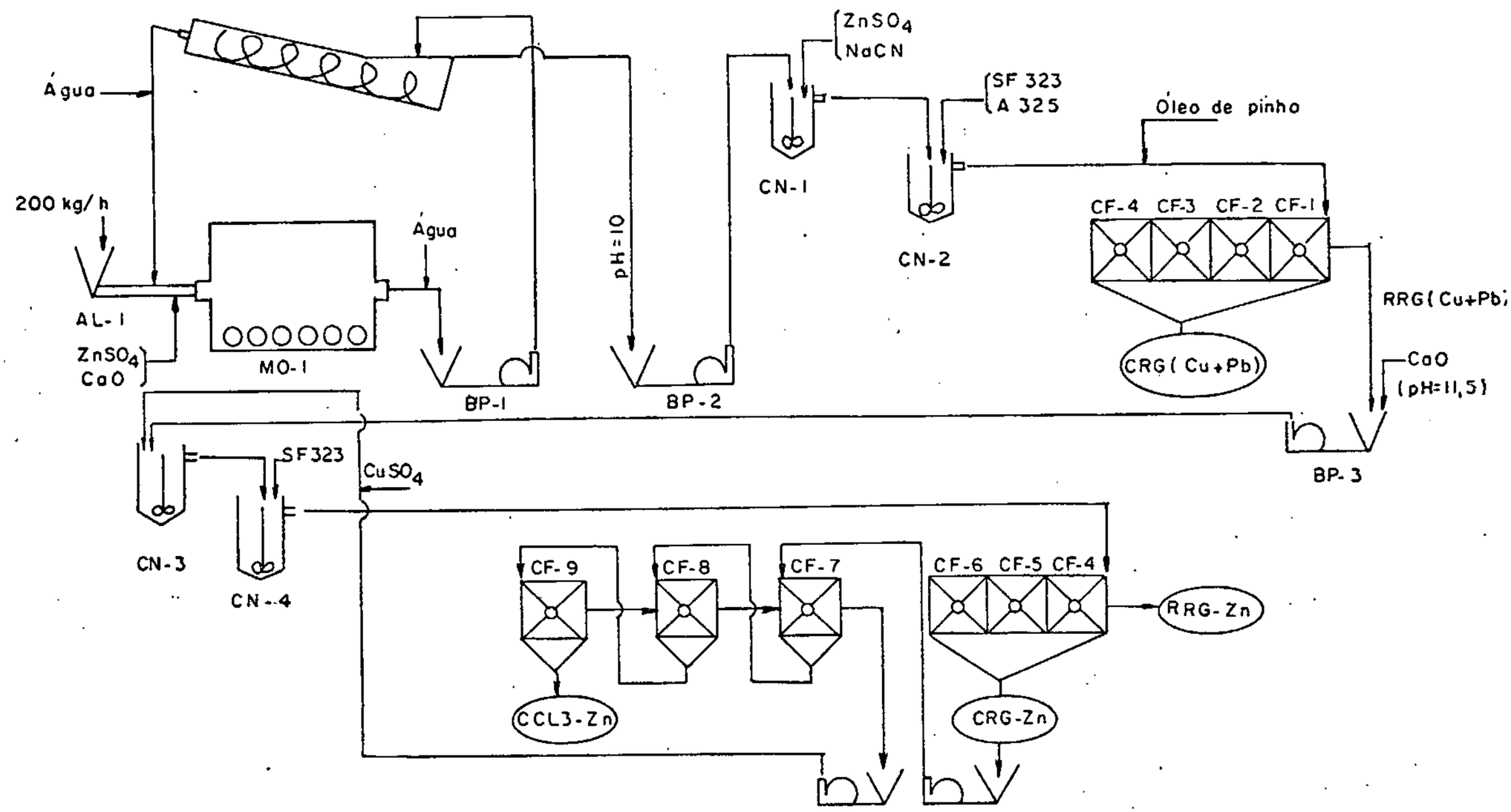


Fig. 5 – Fluxograma de flotação do minério de Palmerópolis utilizado no teste 3P

sentados na Tabela 4.

REAGENTES	PONTOS DE ADIÇÃO (g/t)					
	Under Classif.	CN-1	CN-2	CN-3	CN-4	CF-1
CaO (10%)	pH = 10 (*)	-	-	pH=11,5	-	-
$ZnSO_4$ (5%)	200	300	-	-	-	-
NaCN (1%)	-	300	-	-	-	-
SF-323 (100%)	-	-	55	-	75	-
A-325 (1%)	-	-	60	-	-	-
O. Pinho (0,5%)	-	-	-	-	-	10
$CuSO_4$ (5%)	-	-	-	500	-	-

Tabela 4 - Dosagem e pontos de adição dos reagentes utilizados no teste piloto 3P.

(*) No "overflow" do classificador.

- Discussão dos Resultados

De acordo com o balanço metalúrgico obtido com o teste 3P (Anexo 2), o concentrado "Rougher" (Cu + Pb) teve recuperação muito alta de Zn. Isto é uma indicação de que os depressores da blenda não estão atuando como era de se esperar. Como conseqüência, o teor e recuperação de Zn no concentrado final (cleaner 3) são baixos, podendo os resultados desse teste, como um todo, serem considerados negativos.

TESTE 4P

Objetivo: Tendo em vista que os resultados, até então obtidos, têm se mostrado negativos, em virtude da recuperação elevada de Zn no concentrado coletivo (Cu + Pb), decidiu-se, a partir de agora, realizar ensaios utilizando somento o circuito de flotação coletiva (Cu + Pb). As principais operações envolvidas bem como os pontos de adição de reagentes estão apresentados na Figura 6.

O sistema de reagentes e os pontos de adição estão apresentados na Tabela 5.

REAGENTES	PONTOS DE ADIÇÃO (g/t)				
	Under Classif.	CN-1	CN-2	CN-3	CF-1
Cao	pH = 10	-	-	-	-
$ZnSO_4$	225/225	-	345/360	-	-
NaCN	-	300/240	-	-	-
SF-323	-	-	-	30/45	-
A-325	-	-	-	60/60	-
O. Pinho	-	-	-	-	6/6

Tabela 5 - Dosagem e pontos de adição dos reagentes utilizados no teste 4P.

- Discussão dos Resultados

De acordo com o balanço metalúrgico do teste 4P/ensaio

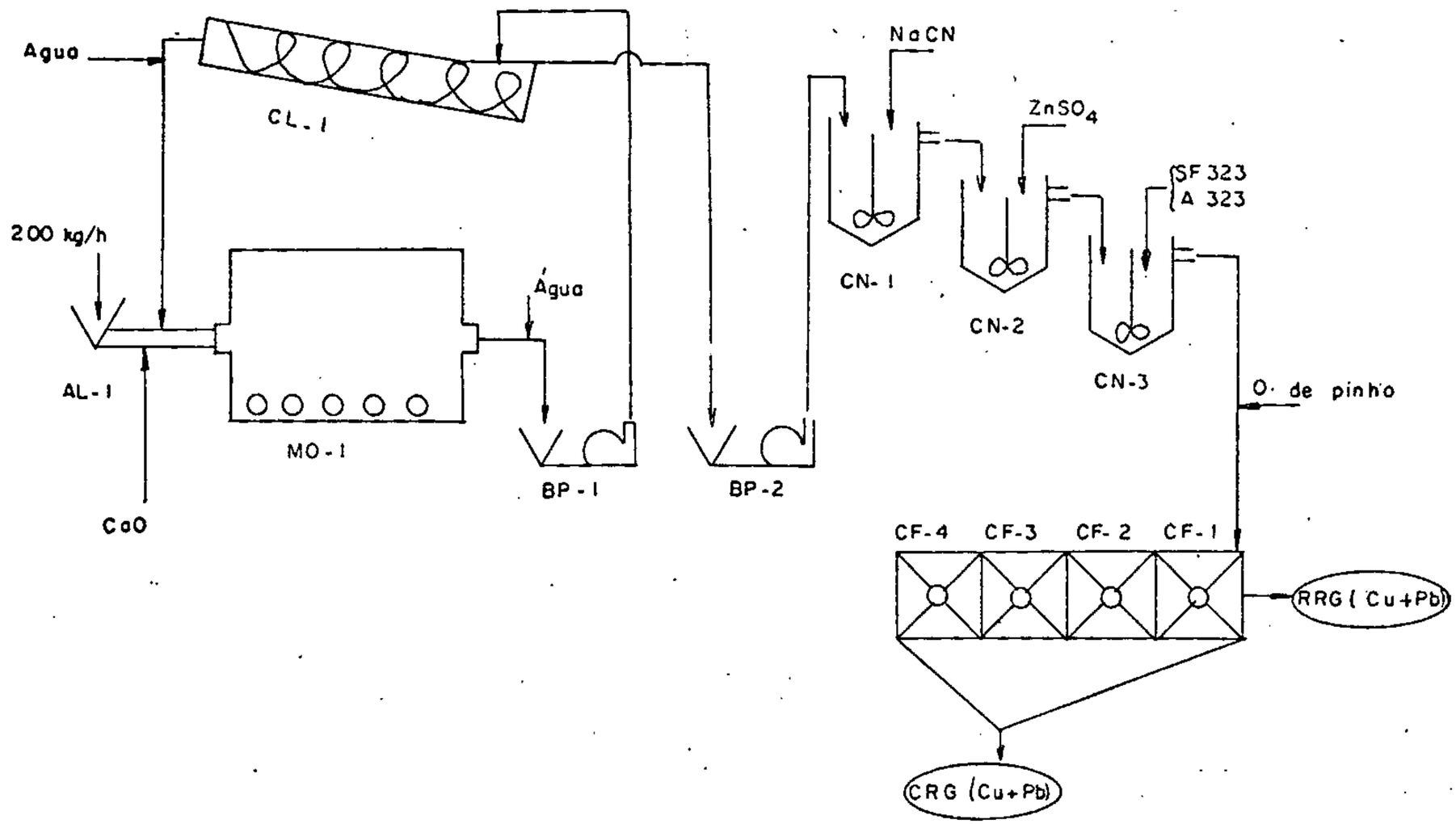


Figura 6 — Fluxograma de flotação do minério de Palmerópolis utilizado no teste 4P

1 (Anexo 2), cerca de 54% do Zn foi deprimido, porém a recuperação do Cu e Pb, no concentrado coletivo, deixou muito a desejar. No teste 4P/ensaio 2, a redução do NaCN de 300 para 240 g/t aumentou a recuperação do Cu para 72%, no entanto, a depressão da blenda ficou prejudicada tendo em vista que 48% flotou no concentrado coletivo Cu + Pb.

TESTE 5

Teste 5P/ENSAIO 1: Neste ensaio utilizou-se o mesmo fluxograma da Figura 6 e a dosagem de reagente constante na Tabela 6. Teve como objetivo estudar o efeito da adição de todo o NaCN e $ZnSO_4$ na moagem.

Teste 5P/ENSAIO 2: Neste ensaio manteve-se o mesmo fluxograma e dosagem de reagente do teste 5P/ENSAIO 1, no entanto, a única diferença é que metade do NaCN e $ZnZO_4$ foi adicionada na moagem, e a outra metade no condicionamento.

REAGENTES	PONTOS DE ADIÇÃO (g/t)				
	Under Classif.	CN-1	CN-2	CN-3	CR-1
CaO (100%)	pH = 10(*)	-	-	-	-
$ZnSO_4$ (5%)	500	-	-	-	-
NaCN (1%)	300	-	-	-	-
SF-323 (100%)	-	-	-	65	-
A- 325 (1%)	-	-	-	60	-
O. PINHO (0,05%)	-	-	-	-	10

Tabela 6 - Dosagem e pontos de adição dos reagentes utilizadds no teste 5P/ENSAIO 1.

(*) No "overflow" do classificador

- Discussão dos resultados

De acordo com o balanço metalúrgico apresentado no teste 05/ENSAIO I (Anexo 2), a idéia de adicionar todo o NaCN e $ZnSO_4$ na moagem mostrou-se inadequada na depressão da blenda, tendo em vista que a recuperação de Zn no concentrado coletivo (Cu + Pb) foi muito alta. A divisão do NaCN e $ZnSO_4$, fazendo-se a adição da metade na moagem e metade no condicionamento, melhorou os resultados, mas ainda flotou bastante Zn no concentrado coletivo de Cu + Pb (teste 5/ENSAIO 2).

TESTE 6P

No ensaio piloto 5P, quando o NaCN (300 g/t) e $ZnSO_4$ (500 g/t) foram adicionados totalmente na moagem, coletou-se uma amostra no "overflow" do classificador e realizou-se um teste em bancada, com prévia deslamagem, de acordo com o ensaio B2 (T - 5/ENSAIO I), no Anexo I. Como o resultado foi promissor, deprimindo-se cerca de 74% Zn na flotação coletiva de Cu + Pb, motivou uma linha de estudo em bancada, com deslamagem.

Diante do exposto, realizou-se o teste 6P, introduzindo um espessador no "overflow" do classificador, visando a deslamagem. Devido a problemas operacionais no espessador, não foi possível fazer amostragem, abandonando-se, a seguir, a deslamagem através de espessador. Para o teste seguinte, foi programado a utilização de hidrociclone para deslamagem.

TESTE 7P

a) Controle operacional

A partir desse teste já se dispunha de um controle operacional melhor da planta piloto. O controle de pH, através da adição de CaO em pó, provocava muita variação no pH da polpa. A solução encontrada foi preparar uma polpa de CaO a 10% e mantê-la em permanente agitação. A adição dessa polpa era feita com bomba peristáltica.

As adições do SF-323 e do óleo de pinho foram feitas manualmente com seringa, tendo em vista que esses reagentes não são solúveis em água e não existe microbomba no CETEM, para pequenas adições de reagente.

b) Objetivo

Estudar o efeito da deslamagem, através de hidrociclone, visando remover os íons de Cu^{++} que concorrem para ativar a blenda na flotação coletiva de Cu + Pb. O fluxograma das operações envolvidas está apresentado na Figura 7.

O sistema de reagentes e os pontos de adição estão apresentados na Tabela 7.

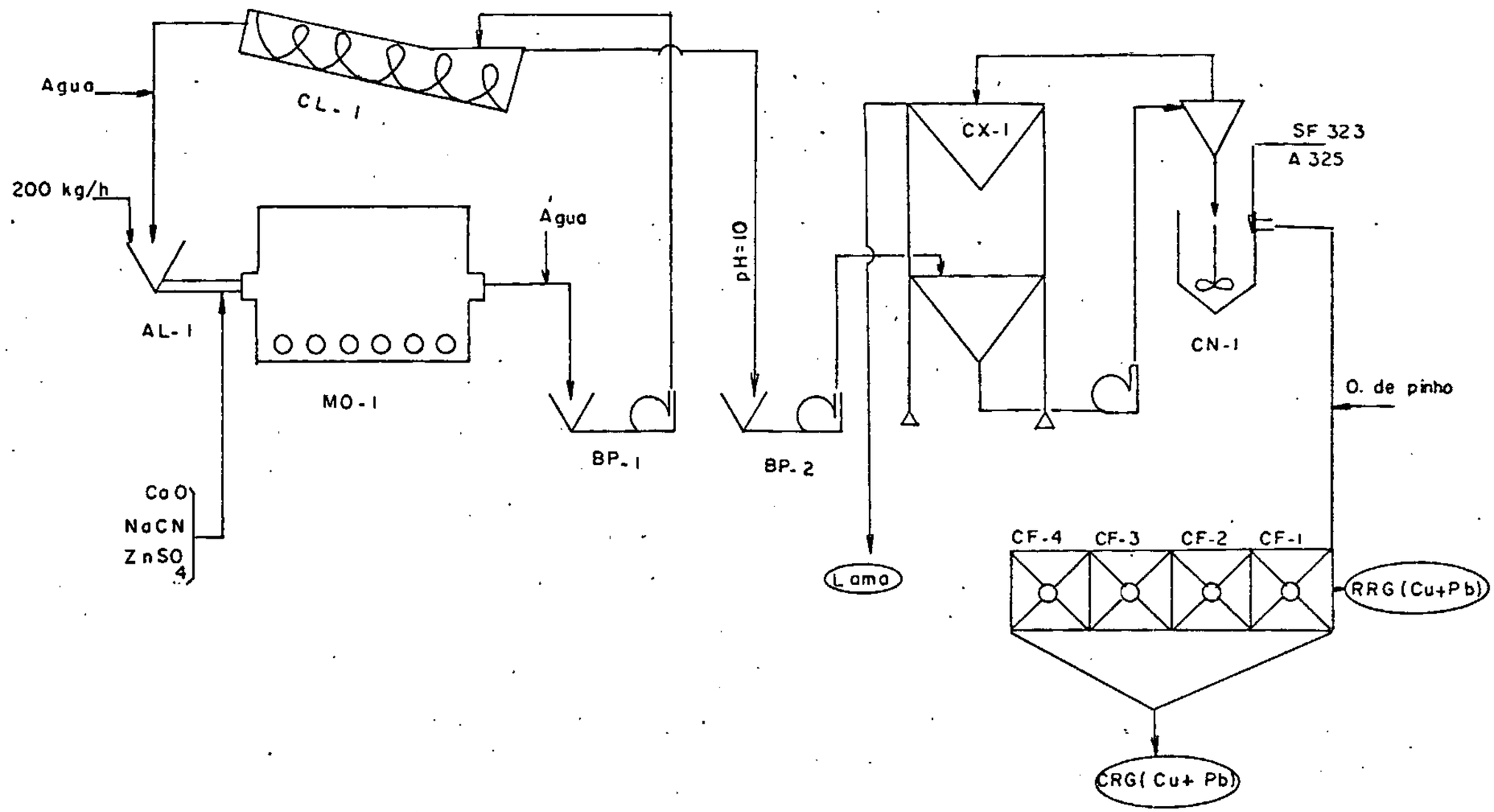


Figura 7 — Fluxograma de flotação do minério de Palmerópolis utilizado no texte 7P

REAGENTES	PONTOS DE ADIÇÃO (g/t)		
	Under. Classif.	CN-I	CF-I
CaO	pH = 10	-	-
NaCN	300	-	-
$ZnSO_4$	500	-	-
SF-323	-	55	-
A-325	-	60	-
O. PINHO	-	-	10

Tabela 7 - Dosagem e pontos de adição de reagentes utilizados no teste 7P.

- Discussão dos resultados

Esse primeiro ensaioscom deslamagem não chegou a ser conclusivo, tendo em vista que o NaCN e o $ZnSO_4$ foram totalmente adicionados na moagem e os ensaios de bancada demonstraram que esses depressores devem ser adicionados no condicionamentp. A recuperação do Zn no concentrado coletivo foi elevado (75% Zn). A massa descartada na deslamagem está elevada, e, portanto, causando uma perda significativa de Cu, Pb e Zn (ver TESTE 7P, Anexo I).

TESTE 8P

Objetivo: Reproduzir em planta piloto as condições utilizadas no ensaio de bancada B-13, onde houve uma depressão de 80% Zn e uma recuperação de 80% Cu no concentrado cole

tivo Cu + Pb.

Com a série de ensaios complementares em bancada B-11 a B-16 (Anexo I) foi possível fazer as constatações, a seguir relacionadas, consideradas da maior importância ao prosseguimento dos trabalhos em planta piloto.

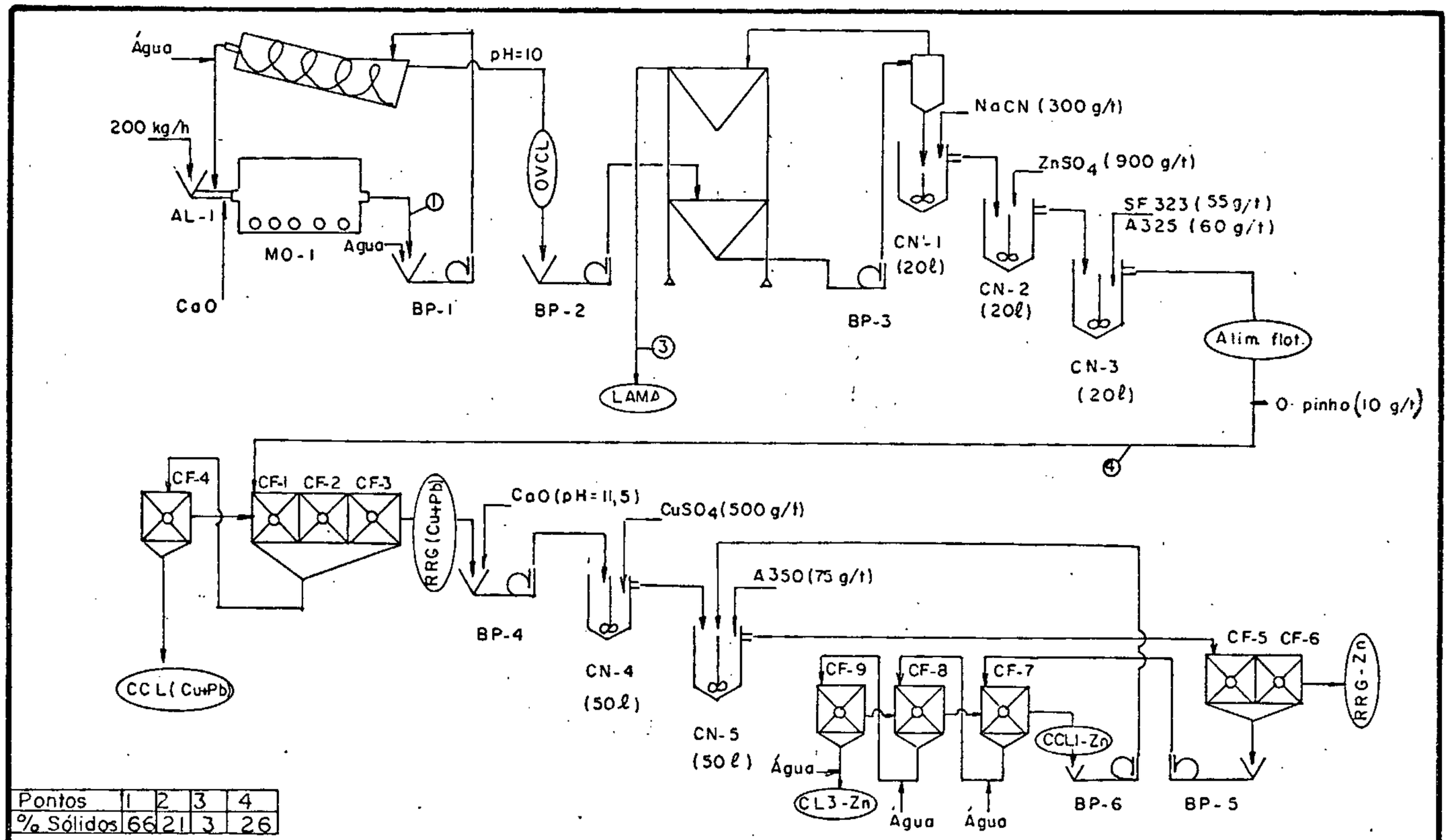
a) O NaCN e o $ZnSO_4$ não devem mais ser adicionados na moagem.

b) Para o caso da amostra do minério em questão (corpo C-I), enviada ao CETEM, em estado avançado de oxidação, a deslamagem mostrou-se indispensável na remoção dos íons de Cu^{++} ativadores da blenda, apesar de provocar uma perda de Zn, Cu e Pb na lama descartada.

c) Os melhores níveis de adição do NaCN e $ZnSO_4$ são de 300 e 900 g/t, respectivamente.

d) A substituição do SF-323 pelo A-350 (amilxantato de potássio) não mostrou resultados satisfatórios. A substituição poderá ser feita apenas no circuito da blenda.

Metodologia: As principais operações envolvidas nesse teste, bem como os pontos de adição dos reagentes, estão apresentados na Figura 8. O teste teve a duração de 09:00hs., visando balanço de massa e metalúrgico. Os pontos assinalados no fluxograma (Figura 8) foram amostrados em 3 intervalos de 30 minutos, para ao final constituir uma amostra global de teste. O "overflow" do classificador, o "underflow" e "overflow" do hidrociclone foram amostrados para análise granulométrica.



Pontos	1	2	3	4
% Sólidos	66	21	3	26

Figura 8 - Fluxograma de flotação em planta piloto do minério Cu-Pb-Zn de Palmerópolis utilizado no teste 8P

- Discussão dos resultados

Dos testes realizados até então, o de nº 8P apresentou os melhores resultados (ver Anexo 2). Nesse teste foi estudado apenas a obtenção do concentrado no Cu + PB e o concentrado final de Zn. Este apresentou um teor de 45% Zn e recuperação de 58%. Esta recuperação poderia ter sido melhor se não fosse a perda da deslamagem de 9,2% Zn.

A granulometria da alimentação da flotação é cerca de 78% < 200 malhas e do material descartado na deslamagem está em torno de 99% < 400 malhas (ver Tabelas 1, 2 e 3 do Anexo 2).

O balanço de massa e metalurgico foi também realizado através de computador, utilizando o programa MATBAL (ver Anexo 2).

TESTE 9P

Objetivo: A partir do teste piloto 8P e dos ensaios de bancada, estudar em planta piloto a separação Cu/Pb e obtenção de concentrado de Zn.

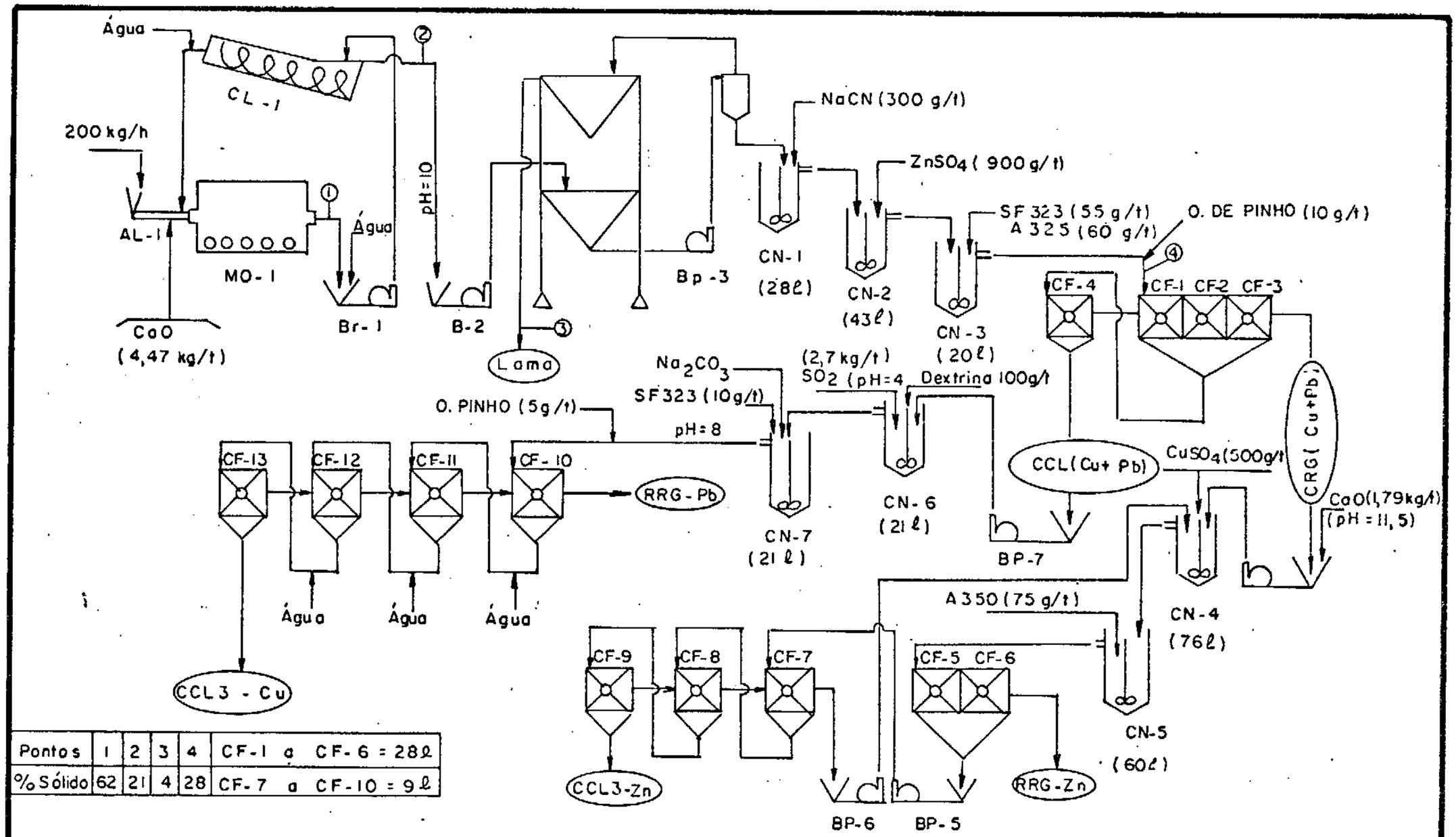
Metodologia: As principais operações envolvidas, bem como os pontos de adição de reagentes, estão apresentados na Figura 9. Neste ensaio foi introduzido um estágio de limpeza na flotação coletiva de Cu + Pb visando melhorar a depressão da blenda através de sulfito de sódio. A decisão de usar sulfito de sódio no teste 9P visou confirmar os desanimadores, obtidos em bancada (ensaio B-10, Anexo 1). O controle

de pH, através do borbulhamento de SO_2, sob ponto de vista operacional não apresentou maiores problemas, sendo possível manter o pH no nível programado (4,2).

- Discussão dos resultados

O teor de Zn no concentrado final apresentou resultado satisfatório (49%), muito próximo daqueles obtidos nos ensaios de bancada. A recuperação foi de 56% Zn e está abaixo dos valores obtidos em bancada (77% Zn), na primeira fase do projeto. Essa diferença pode ser atribuida à deslamagem, para minimizar o efeito da oxidação do minério na flotação e ao fato da amostra utilizada apresentar um teor de Zn mais baixo do que o da amostra utilizada na 1ª etapa do projeto (Tabela 1). Quanto ao concentrado final de Cu, o teor obtido de 18,8% ficou próximo do valor obtido em bancada (19,6% Cu). O teor de Zn (17%) no concentrado final de Cu precisa ser diminuído. Novamente voltamos a atribuir esse resultado ao efeito da oxidação do minério, que não permitiu aa obtenção de um concentrado de Cu + Pb com baixo Zn. Durante a execução do ensio suspendeu-se a utilização do sulfito de sódio porque visualmente na planta não estava flotando quase nada de Zn. A recirculação para o "rougher" (Cu + Pb) do rejeito "cleaner" (Cu + Pb) causava um efeito danoso à depressão da blenda.

As distribuições granulométricas da alimentação da flotação, do "overflow" de classificador e do "overflow" do hidrociclone estão apresentados nas Tabelas 4, 5 e 6 (Anexo 2).



Pontos	1	2	3	4	CF-1 a CF-6 = 28ℓ
% Sólido	62	21	4	28	CF-7 a CF-10 = 9ℓ

Figura 9 — Fluxograma de flotação em planta piloto do minério Cu-Pb-Zn de Palmerópolis utilizado no teste 9P

TESTE 10P

Utilizando as condições do ensaio nº 9 (Piloto) foi acrescentado o circuito do Pb, baseado nos ensaios de bancada da 1ª fase do trabalho em bancada e dos resultados em planta piloto, até então obtidos.

Metodologia: As principais operações envolvidas, bem como os pontos de adição de reagentes estão apresentados na Figura 10. A relação dos principais equipamentos utilizados bem como a legenda dos produtos estão apresentados no Anexo 2.

- Discussão dos resultados

O teor(*) e recuperação de Zn no concentrado final foram 42 e 50%, respectivamente. O teor e recuperação de Cu foram 18 e 36%, respectivamente. Esses valores são inferiores aos obtidos no ensaio 9P. O teor de Pb no concentrado final foi de apenas 8%, e precisa ser melhor estudado (ver Anexo 2).

Os concentrados de Cu, Pb e Zn foram analisados para Au, Ag e Cd (ensaio 10P, Anexo 2). O concentrado de Zn apresentou um teor de 1200 g/t Cd, com recuperação de 28%. Ficou demonstrado que o Cd tem ligeira preferência pela blenda. Os concentrados de Cu e Pb apresentaram teores de 212 e 200 g/t Ag, respectivamente. A recuperação ficou entre 15 e 20%. A prata está associada ao Pb e, portanto, sua recuperação será proxima daquela do Pb. Quanto ao Au, os concentrados de Cu, Pb e Zn apresentaram teores de 1,10 a 1,85 g/t Au e recuperação abaixo de 4%. Tudo leva a crer que o Au tenha alguma preferência pela pirita.

(*) Os teores e recuperações se referem aos respectivos concentrados finais de Cu, Pb e Zn.

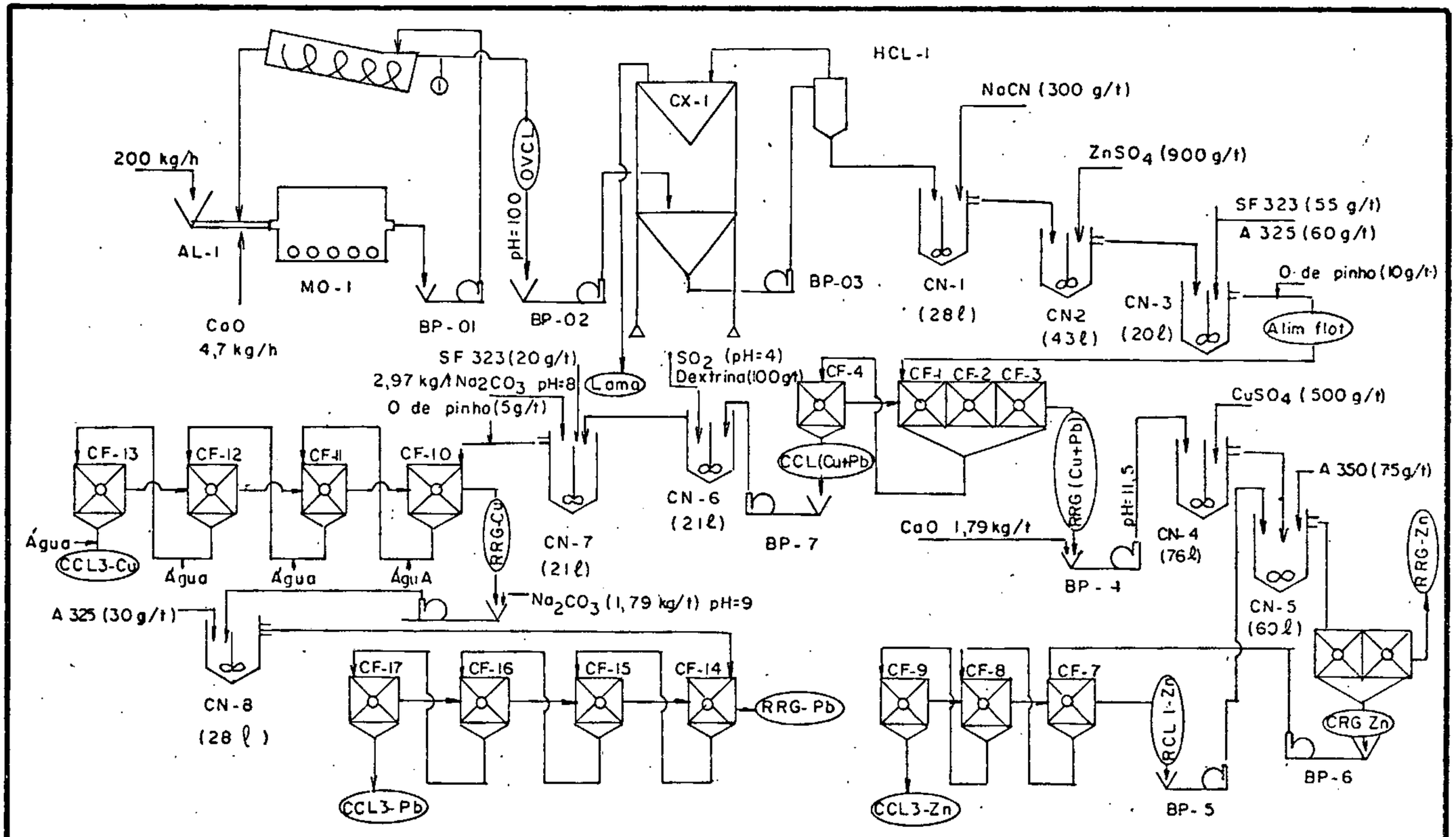


Figura 10 - Fluxograma de flotação em planta piloto do minério de Cu-Pb-Zn de Palmerópolis utilizado no teste 10P

O balanço de massa e metalúrgico foi feito através de computador, usando o programa MATBAL (ver Anexo 2).

Recuperação da Pirita

Foi coletada uma amostra com cerca de 8 litros de polpa proveniente do RRG-Zn (célula CF-6 teste 10P Figura 10). Esta polpa foi levada para laboratório e realizado um ensaio exploratório visando recuperar a pirita. Como os teores de Cu (0,14%), Pb (0,20%) e Zn (0,23%) no RRG-Zn são baixos, para efeito de aproximação admitimos que todo o S do concentrado pertence à pirita (ver ensaio B-10P, Anexo 2). O concentrado de pirita apresentou um teor de 36% S (67% pirita) com recuperação de 66%. As condições do ensaio estão apresentadas a seguir:

pH = 4 (adição H_2SO_4)

A-350 = 60 g/t

Óleo pinho = 5 g/t

ENSAIOS COMPLEMENTARES

a) Ensaios de filtragem

Foram realizados ensaios de filtração através do método "leaf test", visando a determinação das áreas unitárias de filtração dos concentrados de Cu, Pb e Zn (ver Anexo 3). Os valores encontrados estão na Tabela 6.1.

CONCENTRADO FINAL	Kg TORTA SECA /m^2/HORA(*)
Cobre	690
Chumbo	495
Zinco	540

Tabela 6.1. - Áreas Unitárias de filtragem
(*) Valores médios

b) Ensaios de sedimentação

Foram realizados também ensaios de sedimentação usando o método de Coe & Clevenger, visando determinar as áreas unitárias de sedimentação dos concentrados de Cu, Pb e Zn e dos rejeitos finais de Zn e Pb (ver Anexo 3). Os valores encontrados estão apresentados na Tabela 6.2.

PRODUTOS	Pe^2/t/24 HORAS
Concentrado Cu	1,41
Concentrado Pb	1,29
Concentrado Zn	0,77
Rejeito "Rougher" Pb	15,84
Rejeito "Rougher" Zn	3,74

6.2. - Áreas unitárias de sedimentação

c) Análise granulométrica

Foram realizadas análises granulométricas do minério britado a diferentes granulometrias (ver Anexo 3), visando fornecer as curvas de distribuição, indispensáveis para o dimensionamento de peneiras no circuito de britagem.

d) Determinação de densidade

Foram determinadas as densidades picnométricas do material (minério ou concentrado) visando fornecer dados para dimensionamento de bombas de polpa de um circuito industrial. Os resultados estão apresentados na Tabela 6.3.

PRODUTOS	DENSIDADE (picnométrica)
CCL3 - Pb	3,31
CCL3 - Zn	3,84
CCL3 - Cu	3,98
CCL (Cu + Pb)	3,10
RRG - Zn	2,89
RRG - Pb	2,79
Alim. Flot.	2,89
"Over flow" Ciclone	2,70

Tabela 6.3. - Densidade picnométricas do minério ou concentrado, nos diferentes pontos do circuito.

6. CONCLUSÕES

A partir de ensaios complementares de bancada e dos 10 (dez) ensaios realizados em planta piloto com o minério Cu - Pb - Zn de Palmeirópolis - Corpo C-I, ficou constatado:

a) Os resultados em planta piloto mostraram que o processo indicado pelos estudos de bancada se aplica ao minério de Palmeirópolis;

b) Partindo de uma alimentação (teores médios) de 0,77% Cu , 0,68% Pb e 2,24% Zn foram obtidos em planta piloto (Figura 9 e ensaio 9P, Anexo 2) concentrados de Cu (18,8%) e Zn (49%) próximos daqueles obtidos em bancada (19,6 Cu e 50% Zn). A recuperação do Zn no concentrado final foi apenas 56% (teste 9P) e portanto abaixo dos valores obtidos em bancada (77% Zn), na 1ª fase do projeto. Essa diferença pode ser atribuída ao efeito da oxidação do minério, resultando em perdas na deslamagem para minimizar esse efeito, além de ser utilizada uma amostra com teor de Zn mais baixo (Tabela I). A recuperação de Cu foi 50% e também abaixo dos valores obtidos em bancada (70%) e pode também ser atribuída ao estado avançado de oxidação do minério. O sistema de reagentes, tempos de residência, bem como os pontos de adição são aqueles indicados na Figura 9 e Anexo 2. O teor do concentrado de Pb (8,4%) obtido em planta piloto (Figura 10, ensaio 10P, Anexo 2) ficou bem abaixo daqueles obtidos em bancada, que por sua vez não atingiram ainda os valores desejáveis (40% Pb), a não ser para recuperações baixas de Pb (15%);

c) É possível a obtenção de um concentrado de pirita com 36% S (67% pirita) e recuperação de 66%;

d) O concentrado Zn (teste 10P) apresentou um teor de 1200 g/t Cd, com uma relação de concentração (20) próxima da blenda, no

entanto a recuperação de Cd (28%) não acompanhou a da blenda, mostrando que a preferência do Cd por essa é apenas parcial. Tudo indica que a prata tem uma ligeira preferência pelos minerais de Cu e Pb, pois os concentrados apresentaram valores em torno de 200 g/t Ag, no entanto, as recuperações foram baixas (20%). Os teores de Au (1,10, 1,85 g/t) nos concentrados de Cu, Pb e Zn foram muito baixos, bem como a recuperação (4%). Como pelo balanço metalúrgico (ensaio 10P Anexo 2) 77% do Au está no rejeito "Rougher" do Zn (material que contém a maioria da pirita do minério), tudo leva a crer que o ouro tenha uma certa preferência pela pirita. Isto é apenas uma indicação que precisa ser ainda melhor avaliada;

e) O estado de oxidação em que se encontrava o minério interferiu na seletividade do processo utilizado, refletindo negativamente sobre a qualidade dos concentrados de Cu, Zn e Pb, bem como nas recuperações. O processo em si não diferiu daquele apontados pelos estudos de bancada, porém na flotação coletiva do Cu + Pb, devido aos efeitos da oxidação do minério, foi necessária uma dosagem maior de NaCN e $ZnSO_4$, de 20 e 350 para 300 a 900 g/t, respectivamente. Para um estudo de pre-viabilidade, recomenda-se para esse caso utilizar o consumo de reagente indicado na 1ª etapa do projeto, na determinação dos custos operacionais. A presença de íons de Cu^{++} em solução durante a moagem (13,9 mg/l) é como se a blenda estivesse sendo ativada com $CuSO_4$ numa taxa de 115 g/t minério. Dessa maneira, para minimizar o efeito de ativação dos íons Cu^{++} sobre a blenda além de ter se mostrado imprescindível a adição do CaO na moagem, visando precipitar os íons metálicos foi feita uma deslamagem. Esta, em se tratando de uma rocha sem oxidação, é dispensável;

f) Os ensaios de bancada com aquecimento (70° C) para separação Cu/Pb, apresentaram resultados melhores, a nível de teor e recuperação de Cu, do que à temperatura ambiente utilizada em todos

os ensaios piloto;

g) A adição do CaO no moinho mostrou-se efetiva para prevenir a ativação da blenda pelos íons metálicos.

7. RECOMENDAÇÕES

Tão logo a CPRM retome os trabalhos de desenvolvimento de pesquisa geológica de Palmeirópolis - Corpo CI, deverá ser retirada uma amostra nova (rocha fresca) para uma realização dos estudos em planta piloto, tendo em vista as condições adversas de oxidação do minério usado no presente trabalho.

8. REFERÊNCIA BIBLIOGRÁFICA

01. WAKAMATSU Y.; NAKAHIRO and D. ATMOWIDJOJO. A Study and Treatment of Complex Sulphide Ore From Rumanga Mine, Sulawesi, Indonesia, by Sulphation-Flotation Method, XV International Mineral Processing Congress, 1985, Canes França

02. S.M. BULATOVIC; D.M. WYSLOUSIL. Process Development for Complex Copper-Lead-Zinc Ores Laboratory and Pilot Plant Studies. XV International Mineral Processing Congress, October/1982, Toronto/Canadá

03. B.A. WILLS. The Separation by Flotation of Copper-Lead-Zinc Sulphides; Mining Magazine, Jan/1984, p. 36 a 41

04. N.P. FINKELSTEIN and S.A. ALLISON. The Chemistry of Activation, Deactivation and Depression in the Flotation of Zinc Suphide: A. Review. In: Flotation (A.M. Gaudin Memorial Volume - Vol. 1), AIME - 1976, p. 414 a 457

05. S.H. ALISSON; P.J. HARRIS. Interaction Between Sulphide Minerals and Metal Ions in the Activation, Deactivation and Depression of Mixed-Sulphide Ores. Report nº M29 MINTEK, 30th April, 1982, p. 1 a 2

06. K.L. CLIFORD; E.J. HANG and L.L. PURDY. Galena - Sphalerite - Chalcopyrite Flotation at St. Joe Minerals Corporation, Mining Engineer - SME - February/1979

07. FRANKLIN H. SHARP, Lead-Zinc-Copper Separation and Current Practice at the Magmont Mill. In: Flotation (A.M. Gaudin Memorial Volume - Vol. 2), AIME 1976, p. 1215 a 1231

08. SERGIO CASTRO, Fundamentos Físico-Químicos de Flotação. Apontamentos do curso ministrado no CETEM, 1982, p. 210 e 211

09. MICHAEL J. JONES. Reagents in the Mineral Industrial, artigo apresentado em conferência organizada pelo "The Institution of Mining and Metallurgy" em associação com o Consinglio Nazionale delle Richerche, Instituto per il Tratamento dei Minerali - Roma, Setembro/1984

10. YONEZAAWA. How Selective Flotation Recovers four Minerals - Chalcopyrite, galena, Sphalerite and Pyrite. World Minig, 4, 58-64 (1967)

11. GEORGE W. NEUMAN and JAMES R. SCHNARR. Concentrator Operation at Brunswick Mining and Smelting Corporation Limited nº 12 Mine. AIME Worls Symposium on Mining & Metallurgy of Lead and Zinc Vol. 1, p. 500 a 525, 1970

12. J. HOWARD BOYCE, WESSEL J. VENTER and JAMES ADAM. Beneficiation Practice at the Tsumeb Concentrator. AIME World Symposium on Mining & Metallurgy of Lead & Zinc, Vol. 1, 1970, p. 558 a 559.

13. LUZ, ADÃO B., PENNA, MARCIO . Flotação dos Sulfetos de Chumbo, Zinco e Cobre de Palmeirópolis - Goiás. I Encontro do Hemisfério Sul sobre Tecnologia Mineral e IX Encontro Nacional de Tratamento de Minéios e Hidrometalurgia Vol. 1.

A N E X O S

ANEXO I

ENSAIO DE BANCADA Cu-Pb-Zn PALMEIRÓPOLIS

(pg. I.1 a I.49)

DATA: 22/09/87

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-1 (T-5 P/ENS-1)

OBJETIVO: Comparar o desempenho do T-5(ENS-1) com o ensaio de bancada, a partir de amostra proveniente alimentação "Rougher"

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	SF 325	À 325	Ol Pinho	
Coleta - 10 L. polpa na alimentação do Rougher	-	20	10	(1) -	(1) 300	(1) 500	(2) 55	(2) 60	(3) 10	
Condição	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Flo/RG (Pb+Cu)	5	20	-	-	-	-	-	-	-	

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG(Pb+Cu)	4,30	11,40	7,30	12,30	61,5	45,0	22,4
RRG(Pb+Cu)	95,70	0,32	0,40	1,92	38,5	55,0	77,6
Alim. (Calc.)	100,00	0,79	0,69	2,36	100,0	100,0	100,0

(1) Adicionado na moagem circuito piloto

(2) Adicionados no CN-2 (ver T-5/ENS-1)

(3) Adicionados na entrada da célula "Rougher"

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-I

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	91,69	4,1	11,4	7,3	12,3	49,02	31,39	52,89	61,6	45,0	22,4
RRG (Cu+Pb)	2038,9	95,7	0,32	0,40	1,92	30,62	38,28	183,74	38,4	55,0	77,6
Alim. Calc.		100,0	0,79	0,69	2,36	79,64	69,67	236,63	100,0	100,0	100,0

T-5P/ENS-I (Bancada I): Balanço metalúrgico flotação bancada material proveniente alimentação Rougher (CORPO-CI).

Conclusão: O Zn foi deprimido a níveis razoáveis, no entanto o Cu também o foi. Os resultados de recuperação diferem da piloto.

DATA:

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-2 (T-5P/ENS-I)

OBJETIVO: Comparar o desempenho do T-5P/ENS-I) com ensaio de bancada, fazendo uma deslamagem para minimizar o efeito Cu^{++} na flotação da blenda.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	SF 323	A 325	O. Pinho	-
-Coleta 10 L. over classificação	-	20	10 (1)	-	(2) 300	(2) 500	-	-	-	-
-Deslamagem p/ sedimentação	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-Cond. 1	5	40	-	-	-	-	45	60	-	-
-Cond. 2	1	40	-	-	-	-	-	-	10	-
-Flotação "Rougher"	5	20	-	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
- CRG (Cu+Pb)	6,9	8,90	5,50	7,20	76,7	54,4	26,5
- RRG (Cu+Pb)	93,1	0,20	0,34	1,48	23,3	45,6	73,5
- Aliment. Calc.	100,0	0,80	0,69	1,87	100,0	100,0	100,0

(1) Medido na saída do classificador

(2) Adicionado na moagem

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-2

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG. (Cu+Pb)	154,13	6,9	8,90	5,50	7,20	61,4	37,9	49,7	76,7	54,4	26,5
RRG (Cu+Pb)	2077,10	93,1	0,20	0,34	1,48	18,6	31,7	137,8	23,3	45,6	73,5
Alim. Calc.	2231,23	100,0	0,80	0,69	1,87	80,0	69,6	187,5	100,0	100,0	100,0

T-5P/ENS-1 (Bancada 2): Balanço metalúrgico flotação bancada material proveniente "overflow" classificador.

Conclusão: A adição total do NaCN na moagem contribui para deprimir o Zn, mas deprimiu também o Cu e Pb. Foi utilizado uma dosagem menor do SF-323. Parece que este contribui para flotar menor Zn.
A deslamagem mostrou-se benéfica.

DATA: 23/09/87

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-3 (Flotação em bancada)

OBJETIVO: Usando as melhores condições com ensaios até então realizados, estudar o efeito da adição de NaCN na recuperação Cu + Pb, usando amostra deslamada.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	H 32	SF 323	O. Pinho	-
- Moagem (2kg) (*)	40	60	-	-	-	-	-	-	-	-
- Cond. 1 (**)	5	40	10,0	+	100	-	-	-	-	-
- Cond. 2	5	40	-	-	-	300	-	-	-	-
- Cond. 3	5	40	-	-	-	-	60	55	-	-
- Cond. 4	1	40	-	-	-	-	-	-	10	-
- Flotação "Rougher"	5	20	-	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
- CRG (Pb+Cu)	7,25	8,75	5,20	13,1	83,9	54,4	74,4
- RRG (Pb+Cu)	92,75	0,13	0,34	0,35	16,1	45,6	25,6
- LAMA	-	-	-	-	-	-	-
- Alimentação Calculada	100,0	0,75	0,69	1,27	100,0	100,0	100,0

(*) Não foi adicionado CaO na moagem

(**) Antes do condicionamento o pH foi ajustado para 10

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS ENSAIO Nº: B-3

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	138,81	7,25	8,75	5,20	13,1	63,4	37,7	94,8	83,9	54,4	74,4
RRG (Cu+Pb)	1775,71	92,75	0,13	0,34	0,35	12,1	31,6	32,5	16,1	45,6	25,6
Lama	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Alim. Calc. Flotação	1914,52	100,00	0,75	0,69	1,27	75,5	69,30	127,3	100,0	100,0	100,0

Ensaio: B-3 (Bancada) Balanço Metalúrgico ensaio flotação

Conclusão: A recuperação de Cu no conc. coletivo foi satisfatória, no entanto o Zn flotou bastante. Apenas a deslamagem não mostrou-se vantajosa para o Zn, além de provocar uma perda do Zn na deslamagem. A adição do CaO na moagem, mostrou-se indispensável.

DATA: 29/09/87

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-4 (flotação em bancada)

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de CaO na moagem (pH = 11,8), repetindo o ensaio B-3, usando as mesmas condições.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	-
- Moagem (2kg)	40	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-
- Cond. 1 (*)	5	40	10	+	100	-	-	-	-	-
- Cond. 2	5	40	-	-	-	300	-	-	-	-
- Cond. 3	5	40	-	-	-	-	60	55	-	-
- Cond. 4	1	40	-	-	-	-	-	-	10	-
- Flotação "Rougher"	5	20	-	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
- CRG (Pb+Cu)	7,2	8,8	5,6	26,2	81,3	58,4	85,5
- RRG (Pb+Cu)	88,1	0,12	0,27	0,30	13,6	34,4	12,1
- LAMA	4,7	0,85	1,06	1,09	5,1	7,2	2,4
- Alimentação Calculada	100,0	0,78	0,69	2,18	100,0	100,0	100,0

(*) Antes do condicionamento com NaCN o pH era elevado de 8,5 para 10

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-4

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	142,32	7,2	8,8	5,6	26,2	63,36	40,32	186,64	81,3	58,4	85,5
RRG (Cu+Pb)	1746,77	88,1	0,12	0,27	0,30	10,57	23,78	26,43	13,6	34,4	12,1
Lama	94,06	4,7	0,85	1,06	1,09	3,99	4,98	5,12	5,1	7,2	2,4
Alim. Calc.	1983,15	100,0	0,78	0,69	2,18	77,92	69,08	218,19	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-1

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-5 (Flotação em bancada)

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de NaCN, repetindo o ensaio B-4.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	-
- Moagem (2kg)	40	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-
- Cond. 1 (*)	5	40	10	+	50	-	-	-	-	-
- Cond. 2	5	40	-	-	-	300	-	-	-	-
- Cond. 3	5	40	-	-	-	-	60	55	-	-
- Cond. 4	1	40	-	-	-	-	-	-	10	-
- Flotação "Rougher"	5	20	-	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
- CRG (Pb+Cu)	8,5	7,4	4,16	21,6	82,3	55,4	85,8
- RRG (Pb+Cu)	87,8	0,12	0,28	0,30	13,8	38,5	12,3
- LAMA	3,7	0,82	1,05	1,10	3,9	6,1	1,9
--- Alimentação Calculada	100,0	0,76	0,63	2,14	100,0	100,0	100,0

(*) Antes do condicionamento o pH era elevado de 8,5 para 10.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-5

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	166,27	8,5	7,4	4,16	21,6	62,90	35,36	183,6	82,25	55,40	85,79
RRG (Cu+Pb)	1733,27	87,8	0,12	0,28	0,30	10,54	24,58	26,34	13,78	38,51	12,30
Lama	73,85	3,7	0,82	1,05	1,10	3,03	3,88	4,07	3,96	6,08	1,90
Alim. Calc.	1973,4	100,0	0,76	0,63	2,14	76,47	63,82	214,01	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-6 (Ensaio de Bancada)

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de NaCN, repetindo o ensaio B-4.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	-
- Moagem (2kg)	40	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-
- Cond. 1 (*)	5	40	10	-	150	-	-	-	-	-
- Cond. 2	5	40	-	-	-	300	-	-	-	-
- Cond. 3	5	40	-	-	-	-	60	55	-	-
- Cond. 4	1	40	-	-	-	-	-	-	10	-
- Flotação "Rougher"	5	-	-	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
- CRG (Pb+Cu)	8,0	7,92	4,96	24,4	82,8	58,1	84,5
- RRG (Pb+Cu)	87,9	0,11	0,28	0,32	12,6	36,0	12,0
- LAMA	4,1	0,86	0,99	1,89	4,6	5,9	3,3
- Alimentação calculada	100,0	0,76	0,68	2,31	100,0	100,0	100,0

(*) Antes do condicionamento com NaCN, o pH era elevado para 10.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-6

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	157,39	8,0	7,92	4,96	24,4	63,36	39,68	195,20	82,8	58,1	84,5
RRG (Cu+Pb)	1736,31	87,9	0,11	0,28	0,32	9,67	24,61	28,12	12,6	36,0	12,2
Lama	81,18	4,1	0,86	0,99	1,89	3,52	4,06	7,75	4,6	5,9	3,3
Alim. Calc.	1974,88	100,0	0,76	0,68	2,31	76,65	68,35	231,07	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-7 (ensaio de bancada).

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de NaCN, repetindo o ensaio B-4.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	–
- Moagem (2kg)	40	60	11,8	+	–	–	–	–	–	–
- Cond. 1 (*)	5	40	10	–	200	–	–	–	–	–
- Cond. 2	5	40	–	–	–	300	–	–	–	–
- Cond. 3	5	40	–	–	–	–	60	55	–	–
- Cond. 4	1	40	–	–	–	–	–	–	10	–
- Flotação "Rougher"	5	20	–	–	–	–	–	–	–	–

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Pb+Cu)	7,9	8,04	5,2	23,8	83,6	59,8	83,3
RRG (Pb+Cu)	88,4	0,11	0,27	0,38	12,8	34,7	14,9
LAMA	3,7	0,74	1,03	1,12	3,6	5,5	1,8
Alimentação Calculada	100,0	0,76	0,69	2,26	100,0	100,0	100,0

(*) Antes de iniciar o condicionamento com NaCN, o pH era elevado de 8,5 para 10.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS ENSAIO Nº: B-7

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	155,70	7,9	8,04	5,2	23,8	63,51	41,08	188,02	83,6	59,8	83,3
RRG (Cu+Pb)	1741,64	88,4	0,11	0,27	0,38	9,72	23,87	33,60	12,8	34,7	14,9
Lama	72,91	3,7	0,74	1,03	1,12	2,74	3,81	4,14	3,6	5,5	1,8
Alim. Calc.	1970,25	100,0	0,76	0,69	2,26	75,97	68,76	225,76	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-8 (ensaio de bancada)

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de NaCN, repetindo o ensaio B-4.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A. 325	SF 323	O. Pinho	-
- Moagem (2kg)	40	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-
- Cond. 1 (*)	5	40	10	+	250	-	-	-	-	-
- Cond. 2	5	40	-	-	-	300	-	-	-	-
- Cond. 3	5	40	-	-	-	-	60	55	-	-
- Cond. 4	1	40	-	-	-	-	-	-	10	-
- Flotação "Rougher"	5	20	-	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
- CRG (Pb+Cu)	6,7	8,96	5,68	18,8	82,1	57,2	55,3
- RRG (Pb+Cu)	89,2	0,11	0,27	1,09	13,4	36,2	42,7
- LAMA	4,1	0,80	1,07	1,12	4,5	6,6	2,0
- Alimentação Calculada	100,0	0,73	0,66	2,27	100,0	100,0	100,0

(*) Antes do condicionamento com NaCN o pH era elevado para 10.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS ENSAIO Nº: B-8

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
RG (Cu+Pb)	132,64	6,7	8,96	5,68	18,8	60,03	38,06	125,96	82,1	57,2	55,3
RG (Cu+Pb)	1758,14	89,2	0,11	0,27	1,09	9,81	24,08	97,23	13,4	36,2	42,7
Lama	79,45	4,1	0,80	1,07	1,12	3,28	4,38	4,60	4,5	6,6	2,0
Alimentaçao Calculada	1970,23	100,0	0,73	0,66	2,27	73,12	66,52	227,80	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-I

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-9 (Ensaio Bancada)

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de NaCN, repetindo o ensaio B-4.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	-
- Moagem (2Kg)	40	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-
- Cond. 1 (*)	5	40	10	+	300	-	-	-	-	-
- Cond. 2	5	40	-	-	-	300	-	-	-	-
- Cond. 3	5	40	-	-	-	-	60	55	-	-
- Cond. 4	1	40	-	-	-	-	-	-	10	-
- Flotação "Rougher"	5	20	-	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
- CRG (Pb+Cu)	6,0	10,13	6,20	18,4	80,5	55,1	48,4
- RRG (Pb+Cu)	88,9	0,12	0,28	1,28	13,9	36,9	49,5
- LAMA	5,1	0,85	1,07	0,94	5,6	8,0	2,1
- Alim. Calc.	100,0	0,76	0,67	2,28	100,0	100,0	100,0

(*) Antes do condicionamento com NacN, o pH era elevado de 8,5 para 10.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-9

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	117,22	6,0	10,3	6,20	18,4	61,80	37,20	110,40	80,5	55,1	48,4
RRG (Cu+Pb)	1745,39	88,9	0,12	0,28	1,28	10,67	24,90	113,00	13,9	36,9	49,5
Lama	101,17	5,1	0,85	1,07	0,94	4,34	5,46	4,79	5,6	8,0	2,1
Alimentaçao Calculada	1963,78	100,0	0,76	0,67	2,28	76,81	67,56	228,19	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-3

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-10

OBJETIVO: Repetição do ensaio B-8, porém sem deslamagem.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	
Moagem (2kg)	40	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-
Cond. 1	5	40	10	+	250	-	-	-	-	-
Cond. 2	5	40	-	-	-	300	-	-	-	-
Cond. 3	5	40	-	-	-	-	60	55	-	-
Cond. 4	1	40	-	-	-	-	-	-	10	-
Flotação "Rougher"	5	20	-	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	7,3	8,36	5,24	25,8	83,5	57,1	83,6
RRG (Cu+Pb)	92,7	0,13	0,31	0,40	16,5	42,9	16,4
Alimentação Calculada	100,0	0,73	0,67	2,25	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-10

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Pb+Cu)	142,65	7,3	8,36	5,24	25,8	61,03	38,3	188,34	83,5	57,1	83,6
RRG (Pb+Cu)	1805,70	92,7	0,13	0,31	0,40	12,05	28,73	37,08	16,5	42,9	16,4
Alim. Calc.	1948,35	100,0	0,73	100,0	2,25	73,08	67,03	225,42	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-3

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-11

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de $ZnSO_4$ na Flotação Coletiva Pb+Cu, repetindo ensaio B-9.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	-
Moagem (2kg)	40	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-
Cond. 1(*)	5	40	10	+	300	-	-	-	-	-
Cond. 2	5	40	10	-	-	500	-	-	-	-
Cond. 3	5	40	10	-	-	-	60	55	-	-
Cond. 4	1	40	10	-	-	-	-	-	10	-
Flotação "Rougher"	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG Cu+Pb)	7,1	8,55	5,45	15,20	80,3	48,0	48,0
RRG (Cu+Pb)	87,2	0,12	0,29	1,27	13,8	49,3	49,2
Lama	5,7	0,78	0,81	1,12	5,9	2,7	2,8
Alim. Calc.	100,0	0,75	0,69	2,25	100,0	100,0	100,0

(*) Antes do condicionamento com NaCN, o pH era elevado para 10.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-11

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	138,86	7,1	8,55	5,45	15,20	60,70	38,69	107,92	80,3	48,0	48,0
RRG (Cu+Pb)	1715,30	87,2	0,12	0,29	1,27	10,46	22,48	110,74	13,8	49,3	49,2
Lama	112,32	5,7	0,78	0,91	1,12	4,45	5,19	6,38	5,9	2,7	2,8
Alim. Calc.	1966,48	100,0	0,75	0,69	2,25	75,61	69,16	225,04	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-3

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-12

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de $ZnSO_4$ na Flotação Coletiva Pb + Cu, repetindo ensaio B-9.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	
Moagem (2kg)	40	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-
Cond. 1 (*)	5	40	10	+	300	-	-	-	-	-
Cond. 2	5	40	10	-	-	700	-	-	-	-
Cond. 3	5	40	-	-	-	-	60	55	-	-
Cond. 4	1	40	10	-	-	-	-	-	19	-
Flotação "Rougher"	5	20	10	-	-	-	-	-	--	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	6,8	8,80	5,80	13,60	81,7	58,5	42,2
RRG (Cu+Pb)	86,8	0,10	0,26	1,38	11,8	33,5	34,7
Lama	6,4	0,74	0,84	1,06	6,5	8,0	3,1
Alim. Calc.	100,0	0,73	0,67	2,19	100,0	100,0	100,0

(*) Antes do cond. com NaCN, o pH era elevado para 10.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-12

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	134,76	6,8	8,80	5,80	13,60	59,84	39,44	92,48	81,7	58,5	42,2
RRG (Cu+Pb)	1709,00	86,8	0,10	0,26	1,38	8,68	22,57	119,78	11,8	33,5	54,7
Lama	125,70	6,4	0,74	0,84	1,06	4,74	5,38	6,78	6,5	8,0	3,1
Alim. Calc.	1969,46	100,0	0,73	0,67	2,19	73,26	67,39	219,04	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-3

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-13

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de $ZnSO_4$ na flotação coletiva Pb+Cu, repetindo ensaio B-9.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	
Moagem (2kg)	40	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-
Cond. 1 (*)	5	40	10	+	300	-	-	-	-	-
Cond. 2	5	40	10	-	-	900	-	-	-	-
Cond. 3	5	40	10	-	-	-	60	55	-	-
Cond. 4	1	40	10	-	-	-	-	-	10	-
Flotação "Rougher"	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	5,2	11,90	7,55	8,80	80,5	56,4	20,8
RRG (Cu+Pb)	90,1	0,12	0,28	1,88	14,1	36,2	76,9
Lama	4,7	0,88	1,10	1,11	5,4	7,4	2,3
Alim. Calc.	100,0	0,76	0,69	2,20	100,0	100,0	100,0

(*) Antes do cond. com NaCN, o pH era ajustado para 10.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-13

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	100,32	5,2	11,90	7,55	8,80	61,88	39,26	45,76	80,5	56,4	20,3
RRG (Cu+Pb)	1743,83	90,1	0,12	0,28	1,88	10,81	25,23	169,39	14,1	36,2	76,9
LAMA	91,04	4,7	0,88	1,10	1,11	4,14	5,17	5,22	5,4	7,4	2,3
Alimentação Calculada	1935,19	100,0	0,76	0,69	2,20	76,83	69,66	220,37	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-3

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-14

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição de $ZnSO_4$ na Flotação Coletiva Cu+Pb, repetindo ensaio B-9.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	
Moagem (2kg)	40	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-
Cond. 1 (*)	5	40	10	+	300	-	-	-	-	-
Cond. 2	5	40	10	-	-	1100	-	-	-	-
Cond. 3	5	40	10	-	-	-	60	55	-	-
Cond. 4	1	40	10	-	-	-	-	-	1.0	-
Flotação "Rougher"	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	6,8	9,00	6,00	15,50	80,7	57,9	47,0
RRG (Cu+Pb)	88,3	0,12	0,28	1,28	14,0	35,1	50,5
Lama	4,9	0,82	1,00	1,12	5,3	7,0	2,5
Alim. Calc.	100,0	0,75	0,70	2,23	100,0	100,0	100,0

(*) Antes do cond. com NaCN, o pH era elevado para 10.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-14

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
RG (Cu+Pb)	131,90	6,8	9,00	6,00	15,5	61,20	40,80	105,40	80,7	57,9	47,0
RG (Cu+Pb)	17,08	88,3	0,12	0,28	1,28	10,60	24,72	113,02	14,0	35,1	50,5
Lama	94,12	4,9	0,82	1,00	1,12	4,02	4,9	5,49	5,3	7,0	2,5
Alimentaçao Calculada	1934,18	100,0	0,75	0,70	2,23	75,82	70,42	223,91	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-3

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-15

OBJETIVO: Estudar o efeito da adição total do NacN e $ZnSO_4$ na moagem, repetindo o ensaio B-9.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	
Moagem (2kg)	40(*)	60	11,8	+	300	300	-	-	-	-
Cond. 1(*)	5	40	10	+	-	-	6.0	55	-	-
Cond. 2	1	40	10	+	-	-	-	-	10	-
Flotação "Rougher"	5	20	-	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	7,6	8,20	5,10	23,0	81,3	56,3	75,8
RRG (Cu+Pb)	87,7	0,12	0,29	0,58	13,7	36,9	22,1
Lama	4,7	0,81	1,00	1,05	5,0	6,8	2,1
Alim. Calc.	100,0	0,77	0,69	2,31	100,0	100,0	100,0

(*) Antes da adição do NaCN o pH era ajustado para 11,8.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: 15

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	150,65	7,6	8,20	5,10	23,0	62,32	38,76	174,80	81,3	56,3	75,8
RRG (Cu+Pb)	1735,12	87,7	0,12	0,29	0,58	10,52	25,43	50,87	13,7	36,9	22,1
Lama	92,36	4,7	0,81	1,00	1,05	3,81	4,70	4,94	5,0	6,8	2,1
Alim. Calc.	1978,13	100,0	0,77	0,69	2,31	76,65	68,89	230,61	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-3

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-16

OBJETIVO: Estuda o efeito da adição de 1/2 do NaCN e $ZnSO_4$ na moagem e a outra metade no condicionamento, repetindo o ensaio B-9.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	
Moagem (2kg)	40(*)	60	11,8	+	150	150	-	-	-	-
Cond. 1	5(**)	40	10,0	+	150		-	-	-	-
Cond. 2	5	40	10	-	-	150	-	-	-	-
Cond. 3	5	40	10	-	-	-	60	55	-	-
Cond. 4	1	40	10	-	-	-	-	-	10	-
Flotação "Rougher"	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	8,30	7,20	5,10	23,5	82,2	57,9	84,9
RRG (Cu+Pb)	86,50	0,10	0,29	0,34	11,9	34,3	12,8
Lama	5,20	0,83	1,10	1,00	5,9	7,8	2,3
Alim. Calc.	100,0	0,73	0,73	2,29	100,0	100,0	100,0

(*) Antes da adição de NaCN o pH era ajustado para 11,8.

(**) Antes de iniciar o condic. o pH era ajustado para 10.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-16

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	164,59	8,30	7,20	5,10	23,5	59,76	42,33	195,05	82,2	57,9	84,9
RRG (Cu+Pb)	1711,00	86,50	0,10	0,29	0,34	8,65	25,09	29,41	11,9	34,3	12,8
LAMA	101,58	5,20	0,83	1,10	1,00	4,32	5,72	5,20	5,9	7,8	2,3
Alimentação Calculada	1977,17	100,00	0,73	0,73	2,29	72,73	73,14	229,66	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-3

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-17

OBJETIVO: Estudar o efeito da substituição do SF323 pelo A350 (amil xantato de potássio) na flotação (Cu+Pb), repetindo ensaio B-9.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	
Moagem (2kg)	40(*)	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-
Cond. 1	5	40	10	+	300	-	-	-	-	-
Cond. 2	5	40	10	-	-	300	-	-	-	-
Cond. 3	5	40	10	-	-	-	60	55	-	-
Cond. 4	1	40	10	-	-	-	-	-	10	-
Flotação "Rougher"	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	6,5	8,90	5,50	20,0	74,5	50,4	58,2
RRG (Cu+Pb)	90,3	0,19	0,35	1,00	22,1	44,6	40,4
Lama	3,2	0,83	1,10	1,00	3,4	5,0	1,4
Alim. Calc.	100,0	0,77	0,71	2,23	100,0	100,0	100,0

(*) Antes da adição de NaCN o pH era ajustado para 11,8.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-17

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	127,42	6,5	8,90	5,50	20,0	57,85	35,75	130,00	74,5	50,4	58,2
RRG (Cu+Pb)	1781,60	90,3	0,19	0,35	1,00	17,16	31,61	90,30	22,1	44,6	40,4
LAMA	63,78	3,2	0,83	1,10	1,00	2,66	3,52	3,20	3,4	5,0	1,4
Alimentação Calculada	1972,79	100,0	0,77	2,23	77,67	70,88	223,50	100,0	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS CORPO C-3

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-18

OBJETIVO: Repetir o teste B-13 objetivando a reprodutibilidade dos resultados a nível de depressão da blenda (depressão de 80%Zn).

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O. Pinho	
Moagem (2kg)	40	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-
Cond. 1 (*)	5	40	10	+	300	-	-	-	-	-
Cond. 2	5	40	10	+	-	900	-	-	-	-
Cond. 3	5	40	10	-	-	-	60	55	-	-
Cond. 4	1	40	10	-	-	-	-	-	10	-
Flotação "Rougher"	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	6,18	9,80	6,50	8,64	80,5	55,7	24,3
RRG (Cu+Pb)	88,18	0,12	0,30	1,82	14,1	36,7	73,0
Lama	5,64	0,73	0,98	1,04	5,4	7,6	2,7
Alim. Calc.	100,0	0,75	0,72	2,19	100,0	100,0	100,0

(*) Antes do Cond. com NaCN, o pH era ajustado para 10.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - CORPO C-3 ENSAIO Nº: B-18

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu + Pb)	120,77	6,18	9,80	6,50	8,64	60,56	40,17	53,40	80,5	55,7	24,3
RRG (Cu + Pb)	1724,34	88,18	0,12	0,30	1,82	10,58	26,45	160,49	14,1	36,7	73,0
LAMA	110,47	5,64	0,73	0,98	1,04	4,12	5,53	5,87	5,4	7,6	2,7
Alimentação Calculada	1955,58	100,00	0,75	0,72	2,19	75,26	72,15	219,76	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-19 CORPO C-3

OBJETIVO: Usando as condições do teste B-13 (melhor resultado obtido), executar um ensaio acrescentando um estágio de limpeza no Rougher usando sulfeto de sódio para deprimir a blen

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)								
	TEMPO (min)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	Nociv	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O Pinho	Sylf. Sódio		
Moagem (2kg)	40	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-		
Cond. 1 (*)	5	40	10	+	300	-	-	-	-	-		
Cond. 2	5	40	10	-	-	900	-	-	-	-		
Cond. 3	5	40	10	-	-	-	60	55	-	-		
Cond. 4	1	40	10	-	-	-	-	-	10	-		
Flot. Rougher	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-		
Cond. 5	4	10	10	-	-	-	-	-	-	100		
Flot. Cleaner	2,5	10	-	-	-	-	-	-	-	-		

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
RRG (Cu+Pb)	90,00	0,11	0,28	1,66	13,4	36,1	69,3
RCL (Cu+Pb)	0,57	0,77	0,94	10,4	0,6	0,8	2,7
CCL (Cu+Pb)	4,77	12,5	8,20	11,6	80,6	56,0	25,7
LAMA	4,66	0,80	1,06	1,08	5,1	7,1	2,3
ALIM. CALC.	100,0	0,73	0,69	2,15	100,0	100,0	100,0

(*) Antes de cond. o pH era ajustado para 10.

(**) Sulfito de Sódio

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - CORPO C-3 ENSAIO Nº: B-19

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
RRG (Cu+Pb)	1754,76	90,00	0,11	0,28	1,66	9,90	25,20	149,40	13,4	36,1	69,3
RCL (Cu+Pb)	11,05	0,57	0,77	0,94	10,4	0,44	0,54	5,93	0,6	0,8	2,7
CCL (Cu+Pb)	93,07	4,77	12,5	8,20	11,6	59,63	39,11	55,33	80,9	56,0	25,7
LAMA	90,94	4,66	0,80	1,06	1,08	3,73	4,94	5,03	5,1	7,1	2,3
Alimentaçao Calculada	1949,82	100,00	0,73	0,69	2,15	73,70	69,79	215,69	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-21 CORPO CI

OBJETIVO: Em carater exploratório, estudar a separação Cu/Pb a partir do concentrado CLEANER coletivo (Cu+Pb) repetindo ENS 19.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)								
	TEMPO (min)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A325	SF 323	O PINHO	Sulf.de Sódio	Na_2CO_3	Dext.
Moagem 2kg	40	60	11,8	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Cond. 1	5	40	10,0	+	300	-	-	-	-	-	-	-
Cond. 2	5	40	-	-	-	900						
Cond. 3	5	40	-	-	-	-	60	55	-	-	-	-
Cond. 4	1	40	-	-	-	-	-	-	10	-	-	-
Flot. Rougher	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Cond. 5	4	10	10	-	-	-	-	-	-	10	-	-
Flot. Cleaner	2,5	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Flot. Rougher Cu												
Cond. 1	10	10	8	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Cond. 2	5	10	-	-	-	-	-	55	-	-	-	-
Cond. 3	1	10	-	-	-	-	-	-	10	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
RRG Cu+Pb	87,12	0,09	0,29	0,29	11,20	37,99	11,40
RCL Cu+Pb	1,03	1,80	1,52	5,30	2,65	2,36	2,46
RRG Cu	1,81	3,20	10,60	26,00	8,28	28,87	21,23
RCL 1 Cu	1,96	4,70	5,80	36,50	13,17	17,10	32,29
RCL 2 Cu	0,78	11,60	2,16	30,50	12,94	2,53	10,73
RCL 2 Cu	1,40	22,40	0,87	17,50	44,84	1,84	11,05
LAMA	5,90	0,82	1,05	4,07	6,92	9,31	10,84
ALIM. CALC.	100,00	0,69	0,66	2,22	100,00	100,00	100,00

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - CORPO C/I

ENSAIO Nº: B-21 - C/I

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
RRG Cu + Pb	1678,85	87,12	0,09	0,29	0,29	7,84	25,26	25,26	11,20	37,99	11,40
RCL Cu + Pb	19,78	1,03	1,80	1,52	5,30	1,85	1,57	5,46	2,65	2,36	2,46
RRG Cu	34,94	1,81	3,20	10,6	26,00	5,79	19,19	47,06	8,28	28,87	21,23
RCL 1 Cu	37,85	1,96	4,70	5,80	36,50	9,21	11,37	71,54	13,17	17,10	32,29
RCL 2 Cu	15,11	0,78	11,60	2,16	30,50	9,05	1,68	23,79	12,94	2,53	10,73
CCL 2 Cu	26,77	1,40	22,40	0,87	17,50	31,36	1,22	24,50	44,84	1,84	11,05
LAMA	113,70	5,90	0,82	1,05	4,07	4,84	6,19	24,01	6,92	9,31	10,84
ALIM. CALC.	1924,00	100,00	0,69	0,66	2,22	69,94	66,48	221,62	100,00	100,00	100,00

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº : B-22 CORPO C-1

OBJETIVO: Repetição do ensaio nº 21, realizado por Antonio Odilon.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)								
	TEMPO (min)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O Pinho	Sulf. Sódio	Na_2CO_3	DEXT.
Moagem 2kg	40,0	60	11,8	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Cond. 1	5,0	40	10,0	+	300	-	-	-	-	-	-	-
Cond. 2	5,0	40	-	-	-	900	-	-	-	-	-	-
Cond. 3	5,0	40	-	-	-	-	60	55	-	-	-	-
Cond. 4	1,0	40	-	-	-	-	-	-	10	-	-	-
Flot. Rougher	5,0	20	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Cond. 5	4,0	10	10	-	-	-	-	-	-	10	-	-
Flot. Cleaner	2,5	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Flot. Rougher												
Cond. 1	10	10	8*	-	-	-	-	-	-	-	*	100
Cond. 2	5	10	-	-	-	-	-	55	-	-	-	-
Cond. 3	1	10	-	-	-	-	-	-	10	-	-	-

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
RRG (Cu+Pb)	86,36	0,10	0,27	0,82	12,57	34,88	30,83
RCL (Cu+Pb)	4,18	2,00	2,16	20,00	12,16	13,50	36,39
RRG Cu	1,55	6,90	13,20	21,50	15,56	30,60	14,51
RCL 1 Cu	0,78	9,60	12,00	26,50	10,90	12,56	8,99
RCL 2 Cu	0,70	26,40	2,10	10,20	26,88	2,20	3,11
RCL 2 Cu	0,28	35,40	0,24	2,04	14,41	0,10	0,25
LAMA	6,15	0,84	0,67	2,21	7,52	6,16	5,92
ALIM. CALC.	100,00	0,69	0,67	2,30	100,00	100,00	100,00

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-22 C 1

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
RRG Cu + Pb	1675,56	86,36	0,10	0,27	0,82	8,64	23,32	70,82	12,57	34,88	30,83
RCL Cu + Pb	81,02	4,18	2,00	2,16	20,00	8,36	9,03	83,60	12,16	13,50	36,39
RRG Cu	30,14	1,55	6,90	13,2	21,5	10,70	20,46	33,33	15,56	30,60	14,51
RCL 1 Cu	15,10	0,78	9,60	12,0	26,5	7,49	8,40	20,67	10,90	12,56	8,99
RCL 2 Cu	13,58	0,70	26,40	2,10	10,2	18,48	1,42	7,14	26,88	2,20	3,11
CCL 2 Cu	5,51	0,28	35,40	0,24	2,04	9,91	0,07	0,57	14,41	0,10	0,25
LAMA	119,31	6,15	0,84	0,67	2,21	5,17	4,12	13,59	7,52	6,16	5,92
ALIM. CALC.	1940,22	100,00	0,69	0,67	2,30	68,75	66,87	229,72	100,00	100,00	100,00

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B - 23 C-I

OBJETIVO: Estudar a separação Cu/Pb, a partir de um CCL(Cu+Pb), usando as condições do ensaio B-22, porém, sem aquecimento.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH							
ENSAIO IGUAL AO Nº 22										

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
RRG Cu + Pb	86,81	0,10	0,26	1,76	5,41	31,94	73,85
RCL Cu + Pb	3,50	35,00	0,58	2,00	76,29	10,05	3,38
RCL1 Cu	0,94	2,20	2,64	12,70	1,29	3,51	5,77
RCL2 Cu	0,50	4,30	21,20	11,00	1,34	15,00	2,66
CCL2 Cu	1,27	15,20	18,30	11,20	12,02	32,88	6,88
LAMA	6,98	0,84	0,67	2,21	3,65	6,62	7,46
Alim. Calc.	100,00	1,61	0,71	2,07	100,00	100,00	100,00

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-23 - C 3

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
RRG Cu+Pb	1686,64	86,81	0,10	0,26	1,76	8,681	22,5706	152,7856	5,41	31,94	73,85
RCL Cu + Pb	68,09	3,50	35,0	0,58	2,00	122,5	7,105	7,000	76,29	10,05	3,38
RCL 1 Cu	18,21	0,94	2,20	2,64	12,70	2,068	2,4816	11,938	1,29	3,51	
RCL 2 Cu	9,59	0,50	4,30	21,2	11,00	2,150	10,600	5,500	1,34	15,00	2,66
CCL 2 Cu	24,70	1,27	15,20	18,30	11,20	19,304	23,241	14,224	12,02	32,88	6,88
LAMA	135,59	6,98	0,84	6,67	2,21	5,8632	4,6766	15,4258	3,65	6,62	
ALIM. CALC.	194,82	100;00	1,61	0,71	2,07	160,5662	70,6748	206,873	100,00	100,00	100,00

Obs.: RRG Cu - Foi desviada durante a preparação das amostras no laboratório desta Divisão.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-24

OBJETIVO: A partir do ensaio nº 19 na flot. coletiva Cu+Pb, estudar a separação da pirita e do Pb.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)								
	TEMPO (min)	SÓLIDOS (%)	pH	CaO	NaCN	$ZnSO_4$	A 325	SF 323	O Pinho	$CuSO_4$	A 350	
Moagem (2kg)	40	60	11,8	+	-	-	-	-	-	-	-	-
Cond. 1/2/3/4		40	10,0	+	300	900	60	55	10	-	-	-
Flot. Rougher	5	20	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Flot. Cleaner	2,5	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Cond. 1/2	5/5	20	11,5	+	-	-	-	-	-	500	75	-
Flot. RG-Zn	5	20	11,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Cond.	4+1	20	4	5000	-	-	-	-	-	5	60	-
Flot. RG-Fe	4	20	4	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Continuação outra página												

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG - Pb	1,0	2,80	22,00	35,00	3,6	31,9	25,9
RRG - Pb	0,9	2,72	7,20	20,40	3,1	9,4	13,6
RCL(Cu+Pb)	3,3	2,72	3,28	7,00	11,4	15,7	17,1
CRG - Zn	2,8	1,53	0,76	3,28	1,9	3,1	6,8
CRG - Fe	5,5	0,24	0,31	0,40	1,7	2,5	1,6
CRG - Cu	2,2	23,00	2,52	13,90	64,4	8,0	22,5
RRG - Fe	84,3	0,13	0,24	0,20	13,9	29,4	12,5
Alim. Calc.	100,0	0,78	0,68	1,35	100,0	100,0	100,0
		S	Fe	-	S	-	-
CRG - Fe		39	36		60%		

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-24 (Continuação)

OBJETIVO: A partir do ensaio 19 na flot. coletiva Cu+Pb, estudar a separação da pirita e do Pb

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SO_2	Dext.	Na_2CO_3	SF 323	O: Pinho	A 325	
Sep. Cu/Pb										
Cond. 1	10	12	4,2	?	100					
Cond. 2 + 3	5/1	12	8	–	–	?	10	5		
Flot. Rougher Cu	2,5	12	2,5	–	–	–	–	–	–	–
Cond. 4/5	8/1	10	9	–	–	?	–	–	30	5
Flot. RG - Pb	3	10	9	–	–	–	–	–	–	–

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - CORPO C-I

ENSAIO Nº: 24

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG - Pb	17,41	1,0	2,80	22,00	35,00	2,80	22,00	35,00	3,6	31,9	25,9
RRG - Pb	16,04	0,9	2,72	7,20	20,40	2,45	6,48	18,36	3,1	9,4	13,6
CCL (Cu + Pb)	60,49	3,3	2,72	3,28	7,00	8,98	10,82	23,10	11,4	15,7	17,1
CRG - Zn	51,44	2,8	0,53	0,76	3,28	1,48	2,13	9,18	1,9	3,1	6,9
CRG - Fe	100,25	5,5	0,24	0,31	0,40	1,32	1,71	2,20	1,7	2,5	1,6
CRG - Cu	40,33	2,2	23,00	2,52	13,90	50,60	5,54	30,58	64,4	8,0	22,5
RRG - Fe	1540,86	84,3	0,13	0,24	0,20	10,96	20,23	16,86	13,9	29,4	12,5
ALIM. CALC.	1826,83	100,0	0,78	0,68	1,35	78,59	68,91	135,28	100,00	100,00	

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO DE FLOTAÇÃO Nº: B-25

OBJETIVO: A partir do melhor resultado obtido na flotação coletiva de Cu+Pb (teste 19), estudar a separação Cu/Pb através da utilização de SO_2, porém com aquecimento.

ETAPAS	CONDIÇÕES			REAGENTES (g/t)						
	TEMPO (min.)	SÓLIDOS (%)	pH	SO_2	DEXT.	Na_2CO_3	SF 323	O. Pinho		
CCL (Cu+Pb)(1)	-	12	4,2	+	100	-	-	-		
Aquecimento (70°C) e Condic. 1	10	12	-	-	-	-	-	-		
Condic. 2(2)	5	12	8	-	-	+	10	-		
Condic. 3	1	12	8	-	-	-	-	5		
Flotação "Rougher" Cu	1,5	12	8	-	-	-	-	-		
Flotação "Cleaner" Cu	1	8	8	-	-	-	-	-		

PRODUTO	PESO (%)	TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
RRG (Cu+Pb)	83,48	0,08	0,24	0,50	9,06	29,23	16,92
RCL (Cu+Pb)	2,75	1,60	1,60	6,80	5,97	6,42	7,58
RRG Pb	3,44	6,20	9,00	30,00	28,92	45,17	41,83
RCL I Cu	0,99	20,8	0,82	17,00	26,85	1,18	6,82
LAMA	7,99	0,82	1,05	4,07	8,88	12,25	13,77
ALIM. CALC.	100,00	0,74	0,69	2,47	100,00	100,00	100,00

(1) Etapas envolvidas até obtenção do CCL (Cu+Pb). Ver teste B-19.

(2) Após o condic. a 70°C fez-se resfriamento para a temperatura ambiente, para subir o pH para 8 e depois aquece novamente para 70°C. Não existe no CETEM medidor de pH para temperatura cima da ambiente.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B-25 C-I

PRODUTOS	PESO (g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
RRG(Cu+Pb)	1619,69	83,48	0,08	0,24	0,50	6,6784	20,0352	41,74	9,06	29,23	
RCL Cu+Pb	53,42	2,75	1,60	1,60	6,80	4,4000	4,4000	18.70	5,97	6,42	
RRG Pb	66,65	3,44	6,20	9,00	30,00	21,328	30,9600	103,20	28,92	45,17	
RCL I Cu	26,15	1,35	11,10	2,92	25,00	14,985	3,9420	33,75	20,32	5,75	
CCL I Cu	19,15	0,99	20,80	0,82	17,00	19,800	0,8118	16,83	26,85	1,18	—
LAMA	155,19	7,99	0,82	1,05	4,07	6,5518	8,3895	32,52	8,88		
ALIM. CALC.	1940,25	100,00	0,74	0,69	2,47	73,7232	6,85385	246,74	100,00	100,00	

ANEXO 2

ENSAIOS PLANTA PILOTO Cu-Pb-Zn DE PALMEIRÓPOLIS

(pg. 2.1 a 2.14)

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS ENSAIO Nº: 02P

PRODUTOS	PESO (Kg/h)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Pb+Cu)	202,30	9,56	4,15	2,82	10,8	39,43	26,79	102,60	68,4	48,4	63,4
RRG (Zn)	190,700	89,57	0,15	0,29	0,32	13,44	25,98	28,66	23,3	46,9	17,7
CCL-3 (Zn)	19,87	0,93	5,10	2,84	33,0	4,74	2,64	30,69	8,3	4,7	18,9
Alim. calc.	212,917	100,0	0,57	0,55	1,61	57,61	55,41	161,95	100,0	100,0	100,0
DVCL Alim. ânalis.	218,79	100,0	0,80	0,77	2,23	-	-	-	100,0	100,0	100,0
-											
-											

Teste 2 P - Balanço metalúrgico ensaio flotação em planta piloto Cu-Pb-Zn Palmeirópolis.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: 03P

PRODUTOS	PESO (Kg/h)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Alimentação (OVGL)	195,352	100,0	0,84	0,77	2,24	-	-	-	-	-	-
CRG (Pb+Cu)	39,584	20,88	2,70	1,94	6,00	56,376	40,507	125,28	72,97	59,75	61,12
RRG (Zn)	145,758	76,87	0,14	0,30	0,29	10,762	23,061	22,292	13,93	34,01	10,88
CCL 3 (Zn)	4,270	2,25	4,50	1,88	25,5	10,125	4,230	57,375	13,10	6,24	28,00
Alim. calc.	189,612	100,0	0,77	0,67	2,04	77,263	67,798	204,947	100,0	100,0	100,0

Teste 3 P - Balanço metalúrgico ensaio de flotação planta piloto Cu-Pb-Zn Palmeirópolis.

	PROJETO: PALMEIRÓPOLIS									ENSAIO Nº: 04P		
	PRODUTOS	PESO (Kg/h)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
				Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
T4-Ens. 1	CRG (Pb+Cu)	17,529	8,67	3,80	3,00	5,70	32,94	26,01	49,41	48,7	22,35	46,32
	RRG (Pb+Cu)	184,604	91,33	0,38	0,33	1,88	34,70	30,14	171,70	51,3	77,65	53,62
	Alim. calc.	202,13	100,0	0,67	0,56	2,21	67,64	56,15	221,11	100,0	100,0	100,0
T4-Ens. 2	CRG (Pb+Cu)	16,992	8,68	5,10	3,60	11,1	44,26	31,24	96,34	72,9	53,3	48,1
	RRG (Pb+Cu)	178,770	91,32	0,18	0,30	1,14	16,43	27,39	104,10	27,1	46,7	51,9
	Alim. calc.	195,762	100,0	0,60	0,58	2,00	60,69	58,63	200,4	100,0	100,0	100,0
T4-Ens. 3	CRG (Pb+Cu)	8,834	5,27	6,00	2,92	14,0	31,62	15,38	73,78	64,9	33,7	42,8
	RRG (Pb+Cu)	158,863	94,73	0,18	0,32	1,04	17,05	30,31	98,51	35,1	66,3	57,2
	Alim. calc.	167,697	100,0	-	-	-	48,67	45,69	172,29	100,0	100,0	100,0
	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

Teste 4 P - Balanço metalúrgico ensaio de flotação planta piloto Cu-Pb-Zn Palmeirópolis.

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS ENSAIO Nº: 05P (Ens. I)

PRODUTOS	PESO (Kg/h)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Pb+Cu)	37,28	24,4	2,48	1,76	7,60	60,5	42,9	185,4	88,8	69,4	84,5
RRG (Pb+Cu)	115,80	75,6	0,10	0,25	0,45	7,6	18,9	34,0	11,2	30,6	15,5
Alim. calc.	153,08	100,0	0,68	0,61	2,19	68,1	219,4	100,0	100,0	100,0	100,0
Alim. analis.	-	-	0,78	0,71	2,24	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

Teste 5 P (Ens. I) - Balanço metalúrgico planta piloto adicionando todo NaCN e $ZnSO_4$ no moinho.

CRG (Cu+Pb)

$$\text{Rec. Cu} = \left(\frac{ta - tr}{tc - tr}\right) \times \frac{tc}{ta} \times 100 = \frac{0,68 - 0,10}{2,48 - 0,10} \times \frac{2,48}{0,68} \times 100 = 88,8\%$$

$$\text{Rec. Pb} = \left(\frac{ta - tr}{tc - tr}\right) \times \frac{tc}{ta} \times 100 = \frac{0,61 - 0,25}{1,76 - 0,25} \times \frac{1,76}{0,61} \times 100 = 68,8\%$$

$$\text{Rec. Zn} = \left(\frac{ta - tr}{tc - tr}\right) \times \frac{tc}{ta} \times 100 = \frac{2,19 - 0,45}{7,6 - 0,45} \times \frac{7,6}{2,19} \times 100 = 84,5\%$$

Conclusão: Resultados negativos, pois houve uma recuperação muito alta de Zn no concentrado coletivo de (Cu+Pb).

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: 05 P (Ens. 2)

PRODUTOS	PESO (Kg/h)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Pb+Cu)	24,05	10,4	5,30	3,52	10,0	55,1	36,6	104,0	71,1	55,3	43,3
RRG (Pb+Cu)	207,12	89,6	0,25	0,33	1,52	22,4	29,6	136,2	28,9	44,7	56,7
Alim. calc.	231,17	100,0	0,77	0,66	2,40	77,5	66,2	240,2	100,0	100,0	100,0
Alim. analis.	-	-	0,81	0,70	2,28	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

Teste 5 P (Ens. 2) Amostra I - Balanço metalúrgico planta piloto adicionando 1/2 do NaCN e $ZnSO_4$ no moinho.

CRG (Pb+Cu)

$$\text{Rec. Cu} = \left(\frac{ta - tr}{tc - tr}\right) \times \frac{tc}{ta} \times 100 = \frac{0,77 - 0,25}{5,30 - 0,25} \times \frac{5,30}{0,77} \times 100 = 70,8\%$$

$$\text{Rec. Pb} = \left(\frac{ta - tr}{tc - tr}\right) \times \frac{tc}{ta} \times 100 = \frac{0,66 - 0,33}{3,52 - 0,33} \times \frac{3,52}{0,66} \times 100 = 55,2\%$$

$$\text{Rec. Zn} = \left(\frac{ta - tr}{tc - tr}\right) \times \frac{tc}{ta} \times 100 = \frac{2,40 - 1,52}{10,0 - 1,52} \times \frac{10,0}{2,4} \times 100 = 43,2\%$$

Conclusão: A divisão do NaCN e $ZnSO_4$ 1/2 moagem e 1/2 no condicionamento, melhorou os resultados mas o Zn ainda flotou bastante no concentrado coletivo de (Pb+Cu).

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: 7P (Piloto)

PRODUTOS	PESO (Kg/h)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CRG (Cu+Pb)	45,59	27,10	2,02	1,60	6,35	54,74	43,36	172,09	71,8	60,0	75,6
RRG (Cu+Pb)	86,40	51,40	0,07	0,13	0,21	3,60	6,68	10,79	4,7	9,3	4,7
Lama	36,18	21,50	0,83	1,03	2,08	17,85	22,15	44,72	23,5	30,7	19,7
Alim. calc.	168,17	100,0	0,76	0,72	2,27	76,19	72,19	227,60	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - CORPO C-1 ENSAIO Nº: 8 (Piloto)

PRODUTOS	PESO (Kg/h)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CL (Cu+Pb)	14618	7,19	7,30	4,80	6,20	52,49	34,51	44,58	70,3	50,3	20,3
RG - Zn	163840	80,63	0,12	0,25	0,34	9,68	20,16	27,41	13,0	29,4	12,5
V. CICLONE	19009	9,35	0,85	1,25	2,16	7,95	11,69	20,20	10,6	17,0	9,2
CL 3 - Zn	5750	2,83	1,60	0,79	45,0	4,53	2,24	127,35	6,1	3,3	58,0
lim. calc.	203217	100,0	0,74	0,68	2,19	74,65	68,60	219,54	100,0	100,0	100,0

FINAL RESULTS AFTER 5 ITERATIONS

CALCULATED MATERIAL BALANCES

FLOTACAO COM O MINERIO DE PALMEIROPOLIS - ENSAIO NO. 8P

STREAM FLOW-RATES

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	WT.PCT.
1	OVCL	N-O	188.7718	100.0000
2	OVCicl	19.0090	22.6475	11.9973
3	ALIM FLOT	178.7020	166.5990	88.2542
4	CCL Pb+Cu	14.6180	14.6490	7.7602
5	RRG Pb+Cu	177.1940	151.9500	80.4940
6	RRG Zn	163.8400	146.8718	77.8039
7	CRG Zn	N-O	34.1301	18.0801
8	CCL3 Zn	5.7500	5.2492	2.7807
9	RCL1 Zn	22.4130	29.0520	15.3900
10	AGUA ALIM	.6779	.4747	.2514
11	AGUA CLEANER Zn	.1800	.1710	.0906

ANALYSES

COBRE (%)

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	RECOVERY	WT UNITS
1	OVCL	.7500	.7549	100.00	1.4250
2	OVCicl	.8500	.8470	13.461	.19181
3	ALIM FLOT	.7400	.7402	86.539	1.2332
4	CCL Pb+Cu	7.3000	6.7250	69.134	.98514
5	RRG Pb+Cu	.1600	.1632	17.407	.24804
6	RRG Zn	.1200	.1140	11.746	.16738
7	CRG Zn	1.2100	1.1957	28.638	.40808
8	CCL3 Zn	1.6000	1.5367	5.6607	.80664E-01
9	RCL1 Zn	1.1100	1.1270	22.977	.32742
10	AGUA ALIM	.0000	.0000	.33317E-05	.47476E-07
11	AGUA CLEANER Zn	.0000	.0000	.12001E-05	.17101E-07

CHUMBO (%)

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	RECOVERY	WT UNITS
1	OVCL	.7300	.7315	100.00	1.3808
2	OVCicl	1.2500	1.2499	20.501	.28307
3	ALIM FLOT	.6700	.6589	79.501	1.0977
4	CCL Pb+Cu	4.8000	4.8493	51.447	.71038
5	RRG Pb+Cu	.2400	.2549	28.054	.38736
6	RRG Zn	.2500	.2357	25.070	.34616
7	CRG Zn	.6900	.6833	16.889	.23320
8	CCL3 Zn	.7900	.7851	2.9846	.41212E-01
9	RCL1 Zn	.6600	.6608	13.904	.19199
10	AGUA ALIM	.0000	.0000	.34376E-05	.47465E-07
11	AGUA CLEANER Zn	.0000	.0000	.12391E-05	.17110E-07

ZINCO (%)

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	RECOVERY	WT UNITS
1	OVCL	2.2500	2.2665	100.00	4.2785
2	OVCicl	2.1600	2.1597	11.432	.48912
3	ALIM FLOT	2.2600	2.2746	88.568	3.7894
4	CCL Pb+Cu	6.2000	6.1888	21.189	.90660
5	RRG Pb+Cu	1.9000	1.8972	67.379	2.8828
6	RRG Zn	.3400	.3397	11.663	.49900
7	CRG Zn	12.8500	10.9288	87.180	3.7300
8	CCL3 Zn	45.0000	45.4135	55.717	2.3838
9	RCL1 Zn	4.6000	4.6326	21.442	1.3462

9	RCL1 Zn	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]
10	AGUA ALIM	.0000	.0000	.11094E-05	.47465E-07
11	AGUA CLEANER Zn	.0000	.0000	.39963E-06	.17098E-07

REL AGUA/SOLIDO

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	RECOVERY	WT UNITS	% Sólido
1	OVCL	3.0970	2.9008	100.00	5.4760	25,64
2	OVCicl	26.5480	26.8288	110.96	6.0760	3,59
3	ALIM FLOT	2.7560	2.4892	75.730	4.1470	28,66
4	CCL Pb+Cu	4.8650	4.9442	13.226	.72427	16,82
5	RRG Pb+Cu	2.0300	2.2524	62.501	3.4226	30,75
6	RRG Zn	3.5680	3.3304	89.325	4.8914	23,09
7	CRG Zn	9.4060	6.7430	42.027	2.3014	12,91
8	CCL3 Zn	4.5880	4.5893	4.3992	.24090	17,89
9	RCL1 Zn	12.3510	12.9780	68.853	3.7704	7,15
10	AGUA ALIM	********	********	86.679	4.7465	
11	AGUA CLEANER Zn	********	********	31.225	1.7099	

****

WARNING :ANALYSIS R(3, 4) ADJUSTED BY MORE THAN 3 SIGMA
WARNING :ANALYSIS R(5, 2) ADJUSTED BY MORE THAN 3 SIGMA
WARNING :ANALYSIS R(5, 4) ADJUSTED BY MORE THAN 3 SIGMA
WARNING :ANALYSIS R(6, 4) ADJUSTED BY MORE THAN 3 SIGMA
WARNING :ANALYSIS R(7, 4) ADJUSTED BY MORE THAN 3 SIGMA

FINAL RESULTS AFTER 6 ITERATIONS

CALCULATED MATERIAL BALANCES

FLOTACAO COM O MINERIO DE PALMEIROPOLIS - ENSAIO NO. 9P

STREAM FLOW-RATES

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	WT.PCT.
1	OVCL	N-O	158.3208	100.0000
2	OVCicl	15.6930	18.6491	11.7793
3	ALIM FLOT	177.7180	140.0615	88.4669
4	CCL Pb+Cu	23.9560	20.1789	12.7456
5	RRG Pb+Cu	149.8710	119.8826	75.7214
6	RRG Zn	136.2210	115.8030	73.1445
7	CRG Zn	35.5180	34.3987	21.7272
8	CCL3 Zn	4.6970	4.3159	2.7260
9	RCL1 Zn	31.7490	30.3190	19.1504
10	RRG Cu	19.6420	16.8763	10.6596
11	CCL3 Cu	3.6830	3.3860	2.1387
12	AGUA CLEANER Cu	.0852	.0835	.0527
13	AGUA CLEANER Zn	.1320	.2363	.1492
14	AGUA ALIM	.8280	.3898	.2462

ANALYSES

COBRE (%)

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	RECOVERY	WT UNITS
1	OVCL	.8000	.8074	100.00	1.2783
2	OVCicl	.9000	.8956	13.066	.16701
3	ALIM FLOT	.8000	.7934	86.934	1.1113
4	CCL Pb+Cu	4.8500	4.3944	69.370	.88674
5	RRG Pb+Cu	.2000	.1873	17.564	.22451
6	RRG Zn	.1100	.1121	10.154	.12980
7	CRG Zn	.9300	.9028	24.294	.31054
8	CCL3 Zn	2.1200	2.1945	7.4095	.94714E-01
9	RCL1 Zn	.6900	.7119	16.884	.21583
10	RRG Cu	1.6400	1.6188	21.372	.27319
11	CCL3 Cu	18.8000	18.1204	47.999	.61356
12	AGUA CLEANER Cu	.0000	.0000	.65296E-06	.83467E-08
13	AGUA CLEANER Zn	.0000	.0000	.18479E-05	.23622E-07
14	AGUA ALIM	.0000	.0000	.30503E-05	.38991E-07

CHUMBO (%)

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	RECOVERY	WT UNITS
1	OVCL	.7500	.7493	100.00	1.1863
2	OVCicl	1.3000	1.3000	20.437	.24245
3	ALIM FLOT	.7000	.6739	79.563	.94384
4	CCL Pb+Cu	3.6000	3.0578	52.013	.61703
5	RRG Pb+Cu	.2700	.2726	27.549	.32681
6	RRG Zn	.2500	.2506	24.463	.29020
7	CRG Zn	.5700	.5773	16.740	.19858
8	CCL3 Zn	.8500	.8482	3.0860	.36609E-01
9	RCL1 Zn	.5400	.5342	13.654	.16197
10	RRG Cu	2.0800	2.2591	32.139	.38126
11	CCL3 Cu	6.6000	6.9630	19.875	.23577
12	AGUA CLEANER Cu	.0000	.0000	.70323E-06	.83424E-08
13	AGUA CLEANER Zn	.0000	.0000	.19922E-05	.23633E-07
14	AGUA ALIM	.0000	.0000	.32859E-05	.38980E-07

ZINCO (%)

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	RECOVERY	WT UNITS
1	OVCL	2.2500	2.3651	100.00	3.7445

2	OVCicl	2.3200	2.3177	11.543	.43223
3	ALIM FLOT	2.2400	2.3649	88.457	3.3122
4	CCL Pb+Cu	4.0000	4.2670	22.995	.86103
5	RRG Pb+Cu	2.0400	2.0447	65.462	2.4512
6	RRG Zn	.2900	.2880	8.9054	.33346
7	CRG Zn	8.9000	8.3055	76.299	2.8570
8	CCL3 Zn	49.0000	49.0691	56.557	2.1178
9	RCL1 Zn	2.4000	2.4381	19.742	.73922
10	RRG Cu	1.9600	1.8934	8.5337	.31954
11	CCL3 Cu	17.0000	15.9921	14.461	.54150
12	AGUA CLEANER Cu	.0000	.0000	.22295E-06	.83484E-08
13	AGUA CLEANER Zn	.0000	.0000	.63093E-06	.23625E-07
14	AGUA ALIM	.0000	.0000	.10410E-05	.38981E-07

REL AGUA/SOLIDO

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	RECOVERY	WT UNITS
1	OVCL	2.7820	2.5891	100.00	4.0991
2	OVCicl	22.2560	22.4901	102.32	4.1942
3	ALIM FLOT	2.5220	2.7153	92.777	3.8030
4	CCL Pb+Cu	6.9620	6.7615	33.285	1.3644
5	RRG Pb+Cu	1.9320	2.0342	59.491	2.4386
6	RRG Zn	4.8340	3.6971	104.45	4.2814
7	CRG Zn	1.9020	1.8791	15.769	.64639
8	CCL3 Zn	12.1930	12.0403	12.677	.51965
9	RCL1 Zn	7.8650	8.2102	60.727	2.4893
10	RRG Cu	10.5470	10.5723	43.527	1.7842
11	CCL3 Cu	12.2450	12.2519	10.120	.41485
12	AGUA CLEANER Cu	********	********	20.362	.83466
13	AGUA CLEANER Zn	********	********	57.635	2.3625
14	AGUA ALIM	********	********	95.094	3.8980

****

```
WARNING :ANALYSIS R( 3, 4)  ADJUSTED  BY MORE THAN  3 SIGMA
WARNING :ANALYSIS R( 4, 2)  ADJUSTED  BY MORE THAN  3 SIGMA
WARNING :ANALYSIS R( 4, 3)  ADJUSTED  BY MORE THAN  3 SIGMA
WARNING :ANALYSIS R( 6, 4)  ADJUSTED  BY MORE THAN  3 SIGMA
WARNING :ANALYSIS R( 7, 3)  ADJUSTED  BY MORE THAN  3 SIGMA
WARNING :ANALYSIS R(10, 2)  ADJUSTED  BY MORE THAN  3 SIGMA
WARNING : WEIGHT  W(13) ADJUSTED BY MORE THAN 3 SIGMA
WARNING : WEIGHT  W(14) ADJUSTED BY MORE THAN 3 SIGMA
```

FINAL RESULTS AFTER 8 ITERATIONS

CALCULATED MATERIAL BALANCES

FLOTACAO COM O MINERIO DE PALMEIROPOLIS - ENSAIO NO.10P

STREAM FLOW-RATES

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	WT.PCT.
1	OVCL	N-O	186.6730	100.0000
2	OVCicl	22.3430	26.8577	14.3876
3	ALIM FLOT	171.8220	160.2643	85.8530
4	CCL Pb+Cu	16.8760	30.3163	16.2403
5	RRG Pb+Cu	166.9500	129.9480	69.6126
6	RRG Zn	129.7200	125.3357	67.1418
7	CRG Zn	19.3040	23.1724	12.4134
8	CCL3 Zn	4.6930	4.7635	2.5518
9	RCL1 Zn	21.6400	18.5601	9.9426
10	RRG Cu	35.2040	26.3175	14.0982
11	CCL3 Cu	2.8630	4.0461	2.1675
12	RRG Pb	29.0040	24.3798	13.0601
13	CCL3 Pb	2.4350	2.0328	1.0889
14	AGUA CLEANER Pb	.1344	.0951	.0509
15	AGUA CLEANER Cu	.0480	.0473	.0253
16	AGUA CLEANER Zn	.1272	.1511	.0810
17	AGUA ALIM	.7453	.4491	.2406

ANALYSES

COBRE (%)

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	RECOVERY	WT UNITS
1	OVCL	.7500	.7573	100.00	1.4137
2	OVCicl	.8500	.8446	16.045	.22683
3	ALIM FLOT	.7400	.7406	83.955	1.1869
4	CCL Pb+Cu	3.4000	3.1134	66.767	.94388
5	RRG Pb+Cu	.1800	.1870	17.187	.24297
6	RRG Zn	.1400	.1279	11.341	.16033
7	CRG Zn	1.4000	1.2427	20.369	.28796
8	CCL3 Zn	1.8000	1.7348	5.8454	.82636E-01
9	RCL1 Zn	1.0000	1.1063	14.524	.20533
10	RRG Cu	1.3000	1.2835	23.894	.33779
11	CCL3 Cu	18.0000	14.9799	42.874	.60611
12	RRG Pb	.6400	.6180	10.658	.15067
13	CCL3 Pb	9.7000	9.2051	13.236	.18712
14	AGUA CLEANER Pb	.0000	.0000	.67244E-06	.95063E-08
15	AGUA CLEANER Cu	.0000	.0000	.33461E-06	.47303E-08
16	AGUA CLEANER Zn	.0000	.0000	.10692E-05	.15116E-07
17	AGUA ALIM	.0000	.0000	.31775E-05	.44919E-07

CHUMBO (%)

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	RECOVERY	WT UNITS
1	OVCL	.7000	.7331	100.00	1.3685
2	OVCicl	1.2000	1.1977	23.506	.32169
3	ALIM FLOT	.6300	.6532	76.494	1.0469
4	CCL Pb+Cu	2.8000	2.5010	55.403	.75821
5	RRG Pb+Cu	.2300	.2221	21.091	.28864
6	RRG Zn	.2000	.2036	18.649	.25522
7	CRG Zn	.6000	.6005	10.167	.13915
8	CCL3 Zn	.7000	.7016	2.4419	.33419E-01
9	RCL1 Zn	.5700	.5697	7.7256	.10573
10	RRG Cu	1.4400	1.4714	28.296	.38725
11	CCL3 Cu	8.9000	9.1684	27.107	.37097
12	RRG Pb	.8800	.8849	15.764	.21574

13	CCL3 Pb	8.4000	8.4373	12.532	.17151
14	AGUA CLEANER Pb	.0000	.0000	.69457E-06	.95055E-08
15	AGUA CLEANER Cu	.0000	.0000	.34561E-06	.47298E-08
16	AGUA CLEANER Zn	.0000	.0000	.11041E-05	.15111E-07
17	AGUA ALIM	.0000	.0000	.32815E-05	.44908E-07

ZINCO (%)

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	RECOVERY	WT UNITS
1	OVCL	2.1900	2.2164	100.00	4.1375
2	OVCicl	2.1200	2.1194	13.758	.56923
3	ALIM FLOT	2.2000	2.2265	86.242	3.5683
4	CCL Pb+Cu	4.2000	4.1778	30.612	1.2665
5	RRG Pb+Cu	1.8000	1.7712	55.630	2.3017
6	RRG Zn	.2300	.2302	6.9732	.28852
7	CRG Zn	11.0000	10.9949	61.578	2.5478
8	CCL3 Zn	42.0000	42.2629	48.657	2.0132
9	RCL1 Zn	2.8800	2.8803	12.920	.53458
10	RRG Cu	2.4000	2.4446	15.549	.64335
11	CCL3 Cu	15.4000	15.4027	15.063	.62321
12	RRG Pb	1.3300	1.3174	7.7629	.32119
13	CCL3 Pb	16.0000	15.8483	7.7863	.32216
14	AGUA CLEANER Pb	.0000	.0000	.22977E-06	.95068E-08
15	AGUA CLEANER Cu	.0000	.0000	.11433E-06	.47303E-08
16	AGUA CLEANER Zn	.0000	.0000	.36530E-06	.15114E-07
17	AGUA ALIM	.0000	.0000	.10853E-05	.44906E-07

REL AGUA/SOLIDO

M	STREAM	OBSERVED	CALCULATED	RECOVERY	WT UNITS
1	OVCL	3.3710	3.0924	100.00	5.7728
2	OVCicl	22.3430	22.6264	105.27	6.0769
3	ALIM FLOT	2.9290	2.6122	72.519	4.1864
4	CCL Pb+Cu	13.3060	8.1450	42.774	2.4693
5	RRG Pb+Cu	1.2530	1.3214	29.744	1.7171
6	RRG Zn	2.3780	2.3188	50.346	2.9063
7	CRG Zn	6.3210	6.2974	25.278	1.4593
8	CCL3 Zn	6.7760	6.7633	5.5808	.32217
9	RCL1 Zn	14.1750	14.2701	45.880	2.6485
10	RRG Cu	7.7640	9.5482.	43.529	2.5128
11	CCL3 Cu	10.1110	10.6133	7.4388	.42943
12	RRG Pb	12.4950	12.8278	54.175	3.1274
13	CCL3 Pb	16.4820	16.5303	5.8208	.33602
14	AGUA CLEANER Pb	********	********	16.467	.95061
15	AGUA CLEANER Cu	********	********	8.1942	.47303
16	AGUA CLEANER Zn	********	********	26.182	1.5114
17	AGUA ALIM	********	********	77.788	4.4905

```
*****************************************************************
WARNING :ANALYSIS R( 3, 4)  ADJUSTED  BY MORE THAN  3 SIGMA
WARNING :ANALYSIS R( 4, 2)  ADJUSTED  BY MORE THAN  3 SIGMA
WARNING :ANALYSIS R( 4, 4)  ADJUSTED  BY MORE THAN  3 SIGMA
WARNING :ANALYSIS R(10, 4)  ADJUSTED  BY MORE THAN  3 SIGMA
WARNING : WEIGHT  W( 4) ADJUSTED BY MORE THAN 3 SIGMA
WARNING : WEIGHT  W(11) ADJUSTED BY MORE THAN 3 SIGMA
WARNING : WEIGHT  W(17) ADJUSTED BY MORE THAN 3 SIGMA
```

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - CORPO C-3 ENSAIO Nº: 9 (Piloto)

PRODUTOS	PESO (Kg/g)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CL 3 - Zn	4,697	2,6	2,12	0,85	49	5,51	2,21	127,40	7,0	3,2	56,2
RG - Zn	136,221	75,7	0,11	0,25	0,29	8,33	18,93	21,95	10,5	27,4	9,7
VCICL	15,693	8,7	0,9	1,30	2,32	7,83	11,31	20,18	9,9	16,4	8,9
CL 3 - Cu	3,683	2,1	18,8	6,6	17,0	39,48	13,86	35,70	50,0	20,1	15,8
RG - Cu	19,648	10,9	1,64	2,08	1,96	17,88	22,67	21,36	22,6	32,9	9,4
lim. calc.	179,942	100,0	0,79	0,68	2,26	79,03	68,98	226,59	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS - CORPO C-I

ENSAIO Nº: 10P

PRODUTOS	PESO (Kg/h)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
CCL 3 - Zn	4,693	2,5	1,80	0,70	42,00	4,50	1,75	105,00	6,1	2,7	50,2
CCL 3 - Cu	2,863	1,5	18,00	8,90	15,40	27,00	13,35	23,10	36,9	20,3	11,0
CCL 3 - Pb	2,435	1,3	9,70	8,40	16,00	12,61	10,92	20,80	17,2	16,6	9,9
RRG - Zn	129,720	67,9	0,14	0,20	0,23	9,51	13,58	15,62	13,0	20,7	7,5
RRG - Pb	29,004	15,2	0,64	0,88	1,33	9,73	12,16	20,22	13,3	18,5	9,7
OVCICL	22,343	11,6	0,85	1,20	2,12	9,86	13,92	24,59	13,5	21,2	11,7
Alim. calc.	191,058	100,0	0,73	0,66	2,09	73,21	65,68	209,33	100,0	100,0	100,0

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: 10P

PRODUTOS	PESO (Kg/h)	% PESO	TEOR (g/t)			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			Au	Ag	Cd	Au	Ag	Cd	Au	Ag	Cd
CCL 3 - Zn	4,693	2,5	1,85	49,0	1200	4,625	122,5	3000	4,40	7,34	28,77
CCL 3 - Cu	2,863	1,5	1,10	212	430	1,650	318,0	645	1,58	19,05	6,18
CCL 3 - Pb	2,435	1,3	1,80	200	430	2,340	260,0	559	2,23	15,59	5,36
RRG - Zn	129,720	67,9	1,20	4,00	6,00	81,48	271,6	407,4	77,55	16,27	3,91
RRG - Pb	29,004	15,2	0,45	26,00	34,0	6,84	395,2	5168	6,51	23,68	49,55
OVCICL	22,343	11,6	0,70	26,00	56,00	8,12	301,6	649,6	7,73	18,07	6,23
Alim. calc.	191,058	100,0	1,05	16,69	104,29	105,055	1668,9	10429	100,0	100,0	100,0
Alim. analis.	-	-	0,50	16,0	60,0	-	-	-	-	-	-

PROJETO: PALMEIRÓPOLIS

ENSAIO Nº: B - 10P

PRODUTOS	PESO (Kg/h)	% PESO	TEOR			U.M.			DISTRIBUIÇÃO (%)		
			S	Fe	Zn	S	Fe	Zn	S	Fe	Zn
Conc. Pirita	168,02	5,65	35,70	33,00	-	201,705	186,45	-	66,03	23,04	-
Rej. Pirita	2804,34	94,35	1,10	6,60	-	103,785	622,71	-	33,97	76,96	-
Alim. calc.	2972,36	100,0	3,05	8,09	-	305,49	809,16	-	100,0	100,0	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

Obs.: Ensaio de bancada proveniente do RRGEM 10P.

MALHA	% PESO	% PESO (ACUMULADA)	% PESO (PASSANTE)
100	6,7	6,7	93,3
150	6,8	13,5	86,5
200	9,2	22,7	77,3
270	9,7	32,4	67,6
-270	67,6	100,0	-

Tabela 1 - Distribuição granulométrica da alimentação da flotação teste 8P.

MALHA	% PESO	% PESO (ACUMULADA)	% PESO (PASSANTE)
100	6,0	6,0	94,0
150	7,2	13,2	86,8
200	9,2	22,4	77,6
270	11,5	33,9	66,1
400	17,4	51,3	48,7
-400	48,7	100,0	-

Tabela 2 - Distribuição granulométrica do "underflow" do hidrociclone teste 8P.(alimentação da flotação)

MALHA	% PESO	% PESO (ACUMULADA)	% PESO (PASSANTE)
400	1,4	1,4	98,6
-400	98,6	100,0	-

Tabela 3 - Distribuição granulométrica do "overflow" do hidrociclone teste 8P.

MALHA	% PESO	% PESO (ACUMULADA)	% PESO (PASSANTE)
100	5,0	5,0	95,0
150	8,0	13,0	87,0
200	9,2	22,2	77,8
270	13,6	35,8	64,2
-270	64,2	100,0	-

Tabela 4 - Distribuição granulométrica alimentação da flotação teste 9P.

MALHA	% PESO	% PESO (ACUMULADA)	% PESO (PASSANTE)
100	2,6	2,6	97,4
150	8,6	11,2	88,8
200	18,0	29,2	70,8
270	11,4	40,6	59,4
-270	59,4	100,0	-

Tabela 5 - Distribuição granulométrica "overflow" do classificador teste 9P.

MALHA	% PESO	% PESO (ACUMULADA)	% PESO (PASSANTE)
400	1,6	1,6	98,4
-400	98,4	100,0	-

Tabela 6 - Distribuição granulométrica "overflow" do hidrociclone teste 9P.

PLANTA PILOTO: Equipamentos utilizados na flotação de Cu-Pb-Zn Palmeirópolis (ver fig. 10)

AL-1: Alimentador de correia, tipo CIMAQ

CL-1: Classificador espiral 9", tipo Oto-Dentz

BP-01 a 06: Bombas verticais 11/2"

CN-1: Condicionador 28 ℓ (capacidade usada)

CN-2: Condicionador 43 ℓ (capacidade usada)

CN-3: Condicionador 20 ℓ (capacidade usada)

CN-4: Condicionador 76 ℓ (capacidade usada)

CN-5: Condicionador 60 ℓ (capacidade usada)

HCL-1: Hidrociclone AKW

diâmetro da alimentação: 6mm

comprimento corpo hidrociclone: 61mm

diâmetro interno entrada: 45mm

diâmetro interno saída: 34mm

diâmetro vortex (diâmetro saída): 16mm

Apex: diâmetro entrada: 36mm

diâmetro saída : 8mm

MO-1: Moinho de bolas, tipo DENVER, 32"x36"

Carga de bolas:	2"	- 279kg
	11/2"	- 257kg
	11/4"	- 96kg
	1"	- 47kg
	7/8"	- 23kg
	3/4"	- 33kg
		735kg

CF-1 a CF-6: Célula tipo DENVER nº 7, volume de 28 ℓ

CF-7 a CF-17: Célula tipo DENVER nº 5, volume de 9 ℓ

Adição de reagentes:

- CaO (10%) em permanente agitação e adicionado com bomba pe

ristáltica.

- SF323 e óleo de pinho (100%) por ser utilizado em pequenas adições e não poder ser diluído, foi adicionado manualmente com siringa.
- $NaCO_3$ (10%)

  Dextrina (1%)

  A325 (1%)

  NaCN (1%) adicionados com bomba tipo Clarkson

  $ZnSO_4$ (5%)

  A325 (1%)

- LEGENDA UTILIZADAANOS ENSAIOS DE BANCADA

  CRG - Concentrado "Rougher"

  RRG - Rejeito "Rougher"

  RCL - Rejeito "Cleaner"

  CCL - Concentrado "Cleaner"

  OVCICL - "Overflow" ciclone

  Flo./RG - Flotação "Rougher"

  OVCL - "Overflow" do classificador

- TEMPOS DE RESIDÊNCIA - Teste 9P (piloto)

  Condicionador CN-1: 3,2 min.

  Condicionador CN-2: 5,0 min.

  Condicionador CN-3: 2,3 min.

  "Rougher" - Cu + Pb (Células CF_1 + CF_2 + CF_3) = 8,8 min.

  "Cleaner" - Cu + Pb (Célula CF_4) = 8,8 min.

  Condicionador CN-6 = 6,8 min.

  Condicionador CN-7 = 6,8 min.

  "Rougher" Cu (Célula CF-10) = 2,9 min. (4 min.)

  "Cleaner"-1-Cu (Célula CF-11) = 7,0 min. (3 min.)

  "Cleaner"-2-Cu (Célula CF-12) = 77,0 min. (3 min.)

"Cleaner"-3-Cu (Célula CF-13) = 7,0 min.
Condicionador CN-4 = 12,0 min.(5 min.)
Condicionador CN-5 = 9,9 min. (5 min.)
"Rougher"-Zn (Células CF_5 e CF_6) = 9,3 min. (4 min.)
"Cleaner"-1-Zn (Célula CF-7) = 7,0 min. (3 min.)
"Cleaner"-2-Zn (Célula CF-8) = 7,0 min. (3 min.)
"Cleaner"-3-Zn (Célula CF-9) = 7,0 min. (3 min.)
CN-8 = 6,0 min.

OBSERVAÇÃO: Os tempos de residência poderão ser calculados a partir do fluxo da polpa em cada ponto (ver balanço de massa computador em anexo) e volume de cada reator (equipamentos usados em planta piloto, Anexo 2). Para dimensionamento de planta industrial utilizar os tempos de residência entre parentese. Nos estágios "Cleaners", principalmente, devido a pequena quantidade de massa e por não existir células menores, os ensaios em planta piloto apresentaram tempo de residência acima do esperado.

ANEXO 3

ENSAIOS COMPLEMENTARES

(pg. 3.1 a 3.15)

TESTE DE FOLHA (LEAF TEST)

CETEM - DITRAM

TESTE Nº 01 DATA 03/12/87 OPERADOR Antonio Odilon

Amostra: CCL 3 - Zn

AMOSTRA		POLPA			TEMPO		VÁCUO		FILTRADO		TORTA				RESULTADOS				
AMOSTRA Nº	DATA	DENSIDADE	TEMPERATURA	pH	FORMAÇÃO DA TORTA	SECAGEM	FORMAÇÃO DA TORTA	SECAGEM	VOLUME EM CC	% SÓLIDO NO FILTRADO	ESPESSURA DA TORTA	QUEBRA	PESO ÚMIDO	PESO SECO	TEMPO DE CICLO	CAPACIDADE DE TORTA Lb	CAPACIDADE DE FILTRADO GALÕES	CAPACIDADE DE TORTA kg (1)	CAPACIDADE DE FILTRADO LITROS (2)
01	-	1,67	28°C	6,2	30	60	14	14	400	-	8 mm	-	151,05	121,8	2min	-	-	392	1290
02	-	1,67	28°C	6,2	30	60	20	20	370	-	11mm	-	245,71	213,4	2min	-	-	688	1193

(1) kg torta seca/m^2/hora

(2) litro/m^2/hora

TESTE DE FOLHA (LEAF TEST)

CETEM - DITRAM

TESTE Nº 02 DATA 03 / 12 / 87 OPERADOR Antonio Odilon

Amostra: CCL 3 - Cu

AMOSTRA		POLPA			TEMPO		VÁCUO		FILTRADO		TORTA				RESULTADOS				
AMOSTRA Nº	DATA / /	DENSIDADE	TEMPERATURA	PH	FORMAÇÃO DA TORTA	SECAGEM	FORMAÇÃO DA TORTA	SECAGEM	VOLUME EM CC	% SÓLIDO NO FILTRADO	ESPESSURA DA TORTA	QUEBRA	PESO ÚMIDO	PESO SECO	TEMPO DE CICLO	CAPACIDADE DE TORTA lb	CAPACIDADE DE FILTRADO GALÕES	CAPACIDADE DE TORTA kg (1)	CAPACIDADE DE FILTRADO LITROS (2)
01	-	1,42	28°C	5,8	30	60	16	16	480	-	8mm	-	2046	1832	2min	-	-	591	1548
02	-	1,42	28°C	5,8	30	60	16	16	443	0,08	10 mm	-	2239	1943	2min	-	-	627	1429

(1) kg torta seca/m^2/hora

(2) litros/m^2/hora

TESTE DE FOLHA (LEAF TEST)

CETEM - DITRAM

TESTE Nº 03 DATA 03/12/87 OPERADOR Antonio Odilon

Amostra: CCL 3 - Pb

AMOSTRA		POLPA			TEMPO		VÁCUO		FILTRADO		TORTA				RESULTADOS				
AMOSTRA Nº	DATA	DENSIDADE	TEMPERATURA	pH	FORMAÇÃO DA TORTA	SECAGEM	FORMAÇÃO DA TORTA	SECAGEM	VOLUME EM CC	% SÓLIDO NO FILTRADO	ESPESSURA DA TORTA	QUEBRA	PESO ÚMIDO	PESO SECO	TEMPO DE CICLO	CAPACIDADE DE TORTA Lb	CAPACIDADE DE FILTRADO GALÕES	CAPACIDADE DE TORTA kg	CAPACIDADE DE FILTRADO LITROS
01	-	1,67	28°C	5,6	30	60	14	14	432	-	9mm	-	153,3	124,9	2min	-	-	403	1394
02	-	1,67	28°C	5,6	30	60	18,5	17,5	424	-	11mm	-	182,1	152,9	2min	-	-	588	1368

TESTE DE SEDIMENTAÇÃO

CETEM - DITRAM

TESTE Nº 01 DATA 01 / 12 / 87 OPERADOR Luiz Otavio

AMOSTRA RRG - Zn (Rejeito Rougher de Zinco) - Palmeirópolis

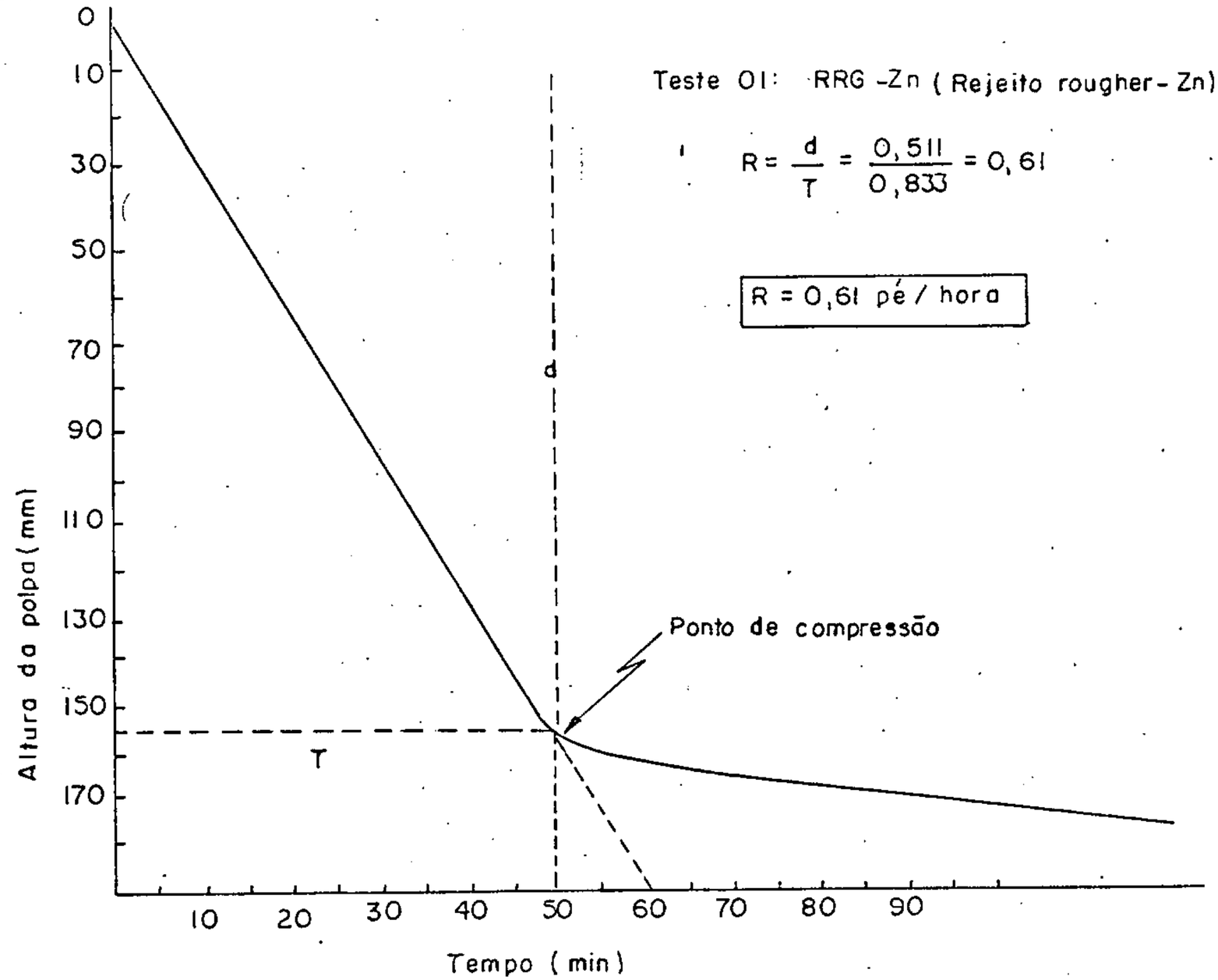
FLOCULANTE TIPO $Al_2(SO_4)_3$ QUANTIDADE 100g/t

pH DA POLPA 9,5 Início: 15:20h Término: 12:40h

a	PESO DA PROVETA (g)	731,09
b	PESO PROVETA + POLPA (g)	1949,51
c	PESO POLPA (b - a) (g)	1218,42
d	PESO DE SÓLIDOS (g)	350,81
e	VOLUME OCUPADO PELO MATERIAL DECANTADO APÓS TERMINADA A SEDIMENTAÇÃO	400ml
f	PERCENTAGEM DE SÓLIDOS INICIAL $\frac{d}{c} \times 100$	28,79
g	PERCENTAGEM DE SÓLIDOS FINAL $\frac{d}{c - [1000^{*} - a]} \times 100$	56,59
[R] (pé / hora)		0,61
[F] $\frac{100 - f}{f}$		2,47
[D] $\frac{100 - g}{g}$		0,76
$A = \frac{1,333(F - D)}{R}$ (pé²/ton. / 24 horas)		3,74

Obs. (*) PROVETA de 1000ml

TEMPO (min)	VOLUME (mm)	TEMPO (min)	VOLUME (mm)
1	5	74	166
2	8	79	167
3	10	84	168
4	15	89	169
5	17	16:20h	176
7	22	16:35h	177
10	32	17:05h	177
12	38	19:00h	177
14	44		
16	49		
18	56		
20	59		
22	69		
24	77		
26	82		
28	91		
30	96		
33	107		
36	117		
39	127		
42	136		
45	145		
48	153		
51	157		
54	160		
59	162		
64	163		
69	165		



Teste 01: RRG -Zn (Rejeito rougher- Zn)

$$R = \frac{d}{T} = \frac{0,511}{0,833} = 0,61$$

$$\boxed{R = 0,61 \text{ pé / hora}}$$

TESTE DE SEDIMENTAÇÃO

CETEM - DITRAN

TESTE Nº 02 DATA 02 / 12 / 87 OPERADOR Antonio Odilon

AMOSTRA RRG - Pb Palmeirópolis

FLOCULANTE TIPO $Al_2(SO_4)_3 18H_2O$ QUANTIDADE 500g/t

pH DA POLPA 5,2 Início: 8:00h Término: 8:00h

a	PESO DA PROVETA (g)	682,45
b	PESO PROVETA + POLPA(g)	1702,91
c	PESO POLPA (b - a) (g)	1019,96
d	PESO DE SÓLIDOS (g)	49,63
e	VOLUME OCUPADO PELO MATERIAL DECANTADO APÓS TERMINADA A SEDIMENTAÇÃO	90ml
f	PERCENTAGEM DE SÓLIDOS INICIAL $\frac{d}{c} \times 100$	4,87
g	PERCENTAGEM DE SÓLIDOS FINAL $\frac{d}{c - [1000^{*} - e]} \times 100$	45,13
[R] (pé / hora)		1,54
[F] $\frac{100 - f}{f}$		19,53
[D] $\frac{100 - g}{g}$		1,22
$A = \frac{1,333(F - D)}{R}$ (pé²/ton. / 24 horas)		15,84

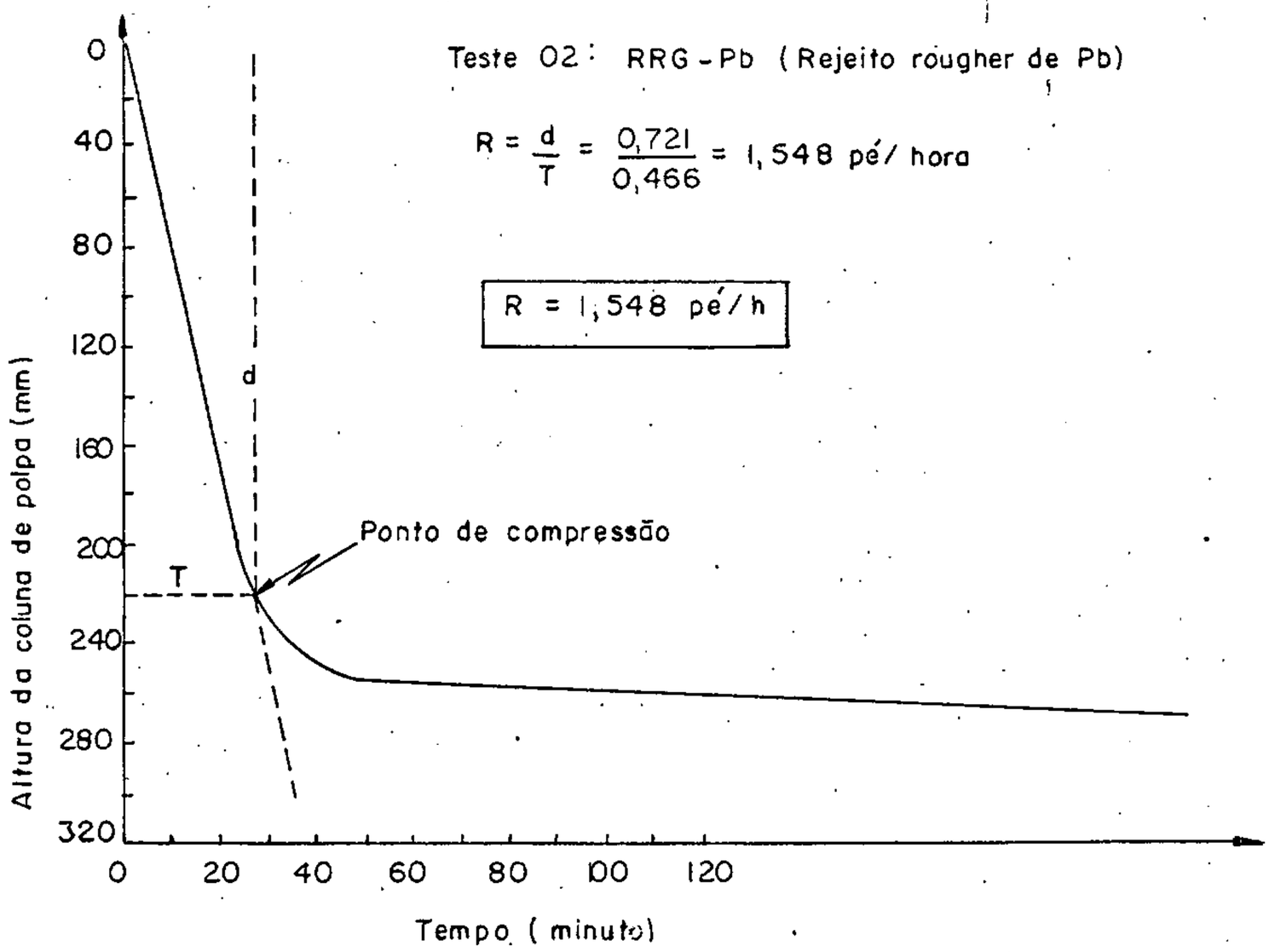
Obs. (*) PROVETA de 1000ml

TEMPO (min)	VOLUME (mm)	TEMPO (min)	VOLUME (mm)
1	7	37	245
3	20	38	246
4	30	39	248
5	35	40	249
6	45	45	251
7	55	50	253
8	60	60	256
9	70	70	258
10	75	85	260
11	90	100	260
12	100	115	264
13	110	15:00h	267
14	120	8:00h	267
15	130		
16	140		
17	150		
19	160		
20	180		
22	200		
24	214		
26	219		
27	220		
28	230		
32	235		
33	237		
34	239		
35	241		
36	243		

Teste 02: RRG - Pb (Rejeito rougher de Pb)

$$R = \frac{d}{T} = \frac{0,721}{0,466} = 1,548 \text{ pé/ hora}$$

$$\boxed{R = 1,548 \text{ pé/h}}$$



TESTE DE SEDIMENTAÇÃO

CETEM - DITRAM

TESTE Nº 03 DATA 02 / 12 / 87 OPERADOR Antonio Odilon

AMOSTRA CCL 3 - Zn - Palmeirópolis

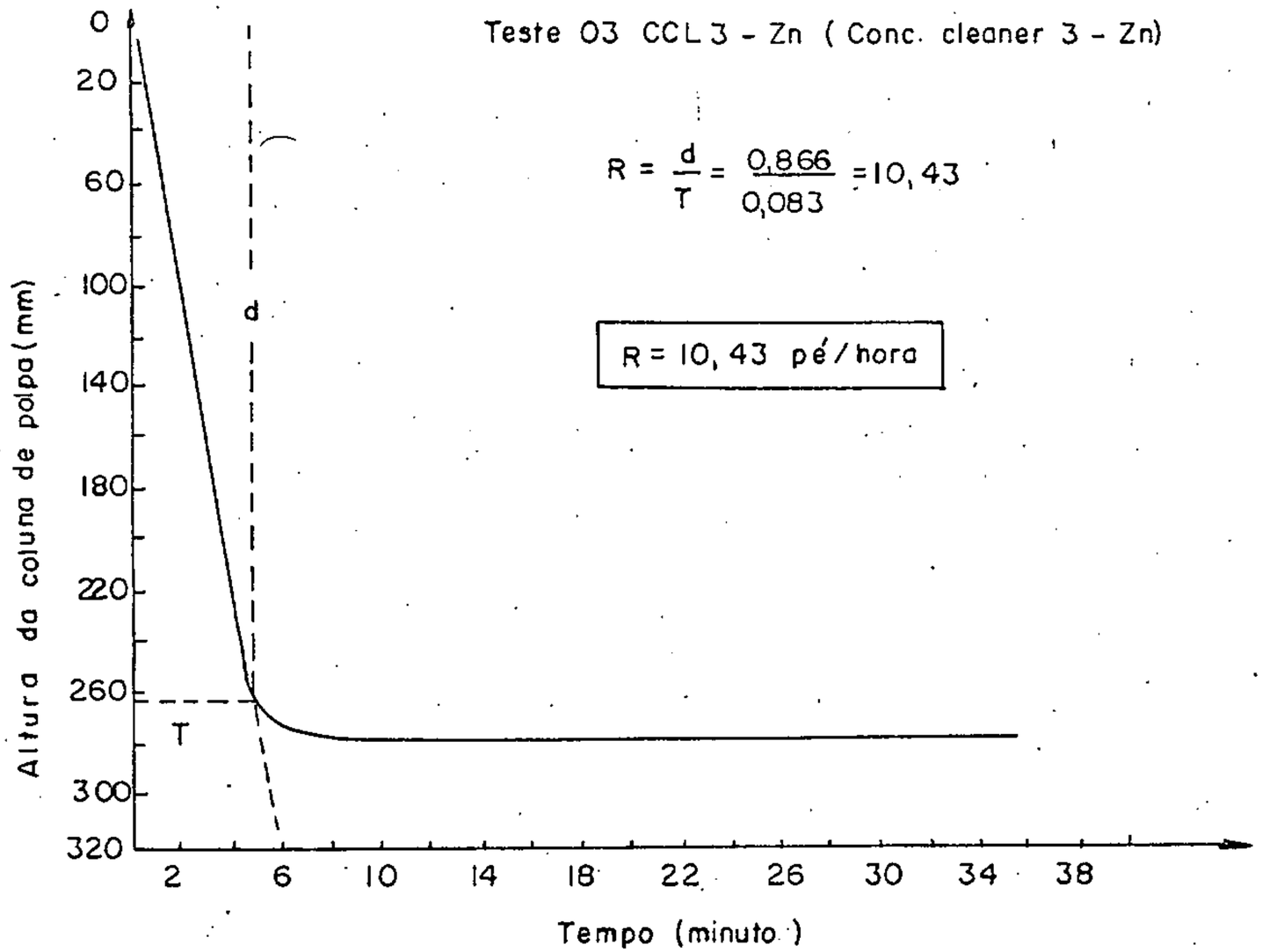
FLOCULANTE TIPO _____ QUANTIDADE _____

pH DA POLPA 6,2 Início: 9:50h Término: 8:00h

a	PESO DA PROVETA (g)	662,71
b	PESO PROVETA + POLPA (g)	1753,23
c	PESO POLPA (b - a) (g)	1090,52
d	PESO DE SÓLIDOS	149,50
e	VOLUME OCUPADO PELO MATERIAL DECANTADO APÓS TERMINADA A SEDIMENTAÇÃO	90ml
f	PERCENTAGEM DE SÓLIDOS INICIAL $\frac{d}{c} \times 100$	13,71
g	PERCENTAGEM DE SÓLIDOS FINAL $\frac{d}{c - [1000^{\circ} - e]} \times 100$	82,82
[R] (pé / hora)		10,43
[F] $\frac{100 - f}{f}$		6,29
[D] $\frac{100 - g}{g}$		0,21
$A = \frac{1,333(F - D)}{R}$ (pé²/ton. / 24 horas)		0,77

Obs. (*) PROVETA de 1000ml

TEMPO (min)	VOLUME (ml)	TEMPO (min)	VOLUME (ml)
30s	10		
60s	30		
90s	60		
120s	100		
150s	130		
180s	170		
210s	190		
240s	230		
270s	250		
300s	270		
6min	275		
11min	280		
26min	280		
57min	280		
11:30	280		
8:00	281	3/12/87	



Teste 03 CCL 3 - Zn (Conc. cleaner 3 - Zn)

$$R = \frac{d}{T} = \frac{0{,}866}{0{,}083} = 10{,}43$$

$\boxed{R = 10{,}43 \text{ pé/hora}}$

TESTE DE SEDIMENTAÇÃO

CETEM - DITRAM

TESTE Nº 04 DATA 02 / 12 / 87 OPERADOR Antonio Odilon

AMOSTRA CCL 3 - Pb

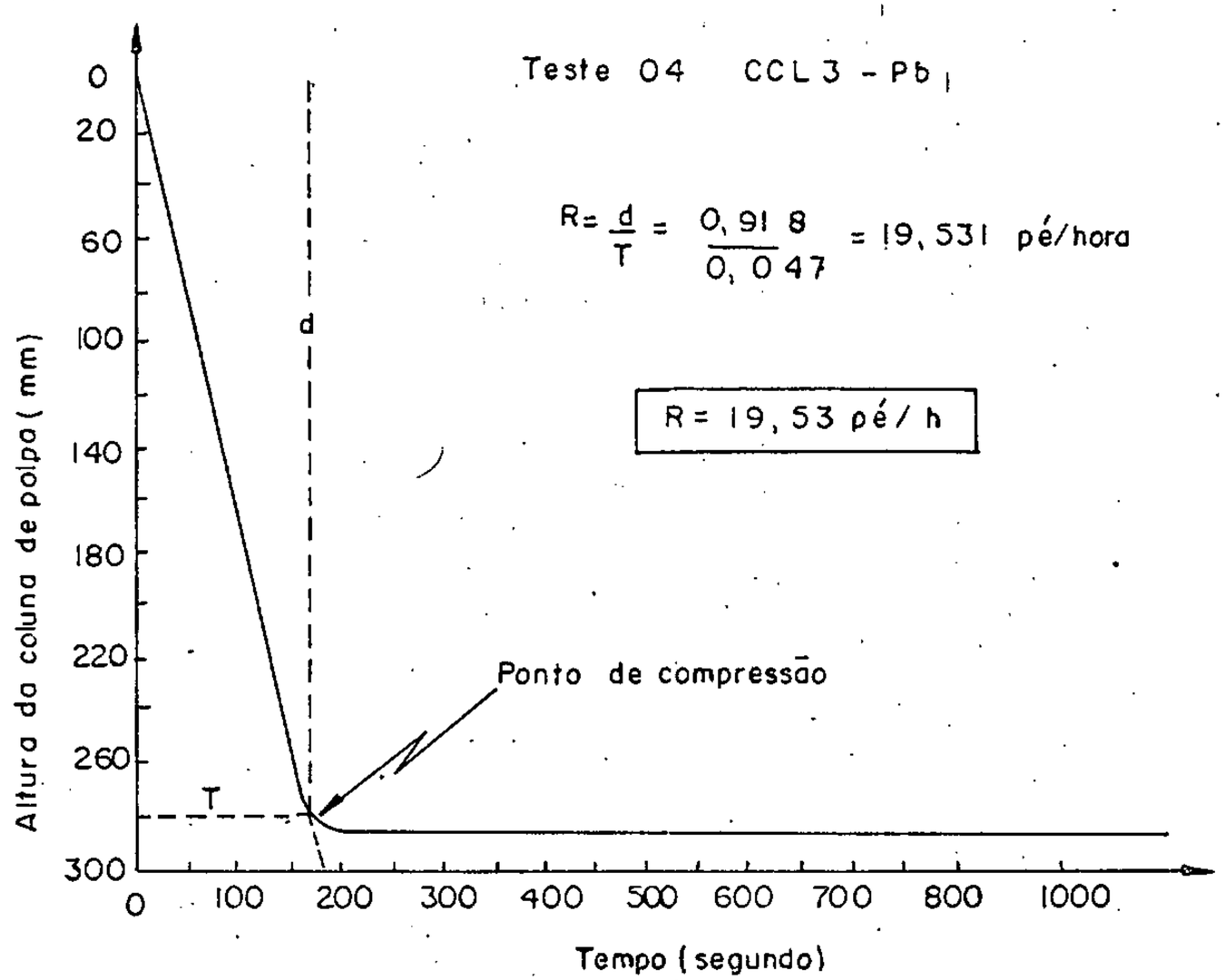
FLOCULANTE TIPO _____ QUANTIDADE _____

pH DA POLPA 5,6 Início: 10:55h Término: 8:000h

a	PESO DA PROVETA (g)	731,09
b	PESO PROVETA + POLPA(g)	1747,10
c	PESO POLPA (b - a) (g)	1016,01
d	PESO DE SÓLIDOS	50,39
e	VOLUME OCUPADO PELO MATERIAL DECANTADO APÓS TERMINADA A SEDIMENTAÇÃO	45ml
f	PERCENTAGEM DE SÓLIDOS INICIAL $\frac{d}{c} \times 100$	4,96
g	PERCENTAGEM DE SÓLIDOS FINAL $\frac{d}{c - [1000^{*} - a]} \times 100$	82,59
[R] (pé / hora)		19,53
[F] $\frac{100 - f}{f}$		19,16
[D] $\frac{100 - g}{g}$		0,21
$A = \frac{1,333(F - D)}{R}$ (pé²/ton. / 24 horas)		1,29

Obs. (*) PROVETA de 1000ml

TEMPO (min)	VOLUME (ml)	TEMPO (min)	VOLUME (ml)
10s	10		
20s	30		
30s	50		
40s	70		
50s	90		
60s	110		
70s	130		
80s	150		
90s	170		
100s	180		
110s	190		
120s	200		
130s	220		
140s	230		
150s	240		
160s	280		
170s	285		
230s	286		
10min	286		
11:30	286		
8:00	286	3/12/87	


Teste 04 CCL 3 - Pb
R= d/T = 0,918 / 0,047 = 19,531 pé/hora
R = 19,53 pé/h
Altura da coluna de polpa (mm)
0
20
60
100
140
180
220
260
300
d
T
Ponto de compressão
0
100
200
300
400
500
600
700
800
1000
Tempo (segundo)

TESTE DE SEDIMENTAÇÃO

CETEM - DITRAM

TESTE Nº 05 DATA 02 / 12 / 87 OPERADOR Antonio Odilon

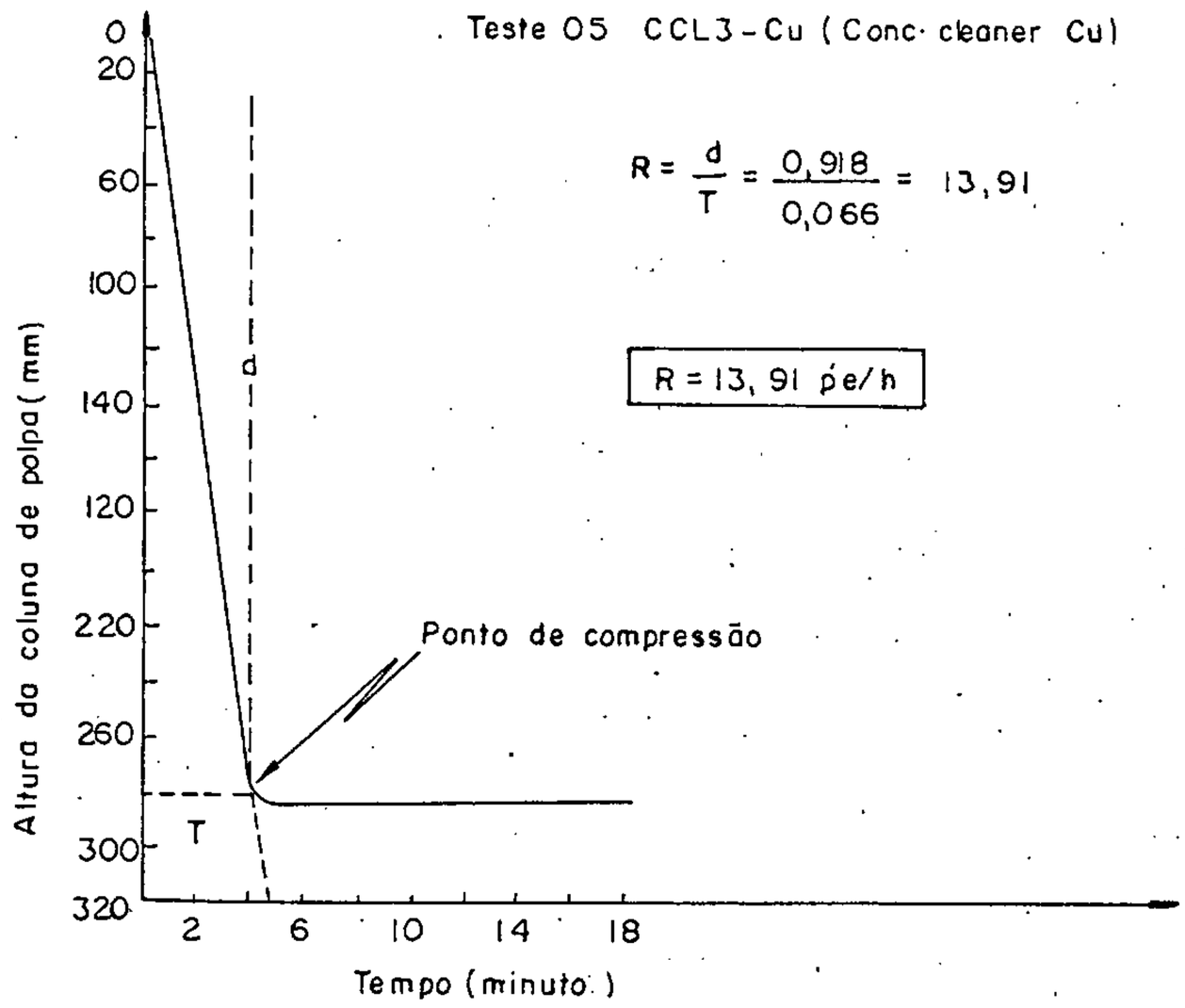
AMOSTRA CCL 3 - Cu

FLOCULANTE TIPO _____ QUANTIDADE _____

pH DA POLPA 5,8 Início: 16:00h Término: 8:00h

			TEMPO (min)	VOLUME (ml)	TEMPO (min)	VOLUME (ml)
a	PESO DA PROVETA (g)	517,25	4	283		
b	PESO PROVETA + POLPA (g)	1553,98	18	283		
c	PESO POLPA (b - a) (g)	1036,73	8:00	283	3/12/87	
d	PESO DE SÓLIDOS (g)	65,20				
e	VOLUME OCUPADO PELO MATERIAL DECANTADO APÓS TERMINADA A SEDIMENTAÇÃO	45ml				
f	PERCENTAGEM DE SÓLIDOS INICIAL $\frac{d}{c} \times 100$	6,29				
g	PERCENTAGEM DE SÓLIDOS FINAL $\frac{d}{c - [1000^{*} - e]} \times 100$	79,77				
[R] (pé / hora)		13,91				
[F] $\frac{100 - f}{f}$		14,90				
[D] $\frac{100 - g}{g}$		0,25				
A = $\frac{1,333(F - D)}{R}$ (pé²/ton. / 24 horas)		1,41				

Obs. (*) PROVETA de 1000ml



. Teste 05 CCL3-Cu (Conc. cleaner Cu)

$$R = \frac{d}{T} = \frac{0,918}{0,066} = 13,91$$

$$\boxed{R = 13,91 \text{ pé/h}}$$

POLEGADA	% PESO	% PESO (ACUMULADA)	% PESO (PASSANTE)
2	2,49	2,49	97,51
1 1/2	12,87	15,36	84,64
3/4	44,41	59,77	40,23
-3/4	40,23	100,00	-

Tabela C_1 - Análise granulométrica do minério britado a 2"

MALHA	% PESO	% PESO (ACUMULADA)	% PESO (PASSANTE)
4	6,34	6,34	93,66
6	11,83	18,18	81,82
8	18,26	36,43	63,57
10	10,01	46,44	53,56
14	6,60	53,10	46,90
20	7,69	60,79	39,21
28	4,19	64,98	35,02
35	5,20	70,18	29,82
48	4,80	74,98	25,02
65	4,10	79,08	20,92
100	1,20	80,28	19,72
150	5,17	85,45	14,55
200	2,03	87,48	12,52
-200	12,52	100,00	-

Tabela C_2 - Análise granulométrica da alimentação do minério alimentado na planta piloto.

MALHA	% PESO	% PESO (ACUMULADA)	% PESO (PASSANTE)
100	2,68	2,68	97,32
150	4,20	6,88	93,12
200	5,01	11,89	88,11
270	5,44	17,33	82,67
-270	82,67	100,00	-

Tabela C_3 - Análise granulométrica do minério utilizado nos ensaios de flotação em bancada

PARTE III

MINÉRIO DE Cu-Pb-Zn de PALMEIRÓPOLIS:
ESTIMATIVA DE INVESTIMENTOS E CUSTOS OPERACIONAIS

Adão Benvindo da Luz

MINÉRIO Cu-Pb-Zn de PALMEIRÓPOLIS
DADOS PARA PREVIABILIDA ECONÔMICA

- INTRODUÇÃO

Atendendo solicitação da Superintendência de Patrimônio Mineral - SUPAMI/CPRM foi feita uma estimativa de investimento e custos operacionais para uma planta industrial de beneficiamento do minério de Cu-Pb-Zn, Palmeirópolis-GO, visando um estudo de previabilidade econômica, a cargo da Divisão Econômica Mineral DIECON/CPRM.

Na estimativa de investimento e custos operacionais utilizaram-se dados de processo obtidos em planta piloto/CETEM e nos critérios e premissas constantes do item I deste trabalho.

A taxa de câmbio utilizada foi a vigente em 08/03/88, ou seja US$1.00 = Cz$105,00.

- RESUMO

A quantidade de minério sulfetado, com teores de 1,2% Cu; 0,5 Pb; 4,3% Zn e umidade de 3% a ser tratada anualmente é de 520.000 t para uma produção de:

TIPO	CONCENTRADO (t)	TEOR (%)
Cobre	21.600	20
Zinco	37.224	45
Chumbo	3.168	40

Nessas condições foram determinados os seguintes investimentos.

INVESTIMENTO		
Descrição	Cz$ X 10^3	US$ X 10^3
Mina	(pela CPRM)	
Cocentração	1.470.000	14.000
Pre operação	157.500	1.500
T O T A L	1.627.500	15.500

I. INVESTIMENTO

. Critérios para Estimativa

O empreendimento foi dividido em 2 (duas) áreas: Mina e Concentração, ficando apenas esta a cargo do CETEM. A partir do balanço de massa (ver anexo) foram dimensionados os principais equipamentos de processo da planta de concentração, bem como de manuseio de sólidos secos e polpa. O custo dos equipamentos foram levantados utilizando-se do manual de custos de Equipamentos de Processo Mineralúrgicos - RP/08/85 - CETEM e através de contatos telefônicos junto a fornecedores. De posse desses valores, os outros ítens que dizem respeito ao empreendimento (Instalação de equipamentos, instrumentação, facilidades etc) foram estimados a partir de dados estatísticos levantados junto a indústrias(*), segundo os percentuais constantes na Tabela I.

. Premissas do Projeto

a) Capacidade

A concentração deverá processar 520.000 t/ano de minério (umidade 3%) e foi programada para operar 300 dias/ano. Deverá operar 7 (sete) dias por semana, 24 (vinte e quatro) horas por dia, menos 8 (oito) horas por semana para manutenção programada. Estimou-se portanto 7.200 (sete mil e duzentas) horas operacionais disponíveis por ano.

(*) Plant Design and Economics Chemical Engineers, Max S. Peters, 2nd Edition - McGraw Hill Book Company.

A mina foi programada para operar 6 (seis) dias por semana, incluindo-se a britagem primária e a secundária, trabalhando apenas 2 turnos de 8 horas por dia. O basculamento médio de caminhões será de aproximadamente 123 t/h, podendo haver variações de 50% acima ou abaixo desta quantidade.

b) Alimentação da Planta

As principais características do minério são:

" work index" - 13 kwh/t
tamanho máximo alim. britagem - 300 mm
umidade - 3%
densidade aparente média - 2,2 t/m^3
teores do minério - 1,2% Cu
0,5% Pb
4,3% Zn
0,5 g/t Au
16,0 g/t Ag
60,0% Cd ?
3,0% S pirítico

c) Metalurgia

As massas de concentrado a serem obtidas são:

C_1 - Concentrado de cobre(1): 21.600 t/ano. Representa uma massa de 0,043% do peso da alimentação, com teor 20% Cu e recuperação de 70%.

Outros elementos no concentrado de cobre:

Teores (g/t) - 1,1 Au
- 212,0 Ag
- 430,0 Cd

C_2 - Concentrado de zinco(1): 37.224 t/ano. Representa uma massa de 0,074% do peso da alimentação, com teor de 45% Zn e recuperação de 75%.

Outros elementos no concentrado de zinco:

Teores (g/t) - 1,85 Au
- 49,0 Ag
- 1.200,0 Cd

C_3 - Concentrado de chumbo(1): 3.168 t/ano. Representa uma massa de 0,0063% do peso da alimentação, com teor de 40% e recuperação de 50%.

Outros elementos no concentrado de chumbo:

Teores (g/t) - 1,8 Au
- 200,0 Ag
- 430,0 Cd

(1) Para uma alimentação de 520.000 t/ano.

COMPONENTES	%	CUSTO US$
. Custos diretos		
Equipamentos adquiridos	25	3.500.000
Instalação equipamentos adquiridos	9	1.260.000
Instrumentação instalada	5	700.000
Tubulação instalada	6	840.000
Instalações elétricas	5	700.000
Edifícios (incluindo serviços)	5	700.000
Pátio	2	280.000
Facilidades (serviços)	12	1.680.000
Aquisição terreno	1	140.000
	70	
. Custos Indiretos		
Engenharia e supervisão	10	1.400.000
Despesas com construção	8	1.120.000
Honorário empreiteira	2	280.000
Contingência	10	1.400.000
Capital fixo investimento	100	14.000.000

Tabela I - Percentagem do investimento fixo usina de concentração

d) Descrição Componentes (Tabela I)

- Equipamentos adquiridos: Diz respeito aos equipamentos de cominuição, manuseio e processo.
- Instalação de equipamentos adquiridos: Este ítem envolve mão de obra, fundações, suportes, plataformas, despesas de construção e outros ítens relacionados com a instalação de equipamentos.
- Instrumentação: Envolve custo dos instrumentos, mão de obra instalações de equipamentos auxiliares etc.
- Tubulação: Envolve custo de mão de obra, tubos, válvulas, suportes etc.
- Instalações elétricas: Consiste de mão de obra para instalação e materiais de iluminação , rede de energia, instalação elétrica de instrumentos de controle, transformação etc.
- Edifícios: Os custos de edifícios incluindo serviços, envolve mão de obra, materiais e suprimentos com a construção de todo o edifício conectado com a planta de concentração.
- Pátio: Envolve o custo de cerca, terraplanagem, estrada , calçada, paisagem, ramais rodoviários e ítens similares que constituem uma porção do investimento relacionado com a planta e sua operação.
- Facilidade de serviços: Inclui as utilidades para suprimento de água, vapor, energia, ar comprimido, combustível, proteção contra incêndio, primeiros socorros , restaurante etc.
- Aquisição de terreno: O custo do terreno e os serviços e taxas para sua aquisição variam bastante desde valores baixos quando se trata de uma área rural a valores elevados , quando se encontra numa área mais industrializada.

- Engenharia e Supervisão: Envolve os custos do projeto de construção e engenharia, desenho, gerenciamento de compra, contabilidade, engenharia de construção, viagem, reprodução, comunicação etc.
- Despesa com Construção: Diz respeito às despesas de campo e inclui construção de acompanhamento, aluguel de equipamentos, estadia, viagem, construções temporárias etc.
- Honorário de empreiteira: Varia para diferentes situações e pode em alguns casos atingir até 7% do custo da planta.
- Contingências: É um fator de segurança utilizado em qualquer empreendimento para fazer frente aos eventos imprevisíveis, tais como inundação, greves, variações de preço, pequenas mudanças do projeto, erros de estimativa etc.
- Preocupação da Planta: Tão logo a planta tenha sido construída, normalmente existe mudanças para se atingir as condições ótimas de projeto e implica em despesa com material e treinamento de mão de obra para operação. No caso adotou-se um valor equivalente ao custo de 3 (três) meses de operação da planta.

2. CUSTOS OPERACIONAIS

Os custos operacionais da concentração foram divididos em custos fixos e variáveis e o seu resumo está apresentado ao final deste capítulo. Esses custos foram levantados, como a seguir discriminado:

- mão de obra - montado a partir do quadro de pessoal administrativo e de operação, estipulado para uma planta do porte aqui estudado. Os salários são os do mercado vigente e já incluem encargos sociais.

- Material de Consumo - diz respeito ao gasto com bolas e revestimento de moinhos e britadores.
- Reagentes - valor de despesas com reagentes de flotação.
- Energia Elétrica - consumo anual de 11.000.000 kWh/ano, valorizado ao custo de US$ 0,0132/kWh.
- Materiais de Reposição e Manutenção - estimado em 3% do valor do custo dos equipamentos nas áreas de preparação e concentração (US$ 3.500.000,00).
- Seguro - estimado em 1% do custo dos equipamentos de preparação e concentração.
- Outros - adotou-se um valor de 2% da soma dos custos fixos e variáveis para cobertura de outros custos não fixados.

DISCRIMINAÇÃO	Cz$10³
1) Fixos	
. Seguro	3.675
. Depreciação equipamentos (15 anos)	24.500
. Despesas administrativas	6.240
2) Variáveis	
. Matéria prima	(CPRM)
. Mão de obra direta	52.224
. Material de consumo	38.778
. Reagentes	439.898
. Energia elétrica	15.246
. Materiais reposição e manutenção	11.000
3) Outros	11.000
T O T A L	602.561
US$/ton. Minério processado = 11,04	-
US$/ton. Concentrado = 92,57	-

- OBSERVAÇÕES:

  - Quantidade anual de minério tratado (teor 1,2% Cu; 4,3% Zn; 0,5% Pb; 0,5 g/t Au; 16,0 g/t Ag; 60 g/t Cd e 3,0% S pirítico) = 520.000 t

  - Quantidade anual de concentrado produzido

Concentrado Zn com 45%	37.224 t
Concentrado Cu com 20%	21.600 t.
Concentrado Pb com 40%	3.168 t
T O T A L:	61.992 t

  - Taxa cambial - CZ$105,00 = US$1,00 (08/03/88).

Relatório elaborado por:

- Adão Benvindo da Luz
- Regina Célia Monteiro da Silva

Trabalho experimental por:

- Adão Benvindo da Luz
- Mario Valente Posse (balanço de massa por computação)
- Regina Célia Monteiro da Silva
- Antonio Odilon da Silva
- Manoel Delfim Rodrigues de Sá
- Severino Ramos Marques de Lima
- Luiz Fernando dos Santos Lima Ramos

Supervisão:

- Adão Benvindo da Luz - Planta Piloto
- Regina Célia Monteiro da Silva - Escala de Bancada

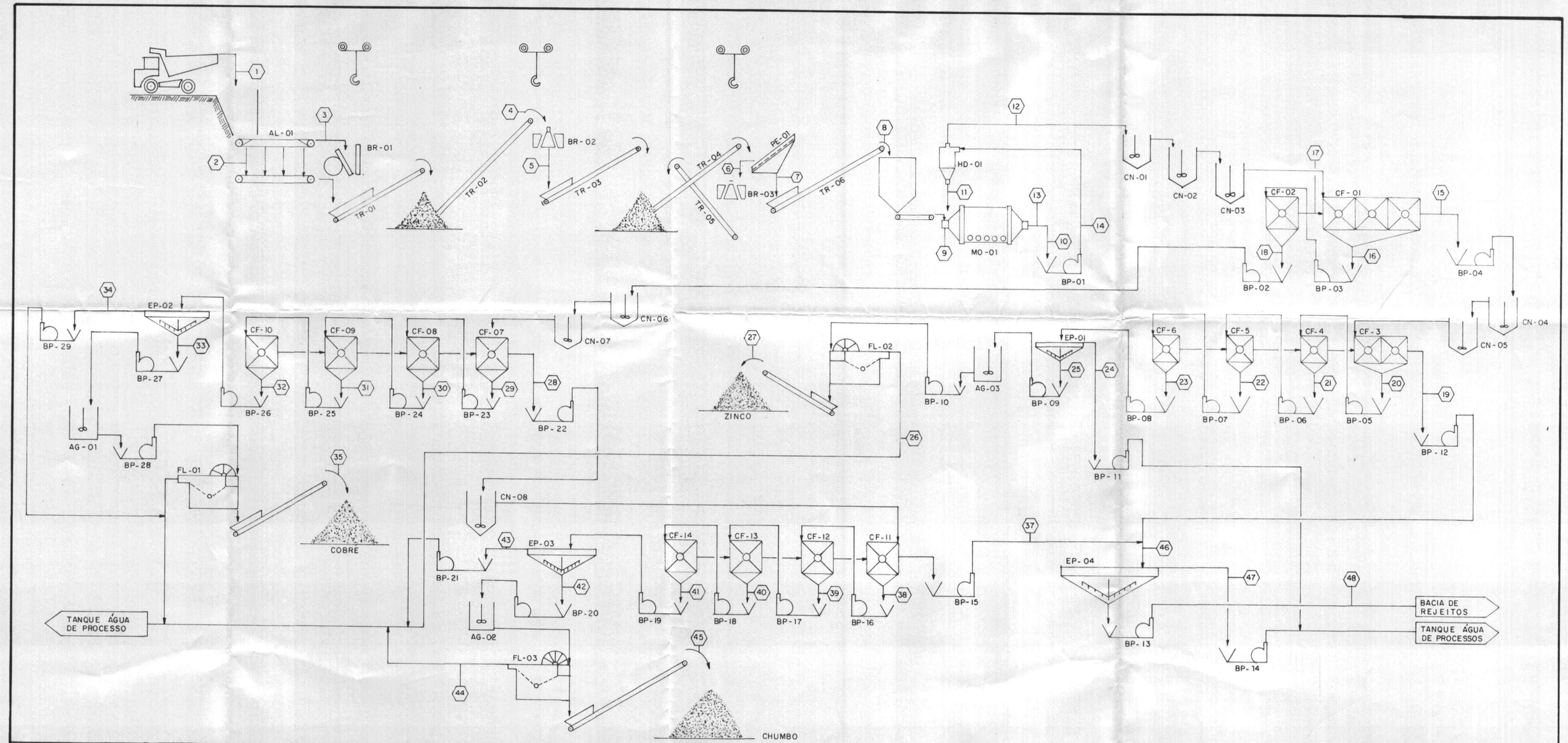
Período: Julho/87 a Março/88

Superintendente do CETEM
Hedda Vargas Figueira

Departamento de Processos
Juliano Peres Barbosa

Divisão de Tratamento de Minérios
Francisco Wilson Hollanda Vidal

Nº.



BALANÇO DE MASSAS

DADOS DE PROCESSO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
GRANULOMÉTRICA (mm)	300x0	75x0	300x75	75x0	25x0	25x6	6x0	6x0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
VAZÃO DE SÓLIDOS - t/h (seco)	123	36,90	86,10	123	123	49	21	70,0	-	245	175	70	-	245	63	8,4	1,4	7	57,83	7,56	6,76	5,96	5,17	-
VAZÃO DE SÓLIDOS - t/h (umido)	126,8	38,04	88,76	126,80	126,80	50,52	21,65	72,16	-	408,33	291,67	280	-	521,28	233,33	56,68	10,0	46,67	199,41	50,40	43,3	36,79	30,41	-
VAZÃO DE ÁGUA - m^3/h	3,80	1,14	2,66	3,80	3,80	1,51	0,65	2,16	44,50	163,33	116,67	210	163,4	276,28	170,33	48,27	8,6	39,67	141,58	42,84	36,57	30,83	25,24	22,46
VAZÃO DE POLPA - m^3/h	-	-	-	-	-	-	-	-	-	247,77	176,98	4,11	-	360,7	192,2	51,10	9,02	42,08	161,46	45,36	32,71	32,41	26,61	-
% SÓLIDOS EM PESO	97	97	97	97	97	97	97	97	-	60	60	25	-	47	27	14,80	14	15	29	15	15,6	16,2	17	-
DENSIDADE DA POLPA	-	-	-	-	-	-	-	-	1,000	1,648	1,648	1,196	1,000	1,445	1,214	1,109	1,108	1,109	1,235	1,111	1,118	1,134	1,143	1,000
PESO ESPECÍFICO	2,9	2,9	2,9	2,9	2,9	2,9	2,9	2,9	-	2,9	2,9	2,9	-	2,9	2,88	2,91	2,91	2,92	2,89	3,00	3,3	3,6	3,84	-

DADOS DE PROCESSO	25	26	27	28	29	30	31	32	30	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48
GRANULOMÉTRICA (mm)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
VAZÃO DE SÓLIDOS - t/h (seco)	5,17	-	5,17	4	3,70	3,50	3,2	3	3	-	3	-	3,56	0,8	0,7	0,6	0,44	0,44	-	-	0,44	61,39	-	61,39
VAZÃO DE SÓLIDOS - t/h (umido)	7,95	-	6,01	25	33,64	35,0	35,56	37,50	4,62	-	3,41	-	44,50	13,33	11,67	10,0	7,33	0,68	-	-	0,52	45,56	-	122,78
VAZÃO DE ÁGUA - m^3/h	2,78	1,94	0,84	21	29,94	31,50	32,36	34,50	1,62	32,88	0,41	1,21	40,94	12,53	10,97	9,4	6,89	0,24	6,65	0,16	0,08	184,17	122,78	61,39
VAZÃO DE POLPA - m^3/h	4,14	-	2,20	22,5	31,03	29,17	33,23	35,28	2,41	-	1,20	-	42,18	12,78	11,19	9,59	7,03	0,39	-	-	0,22	205,3	-	82,57
% SÓLIDOS EM PESO	65	-	86	16	11	10	9	8	65	-	88	-	8	6	6	6	6	65	-	-	84	25	-	50
DENSIDADE DA POLPA	1,919	1,000	2,730	1,109	1,084	1,080	1,071	1,063	1,919	1,000	2,844	1,000	1,055	1,043	1,043	1,043	1,043	1,765	1,000	1,000	23,67	1,196	1,001	1,487
PESO ESPECÍFICO	3,84	-	3,84	2,92	3,7	3,8	3,9	3,98	9,98	-	3,98	-	2,89	3,31	3,31	3,31	3,31	3,31	-	-	3,31	2,89	-	2,89

CENTRO DE TECNOLOGIA MINERAL - CETEM

BENEFICIAMENTO DE MINÉRIO DE Cu-Pb-Zn

PALMEIRÓPOLIS - GO

BALANÇO DE MASSA