


MINISTÉRIO DAS MINAS E ENERGIA
DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL
CONVÊNIO DNPM-CPRM

PROJETO LIXIVIAÇÃO DE COBRE NO RIO GRANDE DO SUL

RELATÓRIO FINAL DA 1ª FASE
LIXIVIAÇÃO EM LABORATÓRIO

VOL. I PARTE DESCRITIVA
VOL. II PARTE EXPERIMENTAL

	SUREMI		
CPRM	596 SEDOTE		
	ARQUIVO TÉCNICO		
Relatório n.º	557		
N.º de Volumes:	2	v.:	2-5
PHL. 011458			

COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS
Superintendência Regional de Porto Alegre

1976

PROJETO LIXIVIAÇÃO DE COBRE NO RIO GRANDE DO SUL

RELATÓRIO FINAL DA 1ª FASE

LIXIVIAÇÃO EM LABORATÓRIO

VOLUME II

PARTE EXPERIMENTAL

SLAWOMIR DOMINIK PIATNICKI

VICENTE PAULO DE SOUZA

VITOR HUGO SILVEIRA DE CASTRO

COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS

Superintendência Regional de Porto Alegre

1976

PROJETO LIXIVIAÇÃO DE COBRE NO RIO GRANDE DO SUL

Chefe do Projeto Engº Minas - Metalúrgico Slawomir Domi-
nik Piatnicki

Equipe Executora	Prospector	Adão Miguel Silveira Kern
	Engº Químico	Bartolomeu Muniz Barbosa
	Tec. Químico	Jaime Louzada Cardoso
	Prospector	Mardivalber Alencar de Sá
	Engº Químico	Vicente Paulo de Souza
	Geólogo	Vitor Hugo Silveira de Castro

Colaboração	Engº Minas	Adão Benvindo da Luz
Especial	Engº Metalúrgico	Antonio Rodrigues Campos
	Engº Metalúrgico	Roberto Lobo d'Alvear

PROJETO LIXIVIAÇÃO DE COBRE NO RIO GRANDE DO SUL

SUMÁRIO

	Pág.
SINOPSE - ABSTRACT	xxviii e xxx
APRESENTAÇÃO E AGRADECIMENTOS	xxxii

VOLUME I - PARTE DESCRITIVA

I - CONSIDERAÇÕES GERAIS	2
1. O cobre como índice econômico-industrial	2
2. Consumo de cobre	5
3. Reservas mundiais de cobre	6
4. Reservas brasileiras de cobre	8
II - OBJETIVOS DO PROJETO	10
1. Metodologia	11
2. Jazidas estudadas	13
III - MINAS DO CAMAQUÃ	16
1. Localização e vias de acesso	17
2. Histórico (síntese)	18

	Pág.
3. Fisiografia e clima	21
4. Descrição das unidades produtoras	22
4.1 - Mina São Luiz	22
4.2 - Mina Uruguai	27
4.3 - Zona Intermediária	28
5. Mineralogia das Minas São Luiz e Uruguai	29
5.1 - Minerais de minério sulfetados	29
5.2 - Minerais de ganga	33
5.3 - Minerais de minério oxidados	36
5.4 - Zonas de mineralização	38
5.4.1 - Zona de oxidação	38
5.4.2 - Zona de cimentação	39
5.4.3 - Zona de sulfetos primários	42
6. Minerais econômicos de cobre	43
7. Reservas de Camaquã	45
8. Rejeitos de flotação	46
8.1 - Introdução	46
8.2 - Localização	47
8.3 - Metodologia de amostragem	49
8.4 - Rejeito antigo	50
8.5 - Rejeito atual	52
8.6 - Outras amostras	52
8.7 - Caracterização químico-mineralógica	54
8.8 - Fluxograma sugerido	57

9. Zona Intermediária	61
9.1 - Introdução	61
9.2 - Reservas	61
9.3 - Mineralogia e Petrografia	67
9.3.1 - Introdução	67
9.3.2 - Situação geral	68
9.3.3 - Petrografia da encaixante	71
9.3.4 - Minerais de minério oxidados	74
9.3.5 - Minerais de minério sulfetados	79
9.3.6 - Minerais de ganga	83
IV. CINÉTICA DAS REAÇÕES DE LIXIVIAÇÃO	86
1. Fatores geométricos na lixiviação	88
2. Modelo "shrinking core" de lixiviação	89
2.1 - Descrição	89
2.2 - Mecanismo de lixiviação dos sulfetos de cobre	91
2.2.1 - Camada estacionária de solução	93
2.2.2 - Difusão através prod. de reação	96
2.2.3 - Controle por reação química	99
2.2.4 - Controle misto	101
2.3 - Mecanismo de lixiviação de óxidos de cobre (películas e filmes)	102
2.3.1 - Camada estacionária de solução	104
2.3.2 - Difusão através dos produtos de reação	105

	Pág.
2.3.3 - Controle por reação química	107
2.3.4 - Tempo total	108
V. CARACTER DIPRÓTICO DO ÁCIDO SULFÚRICO	110
1. Dissociação do primeiro hidrogênio	111
2. Dissociação do segundo hidrogênio	112
VI. CERRO DOS ANDRADAS	116
1. Situação geográfica e vias de acesso	117
2. Fisiografia e clima	119
3. Geologia local e regional	121
4. Mineralogia e petrografia	126
4.1 - Caracteres da encaixante	126
4.2 - Caracteres de mineralização	130
4.2.1 - Minerais de minério oxidados	131
4.2.2 - Minerais de minério sulfetados	134
4.2.3 - Minerais de ganga	135
5. Amostragem	137
5.1 - Introdução	137
5.2 - Metodologia	139

	Pág.
VI. VOLTA GRANDE	141
1. Considerações gerais	142
2. Trabalhos efetuados	144
3. Geologia local	145
4. Petrografia	147
4.1 - Caracteres da encaixante	147
4.2 - Caracteres da mineralização	149
4.2.1 - Minerais de minério sulfetados	150
4.2.2 - Minerais de minério oxidados	151
4.2.3 - Minerais de ganga	152
5. Análise química do minério	153
VII. MINA DO SEIVAL	154
1. Localização e vias de acesso	155
2. Histórico	155
3. Metodologia de amostragem	156
4. Mineralogia	157
VIII. MÉTODOS ANALÍTICOS	159
1. Dosagem de cobre	160
1.1 - Minérios e rejeitos de lixiviação	160
1.2 - Lixívias	160



	Pág.
1.3 - Cobre solúvel	160
1.4 - Métodos	161
1.5 - Cálculo analítico	162
2. Determinação de H_2SO_4 livre	165
2.1 - Metodologia	165
2.2 - Cálculo analítico	165
2.3 - Soluções	166
2.4 - Indicadores	166

LISTA DE TABELAS

VOLUME I

Tab. I	- Consumo de cobre como índice econômico.	4
Tab. II	- Reservas mundiais de cobre.	7
Tab. III	- Reservas brasileiras de cobre.	9
Tab. IV	- Análise de água de percolação e cobre cementado - Níveis 400 e 500 da Mina São Luiz.	24
Tab. V	- Análise espectrográfica semi-quantitativa de cobre cementado.	25
Tab. VI	- Minerais econômicos de cobre/propriedades.	44
Tab. VII	- Rejeito atual - Análise preliminar.	47
Tab. VIII	- Reservas da Zona Intermediária.	65
Tab. IX	- Análise de água de percolação - Andradas.	138
Tab. X	- Análise espectrográfica - Rocha Andradas.	139

LISTA DE FIGURAS

VOLUME I

Fig. Nº 1	- Mapa de localização - Jazidas estudadas.	14
Fig. Nº 2	- Mapa de situação das jazidas: Minas do Camaquã e Cerro dos Martins.	19
Fig. Nº 3	- Planta de localização - Rejeito de flotação das Minas do Camaquã.	48
Fig. Nº 4	- Rejeito antigo - Esquema de localização dos pontos de amostragem.	51
Fig. Nº 5	- Rejeito atual - Esquema de localização dos pontos de amostragem.	53
Fig. Nº 6	- Flowsheet esquemático - Lixiviação com agitação.	58
Fig. Nº 7	- Mecanismo de lixiviação de partículas discretas segundo modelo "SHRIENKING CORE".	92
Fig. Nº 8	- Mecanismo de lixiviação de filmes de cobre.	103
Fig. Nº 9	- Mapa de situação das jazidas de Andradas e Primavera.	118
Fig. Nº 10	- Mapa de situação da jazida de Volta Grande.	143

LISTA DE FOTOGRAFIAS

VOLUME I

- Foto 1 - Projeto "Lixiviação de Cobre no Rio Grande do Sul"
- Foto 2 - Vista geral das instalações: Lab. km-85
- Foto 3 - Setor cominuição: Lab. km-85
- Foto 4 - Setor analítico: Lab. km-85
- Foto 5 - Agitador com velocidade variável
- Foto 6 - Lixiviação com agitação
- Foto 7 - Baterias de percoladores
- Foto 8 - Coleta de lixívia carregada
- Foto 9 - Fixação dos percoladores à estrutura metálica
- Foto 10 - Recirculação da lixívia: Detalhe
- Foto 11 - Garra de fixação: Detalhe
- Foto 12 - Airlifts de recirculação
- Foto 13 - Vibrador de peneiras tipo Sherwen
- Foto 14 - Pilha de minério Andradas

LISTA DE ANEXOS

VOLUME I

- Anexo I - Geologia, vias de acesso, jazidas amostradas.
- Anexo II - Mapa topo-geológico das Minas do Camaquã.
- Anexo III - Zona Intermediária: posição das bancadas.
- Anexo IV - Mapa topo-geológico: Cerro dos Andradás.
- Anexo V - Mapa topo-geológico: Volta Grande.

VOLUME II - PARTE EXPERIMENTAL

	Pág.
IX. INTRODUÇÃO - INFORMAÇÕES GENÉRICAS	168
X. MINA DO CAMAQUÃ	174
1. Caracterização dos rejeitos	175
1.2 - Rejeito antigo	175
1.2.1 - Análise granulométrica e dosagem de cobre	176
1.2.2 - Análises espectrográficas	178
1.2.3 - Análise química quantitativa	180
1.2.4 - Estudo mineralógico (separação em meio denso e magnética)	184
1.2.5 - Distribuição das frações areia, silte e argila	187
1.3 - Rejeito atual	191
1.3.1 - Análise granulométrica e dosagem de cobre	191
1.3.2 - Análises espectrográficas	193
1.3.3 - Análise química quantitativa	195
1.3.4 - Separação em meio denso e magnética	198
1.3.5 - Distribuição das frações areia, silte e argila	199
1.3.6 - Análise mineralógica das frações leve e pesada	202

	Pág.
1.4 - Observações sobre resultados analíticos	205
1.5 - Testes de lixiviação	211
1.5.1 - Introdução	211
1.5.2 - Lixiviação por inundação	211
1.5.2.1 - Objetivos	211
1.5.2.2 - Condições	211
1.5.2.3 - Procedimento	212
1.5.3 - Lixiviação por percolação	214
1.5.3.1 - Teste A	214
1.5.3.2 - Teste B	216
1.5.3.3 - Teste C	217
1.5.4 - Lixiviação com agitação	218
1.5.4.1 - Objetivos	218
1.5.4.2 - Metodologia	218
1.5.4.3 - Teste A	220
1.5.4.4 - Teste B	221
1.5.4.5 - Teste C	222
1.5.4.6 - Teste D	223
1.5.4.7 - Teste E	224
1.6 - Ensaaios de flotação	226
1.6.1 - Metodologia	226
1.6.2 - Resultados obtidos e discussão	227



	Pág.
1.7 - Conclusões sobre aproveitamento dos rejeitos	228
1.7.1 - Percolação	228
1.7.2 - Agitação	228
1.7.3 - Flotação	233
1.7.4 - Conclusões finais	234
2. Zona Intermediária	235
2.1 - Síntese da mineralogia	236
2.2 - Conclusões da petrografia e mineralogia	237
2.3 - Testes de lixiviação	238
2.3.1 - Metodologia	238
2.3.2 - Amostragem	239
2.3.3 - Cominuição	241
2.3.4 - Classificação	241
2.3.5 - Quarteamento	242
2.4 - Análises químicas	249
2.4.1 - Descrições das amostras analisadas	250
2.4.2 - Observações	253
2.5 - Lixiviação por percolação descendente	254
2.5.1 - Objetivos	254
2.5.2 - Procedimento	255
2.5.3 - Quimismo das reações	256

	Pág.
2.5.3.1 - Oxidados de cobre	256
2.5.3.2 - Sulfetos de cobre	256
2.5.4 - Parâmetros operacionais	259
2.5.4.1 - Granulometria	263
2.5.4.2 - Concentração de ácido	290
2.5.4.3 - Consumo unitário de ácido	303
2.5.4.4 - Variação de pH com o tempo	321
2.5.4.5 - Fe III	323
2.5.4.6 - Tempo	330
2.5.5 - Conclusões	332
2.5.6 - Presença de íons metálicos	336
2.6 - Testes de flotação	338
2.6.1 - Ensaio 01, 02, 03	338
2.6.1.1 - Objetivos	338
2.6.1.2 - Procedimento	338
2.6.1.3 - Resultados obtidos	341
2.6.1.4 - Conclusões	345
2.6.2 - Ensaio 04, 05, 06, 07, 08	346
2.6.2.1 - Objetivos	346
2.6.2.2 - Trabalhos realizados	348
2.6.2.3 - Condições de operação	348

	Pág.
2.6.2.4 - Resultados obtidos	350
2.6.2.5 - Conclusões	356
XI. CERRO DOS ANDRADAS	358
1. Síntese da mineralogia - condições de operação	359
2. Análise química e distribuição granulométrica do cobre e carbonatos	360
3. Escolha do método de lixiviação	366
4. Metodologia	367
5. Parâmetros operacionais	369
5.1 - Concentração de ácido	369
5.1.1 - Procedimento	369
5.1.2 - Resultados	369
5.1.3 - Conclusões	370
5.2 - Granulometria	371
5.2.1 - Procedimento	371
5.2.2 - Eficiência de extração	372
5.2.3 - Lixiviação sem correção da acidez	373
5.2.4 - Lixiviação com correção da acidez	379
5.3 - Efeito do Fe III	383
5.3.1 - Quimismo	383

	Pág.
5.3.2 - Resultados	384
5.4 - Conclusões parciais	391
5.5 - Consumo unitário de ácido	392
5.5.1 - Considerações gerais	392
5.5.2 - Ensaio sem correção da acidez	393
5.5.3 - Ensaio com correção da acidez	393
5.6 - Quadro geral de resultados	
6. Flotação dos rejeitos de lixiviação	406
6.1 - Objetivos	406
6.2 - Teores	406
6.3 - Trabalhos realizados	407
6.4 - Condições e resultados	408
6.5 - Conclusões	411
7. Conclusões finais	411
XII. VOLTA GRANDE	414
1. Metodologia	415
2. Análises químicas	416
3. Interpretação dos resultados analíticos	418
4. Testes de lixiviação	419

	Pág.
4.1 - Objetivos	419
4.2 - Procedimento	419
4.3 - Resultados	421
4.4 - Conclusões	424
XIII. MINA DO SEIVAL	425
1. Introdução	426
2. Objetivos	426
3. Caracterização químico-mineralógica	426
4. Separação em meio denso-separação magnética	429
5. Testes de lixiviação	432
5.1 - Porosidade e permeabilidade	432
5.2 - Lixiviação por inundação	433
5.3 - Lixiviação por percolação	434
6. Considerações finais e conclusões	437
XIV. RESUMO DOS TRABALHOS EXPERIMENTAIS	438
1. Rejeito de flotação	439
1.1 - Caracterização químico-mineralógica	439
1.2 - Análise granulométrica e distribuição de cobre	440
1.3 - "Head sample"	443
1.4 - Ensaios de lixiviação	444
1.5 - Resultados	444

	Pág.
1.6 - Flotação	446
1.7 - Conclusões	447
2. Zona Intermediária	448
2.1 - Caracterização químico-mineralógica	448
2.2 - Análise granulométrica e distribuição de cobre	449
2.3 - Ensaio de lixiviação	451
2.3.1 - Granulometria	452
2.3.2 - Concentração de ácido	453
2.3.3 - Consumo de ácido	454
2.3.4 - Efeito do Fe III	456
2.3.5 - Tempo de lixiviação	456
2.3.6 - Conclusões	460
2.4 - Flotação	461
2.4.1 - Objetivos	461
2.4.2 - Condições de operação	461
2.4.3 - Resultados	462
2.4.4 - Conclusão	462
3. Cerro dos Andradas	468
3.1 - Composição mineralógica	468
3.2 - Análise química e distribuição de cobre e carbonatos	468
3.3 - Análise granulométrica	471
3.4 - Resultados experimentais	473
3.5 - Conclusões	476

	Pág.
4. Volta Grande	493
4.1 - Composição mineralógica	493
4.2 - Análise química	494
4.3 - Resultados experimentais	496
4.4 - Conclusões	498
5. Mina Seival	503
5.1 - Composição mineralógica	503
5.2 - Análise química	505
5.3 - Análise granulométrica e distribuição de cobre	506
5.4 - Resultados experimentais	507
5.5 - Conclusões	508



CPRM

xx

Pág.

VOLUME II

Tab. XI	- Análise de cobre e distribuição granulométrica - Rejeito antigo	177
Tab. XII	- Teores de cobre - Rejeito antigo	180
Tab. XIII	- Análise de óxidos metálicos - Rejeito antigo	182
Tab. XIV	- Separação magnética e separação em meio denso - Rejeito antigo	186
Tab. XV	- Distribuição das frações: areia, silte, argila - Rejeito antigo	188
Tab. XVI	- Análise espectrográfica - Rejeito antigo	190
Tab. XVII	- Análise granulométrica - Rejeito atual.	192
Tab. XVIII	- Análise de cobre - Rejeito atual	196
Tab. XIX	- Análise de óxidos metálicos - Rejeito atual	198
Tab. XX	- Separação em meio denso e separação magnética - Rejeito atual	200
Tab. XXI	- Distribuição das frações: areia, argila, silte - Rejeito atual	201
Tab. XXII	- Análise mineralógica das frações leve e pesada - Rejeito atual	203
Tab. XXIII	- Análise espectrográfica - Rejeito atual	210
Tab. XXIV	- Efeito da concentração de ácido sulfúrico na extração de cobre - Rejeito antigo	213
Tab. XXV	- Teores médios de cobre dos rejeitos	220

	Pág.	
Tab. XXVI	- Lixiviação com agitação - Resultados do teste C	222
Tab. XXVII	- Resultados do teste D	224
Tab. XXVIII	- Resultados do teste E	225
Tab. XXIX	- Resultados de flotação - Rejeito Camaquã	231
Tab. XXX	- Teores em cobre - Zona Intermediária	244
Tab. XXXI	- Análise granulométrica e distribuição de cobre - Zona Intermediária	245
Tab. XXXII	- Análise química de encaixante e minério	246
Tab. XXXIII	- Análise espectrográfica semi-quantitativa: encaixante, mineral e cobre cementado	247
Tab. XXXIV	- Análise da amostra ILo - Absorção atômica	248
Tab. XXXV	- Análise parcial - Minério misto da Zona Intermediária	249
Tab. XXXVI	- Análise comparada de cobre	253
Tab. XXXVII	- Resultados - teste ZI-01	265
Tab. XXXVIII	- Teores em cobre - Fração grãuda	267
Tab. XXXIX	- Resultados dos testes ZI-02, ZI-03, ZI-04	269
Tab. XL	- Condições iniciais - ZI-05, ZI-06 e ZI-07	270
Tab. XLI	- Resultados: teste ZI-05	274
Tab. XLII	- Recuperações: teste ZI-05	275
Tab. XLIII	- Resultados: teste ZI-06	276
Tab. XLIV	- Recuperações: teste ZI-06	277
Tab. XLV	- Resultados: teste ZI-07	279

	Pág.
Tab. XLVI - Recuperações: teste ZI-07	282
Tab. XLVII - Resultados: teste ZI-08	283
Tab. XLVIII - Recuperações: teste ZI-08	284
Tab. XLIX - Recuperações corrigidas: teste ZI-08	286
Tab. L - Recuperações de cobre X tempo	289
Tab. LI - Efeito da concentração de H_2SO_4 : teste qualitativo	294
Tab. LII - Efeito da concentração de H_2SO_4 na taxa de extração de cobre	297
Tab. LIII - Recuperações: teste ZI-10	298
Tab. LIV - Extração de cobre em 28 horas: Teste ZI-10	301
Tab. LV - Recuperações corrigidas: Teste ZI-10	302
Tab. LVI - Consumo de H_2SO_4 (método de pH)	308
Tab. LVII - Recuperações: Teste ZI-11	309
Tab. LVIII - Médias de consumo de H_2SO_4 (método do pH)	311
Tab. LIX - Ions metálicos em lixívias carregadas	313
Tab. LX - Condições de operação: Testes ZI-12 e ZI-13	314
Tab. LXI - Consumo unitário de H_2SO_4 : método volumétrico - Testes ZI-12 e ZI-13	316
Tab. LXII - Recuperações: Testes ZI-12 e ZI-13	317
Tab. LXIII - Variação do pH com o tempo: Testes ZI-14 e AD-01	322
Tab. LXIV - Efeito de Fe III na extração do cobre sulfetado: testes ZI-15 e ZI-16	326

		Pág.
Tab. LXV	- Recuperações: Testes ZI-15 e ZI-16	327
Tab. LXVI	- Recuperações comparadas: Testes ZI-15 e ZI-16	328
Tab. LXVII	- Teores médios de cobre em lixí- vias.	334
Tab. LXVIII	- Ensaio de flotação: nºs 01, 02 e 03.	344
Tab. LXIX	- Recuperações comparadas: Ensaio de flotação - nº 01, 02 e 03.	345
Tab. LXX	- Médias e medianas: Ensaio de flotação nº 01, 02 e 03.	345
Tab. LXXI	- Teores de resíduo: Teste ZI-10.	347
Tab. LXXII	- Resultados: Ensaio de flotação 04.	352
Tab. LXXIV	- Resultados: Ensaio de flotação 04.	353
Tab. LXXV	- Resultados: Ensaio de flotação 07.	354
Tab. LXXVI	- Resultados: Ensaio de flotação 08.	355
Tab. LXXVII	- Recuperação: Testes 04, 05, 06, 07 e 08.	356
Tab. LXXVIII	- Teores em cobre: Minério Andra- das.	361
Tab. LXXIX	- Análise de carbonatos: Andradas.	362
Tab. LXXX	- Análise de cobre e carbonatos: Andradas.	363
Tab. LXXXI	- Análise granulométrica e distri- buição: Andradas.	365
Tab. LXXXII	- Teste AD-01: Resultados.	370

Tab. LXXXIII	- Teores iniciais de cobre: Testes AD-020, AD-030, AD-040, AD-050 e AD-060.	372
Tab. LXXXIV	- Resultados do teste AD-020 (-3/4" + 14 mesh)	374
Tab. LXXXV	- Resultados do teste AD-030 (-3/4" + 3/8").	375
Tab. LXXXVI	- Resultados do teste AD-040 (+4 mesh).	376
Tab. LXXXVII	- Resultados do teste AD-050 (-4 +8 mesh).	377
Tab. LXXXIX	- Resultados do teste AD-060 (-8 +14 mesh).	378
Tab. XC	- H ₂ SO ₄ adicionado: Teste AD-070 e AD-080.	380
Tab. XCI	- Teste AD-070: eficiência de extração com correção de acidez (7 dias).	381
Tab. XCII	- Teste AD-080: eficiência de extração com correção de acidez (14 dias).	382
Tab. XCIII	- Teste AD-090: (-3/4" +14 mesh)	385
Tab. XCIV	- Teste AD-100: (-3/4" +3/8")	386
Tab. XCV	- Teste AD-110: (+4 mesh).	387
Tab. XCVI	- Teste AD-120: (-4 +8 mesh)	388
Tab. XCVII	- Teste AD-130: (-8 +14 mesh)	389
Tab. XCVIII	- Eficiência de extração em função da granulometria	390
Tab. XCIX	- Teste AD-140: Consumo de H ₂ SO ₄ (3/4" +14 mesh)	394
Tab. C	- Teste AD-140: Consumo de H ₂ SO ₄ (-3/4" +3/8")	395

Pág.

Tab. CI	- Teste AD-160: consumo de H_2SO_4 (+4 mesh)	396
Tab. CII	- Teste AD-170: consumo de H_2SO_4 (-4 +8 mesh)	397
Tab. CIII	- Teste AD-180: consumo de H_2SO_4 (-8 +14 mesh)	398
Tab. CIV	- Teste AD-190: consumo de H_2SO_4 (-3/4" +14 mesh)	399
Tab. CV	- Teste AD-200: consumo de H_2SO_4 (-3/4" +3/8")	400
Tab. CVI	- Teste AD-210: consumo de H_2SO_4 (+4 mesh)	401
Tab. CVII	- Teste AD-220: consumo de H_2SO_4 (-4 +8 mesh)	402
Tab. CVIII	- Teste AD-230: consumo de H_2SO_4 (-8 +14 mesh)	403
Tab. CIX	- Teste AD-240: consumo de H_2SO_4 (7 dias)	404
Tab. CX	- Teste AD-250: consumo de H_2SO_4 (14 dias)	405
Tab. CXI	- Quadro geral de resultados: An- dradas	409
Tab. CXII	- Teores em cobre dos resíduos de lixiviação: Andradas	410
Tab. CXIII	- Análise espectrográfica: Volta Grande	416
Tab. CXIV	- Análise de cobre: Volta Grande.	417
Tab. CXV	- Condições iniciais: Testes VG-01 a VG-04	419
Tab. CXVI	- Resultados: testes (VG-01 e VG- 02)	421

Pág.

Tab. CXVII	- Resultados: testes (VG-03 e VG-04)	422
Tab. CXVIII	- Recuperação: testes (VG-01 a VG-04)	423
Tab. CXIX	- Análise de minério: Seival	427
Tab. CXX	- Análise espectrográfica: Seival	428
Tab. CXXI	- Distribuição de cobre: Seival	429
Tab. CXXII	- Separação em meio denso	430
Tab. CXXIII	- Separação magnética	430
Tab. CXXIV	- Análise de cobre e ferro nas frações magnéticas.	431
Tab. CXXV	- Efeito da concentração de ácido.	435
Tab. CXXVI	- Teste SE-04.	436

VOLUME II

Fig. Nº 11	- Planta baixa do terreno situado ao Km-85 da BR-290 com as instalações físicas do Projeto Lixiviação de Cobre no Rio Grande do Sul.	171
Fig. Nº 12	- Planta baixa do laboratório Km-85	172
Fig. Nº 13	- Fluxograma geral Lab. Km-85	173
Fig. Nº 14	- Teores de cobre total e oxidado dos rejeitos de flotação	183
Fig. Nº 15	- Rejeitos de flotação das Minas do Camaquã: Análise granulométrica	189
Fig. Nº 16	- Equipamentos de lixiviação utilizados	232
Fig. Nº 17	- Diagrama da lixiviação por percolação descendente	260
Fig. Nº 18	- Circuito de lixiviação por percolação decrescente	261
Fig. Nº 19	- Fluxograma dos ensaios de flotação 01, 02 e 03	343
Fig. Nº 20	- Diagramas de operações - Ensaios de flotação - 04, 05, 06, 07 e 08.	351

IX. INTRODUÇÃO - INFORMAÇÕES GENÉRICAS

IX. INTRODUÇÃO - INFORMAÇÕES GENÉRICAS

A amostragem efetuou-se no próprio local dos jazimentos; recorreu-se eventualmente a testemunhos de sondagem, quando surgiram dúvidas relativas à mineralização em sub-superfície.

Os ensaios experimentais foram realizados em laboratório especialmente montado para tal finalidade, (Ver fig. Nº 11, 12 e 13), doravante abreviado LAB Km-85. Este laboratório, localizado à margem da estrada federal BR-290, km-85, em Mina do Leão, município de Butiã, RS, foi organizado por força de convênio celebrado entre o MME e o Governo do Estado do Rio Grande do Sul, através do DNPM e CPRM, respectivamente, em 20 de agosto de 1973 (Diário Oficial de 29 de agosto de 1973 - fl. 13676).

De acordo com o convênio, caberia à CPRM a execução do Projeto com a colaboração da CRM, cooperação esta sob forma de prestação de serviços, logística e infraestrutura já existentes à Mina do Leão.

Desta maneira, no pátio industrial de uma mina de carvão abandonada, a partir de agosto 74, foram organizadas e montados os laboratórios de cominuição, metalurgia extrativa e química analítica, além dos serviços de apoio (V. fotos 1, 2, 3, 4).

Escolheu-se este local por apresentar diversas características favoráveis, quais sejam:

- Virtual equidistância entre local

das jazidas e Porto Alegre;

- Amplo espaço físico, com possibilidade de expansão se necessário;

- Energia elétrica e água abundantes;

- Infraestrutura básica próxima, com oficinas, rádio, telefone, etc.

As análises químicas foram efetuadas no LAMIN (Rio), Mina do Cama uã, LAB Km-85 e CIENTEC (Porto Alegre), enquanto a petrografia o foi no Instituto de Geociências da UFRGS.

Os ensaios de flotação e parte dos de lixiviação foram executados nos laboratórios da DITEMI (Rio).

← Uruguaiano BR - 290 km 85 Porto Alegre →

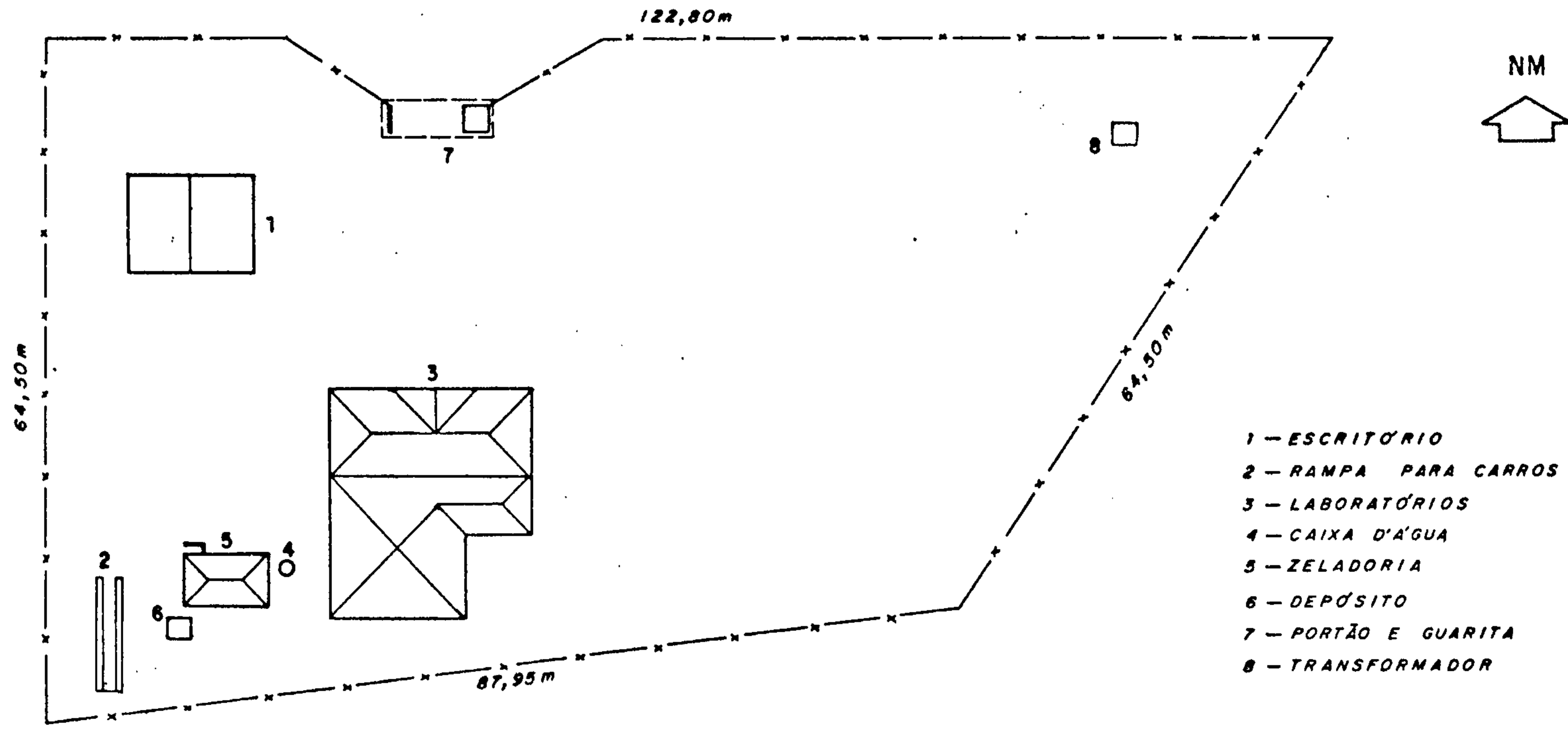
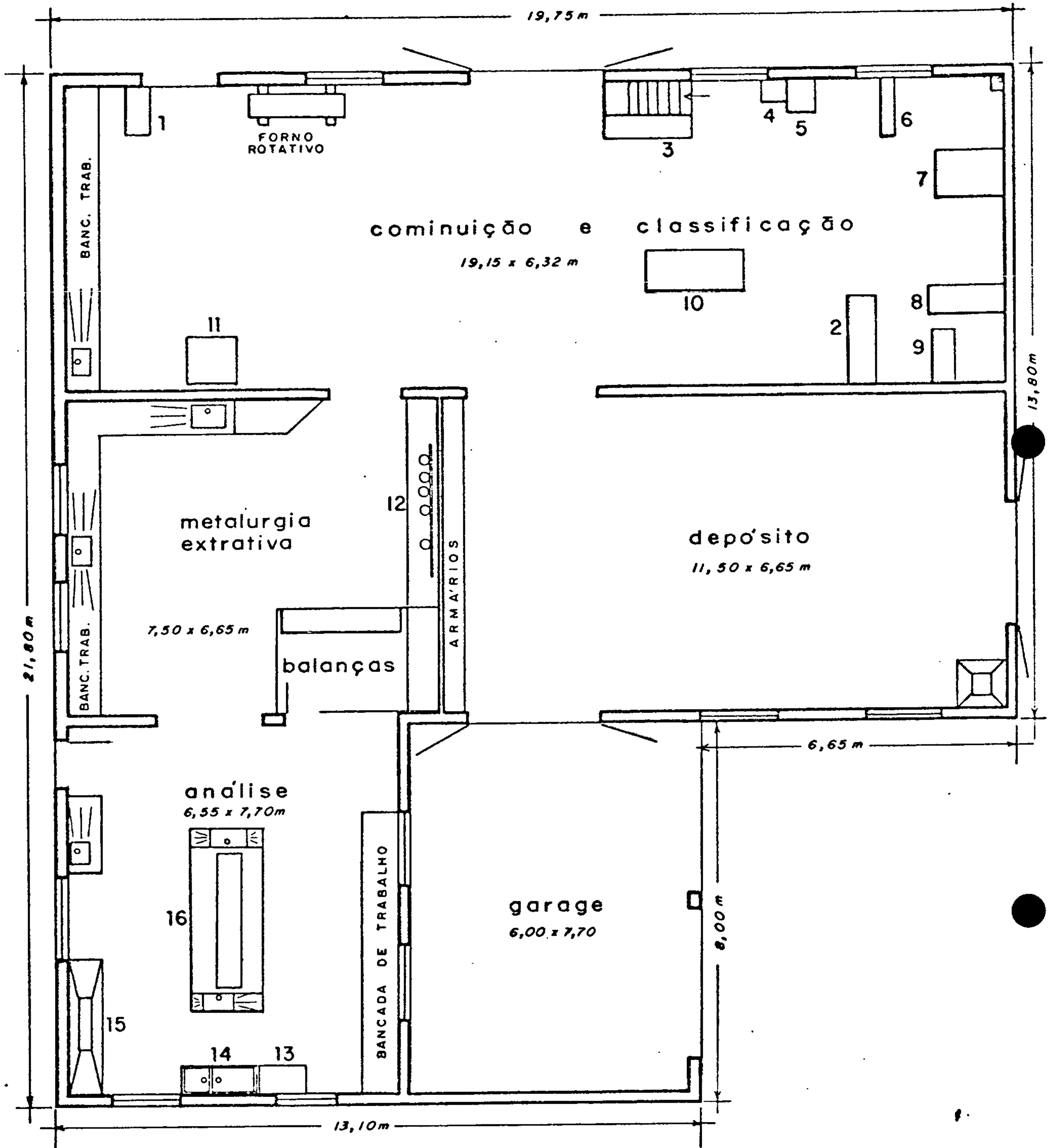


FIG. Nº 11 - PLANTA DO TERRENO NO km 85. DA BR-290 COM AS INSTALAÇÕES DA SEDE DO PROJETO LIXIVIAÇÃO DE COBRE NO RGS
Escala 1:750



1-VIBRADOR PRODUTEST 110V
2-BRITADOR PRIMÁRIO Ø 6x8"
MOTOR ARNO 3HP, 220-380v, 10,2A

3-BATERIA DE PENEIRAS

4-PULVERIZADOR BRAUN SAMPLE GRINDER MFD
MOTOR BALDOR, 1/2 HP, 110-120v, 7/3,5A

5-PULVERIZADOR BRAUN-VA MOTOR IRME
220v, 2HP, 6A

6-BRITADOR TERCIÁRIO BH.47A
MOTOR WESTINGHOUSE, 220v, 1,95/3,9A
0,5/1,0 HP, Ø 2,5 x 3"

7-MOINHO DE BOLAS, Ø 20", MOTOR AES
220v, 5HP

8-BRITADOR SECUNDÁRIO Ø 6,5", MOTOR ARNO 3HP
220 - 380v 10,2A

9-COMPRESSOR SOBRE RODAS

10-MESA PARA CLASSIFICAÇÃO DO MINÉRIO

11-ESTUFA

12-BATERIA PERCOLADORES LIXIVIAÇÃO

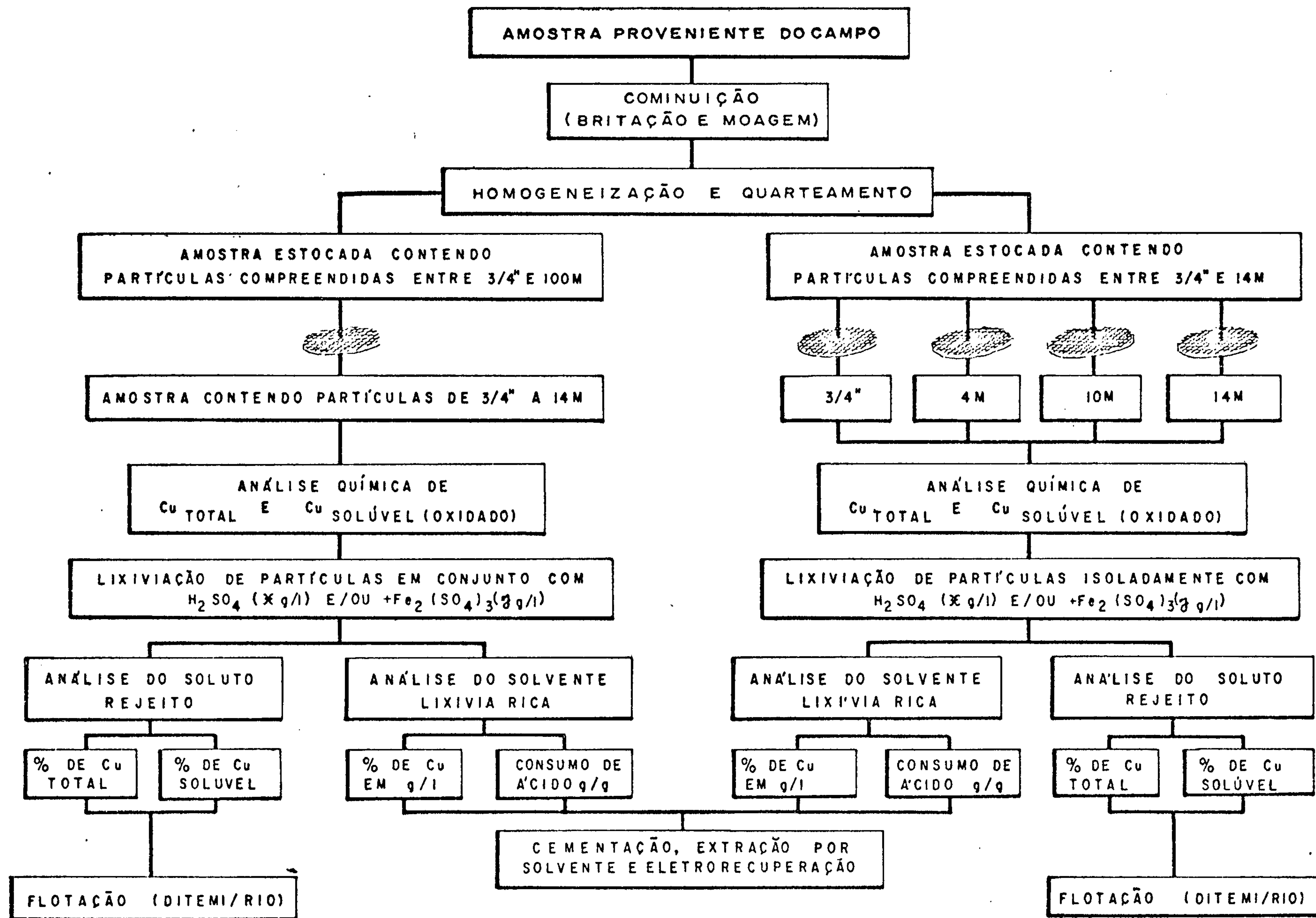
13-DESTILADOR, Capacidade: 5l/h

14-TANQUES

15-CAPELA

16-MESA-BANCADA LABORATÓRIO ANALÍTICO

FIG. Nº 12- PLANTA BAIXA DO LABORATÓRIO DE ANÁLISES - Escala 1:125



LAB km 85

FIG. Nº 13 - FLUXOGRAMA GERAL

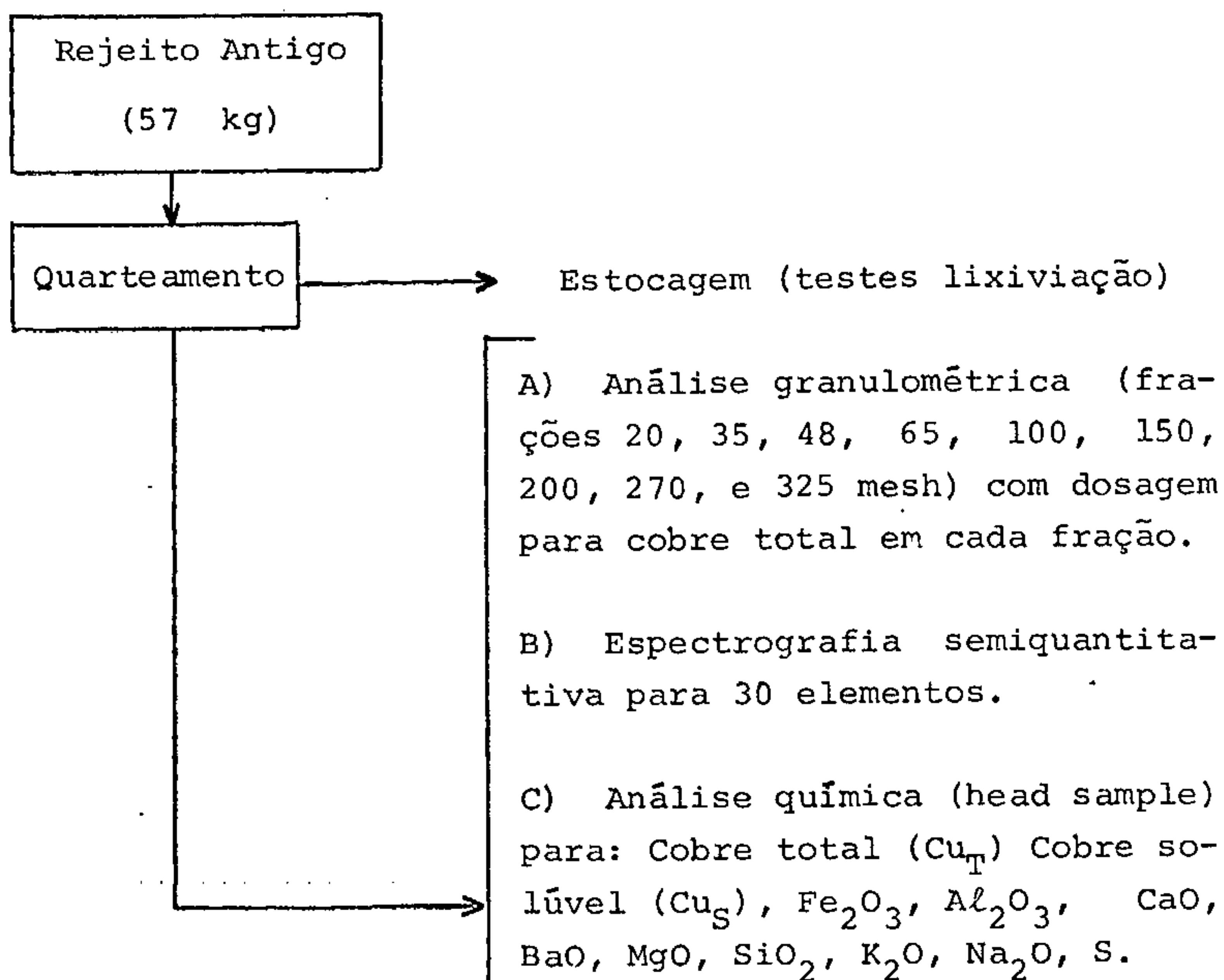
X. MINA DO CAMAQUÃ

X. MINA DO CAMAQUÃ

1. CARACTERIZAÇÃO DOS REJEITOS

1.2 - Rejeito Antigo

As amostras provenientes da amostragem sistemática originaram seis amostras globais (1502-VH-G-RA a RA₆), perfazendo um total de 57 kg. Este material, após secagem à temperatura ambiente e devidamente homogeneizado, foi assim processado:



D) Estudo mineralógico (líquido denso, separação magnética e análise mineralógica das frações pesadas por difração de raios-X.

E) Análise química semiquantitativa para Au, Ag, Mo, e Re, por absorção atômica.

F) Análise sedimentológica para as frações areia, silte e argila.

G) Análise mineralógica das frações leve e pesada.

1.2.1 - Análise Granulométrica

A análise granulométrica juntamente com a dosagem em cobre de cada fração do rejeito antigo estão à TABELA XI.

TABELA XI
ANÁLISE DE COBRE E DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA
REJEITO ANTIGO

FRAÇÃO (mesh)	PESO (%)	PESO ACUM. (%)	Cu _T (%)	DISTRIB. Cu (%)
+20	1.1	1.1	0.3	2
-20 + 35	13.9	15.0	0.3	26
-35 + 48*	20.6	35.6	0.2	25
-48 + 65	16.3	51.9	0.1	10
-65 + 100	16.4	68.3	0.1	10
-100 + 150	8.4	76.7	< 0.1	< 5
-150 + 200	6.3	83.0	< 0.1	< 4
-200 + 270	3.5	86.5	< 0.1	< 2
-270 + 325	1.9	88.4	< 0.1	< 1
-325	11.6	100.0	0.2	14
ALIMENTAÇÃO CALCULADA	100.0	100.0	0.16	
"HEAD SAMPLE"			0.20	

* A distribuição de cobre nas diversas frações mostra que 53% deste está contido em partículas +48 mesh.

OBS.: Foi observado, através de lupa binocular, que os minerais de cobre, em sua maioria, encontram-se sob a forma de partículas impregnadas. Isto poderia ser atribuído a uma certa resistência à liberação por parte desses minerais durante a cominuição.

1.2.2 - Análise Espectrográfica

Duas análises espectrográficas semi-quantitativas (*) revelaram o seguinte:

ANÁLISE 1

- Os teores de cobre foram de 2.000 ppm;

- Os teores de As, Au, Bi, Cd, Sb, W e Zn não foram detectados dentro dos limites de detecção do método;

- Foram detectados:

Fe = 5%	Cr = 20 ppm
Mg = 0.5%	Mo = 20 ppm
Ca = 0.5%	Nb = 10 ppm
Ti = 0.2%	Ni = 15 ppm
Mn = 300 ppm	Pb = 10 ppm
Ag = 1 ppm	Sr = 200 ppm
B = 10 ppm	V = 50 ppm
Ba > 5000 ppm	Y = 10 ppm
Be = 10 ppm	Zr = 200 ppm
Co = 5 ppm	

(*) Os resultados de todas as análises espectrográficas semiquantitativas obedecem à série: 1; 0.7; 0.5; 0.3; 0.2; 0.15; 0.1.

ANÁLISE 2

- Os teores de cobre variam de 1000 a 3000 ppm;

- Os teores de Ba e Sr ultrapassam os limites superiores de detecção do método (5000 e 300 ppm, respectivamente), demonstrando ser a barita um importante mineral de ganga de minério; celestita pode estar presente;

- Os teores de Zr (150 a 200 ppm) devem-se certamente à presença de zircão como um mineral acessório da encaixante. O mesmo se aplica ao Ti (presente em 0.15%), que deve provir de acessório, o rutilo;

- Não foram detectados: Au, As, Zn, W, Sn, Sc, Sb, Re;

- Estão abaixo do limite inferior de detecção do método: B, Bi, La, Y;

- Foram detectados:

Ag = 1 a 1.5 ppm

Mo = 15 a 30 ppm

Ni = 10 a 15 ppm

Cr = 15 a 30 ppm

V = 50 ppm

Co = 7 ppm

Be = 1 ppm

Nb = 10 ppm

Pb = 10 ppm

Mn = 200 a 300 ppm

Fe = 2 a 3%

Mg = 0.3 a 0.5%

1.2.3 - Análise Química Quantitativa

Constatada a presença de cobre, em alguns casos com até 3000 ppm (0.3%), foram enviadas alíquotas das mesmas amostras ao laboratório da CBC, acusando os seguintes resultados:

TABELA XII

TEORES DE COBRE-REJEITO ANTIGO

AMOSTRA	Cu _T (%)	Cu _S (%)	OXIDADOS
C 015	0.14	0.04	28.6
C 016	0.25	0.12	48.0
C 017	0.11	0.09	81.8
C 018a	0.21	0.08	38.1
C 018b	0.24	0.10	41.7
C 018c	0.24	0.08	33.3
C 018d	0.16	0.06	37.5
C 018e	0.15	0.07	46.7
C 018f	0.11	0.10	90.9
C 018g	0.18	0.07	38.9
C 018h	0.23	0.09	39.1
C 019	0.26	0.09	34.6
C 020	0.20	0.07	35.0

Média de C 018: Cobre Total = 0.18%
Cobre Solúvel = 0.08%

Oxidados - 44.4%

Verificou-se que os teores de cobre obtidos por espectrografia de emissão aproximam-se dos obtidos por iodometria (V. gráfico comparativo - Fig. nº 14), com os seguintes percentuais de diferença:

ANÁLISE COMPARADA DE COBRE - REJEITO ANTIGO

C 015-	+ 7.1%	C 018-	+ 11.1%
C 016-	+ 20.0%	C 019-	+ 15.4%
C 017-	- 9.1%	C 020-	+ 50.0%

Uma outra amostra do rejeito antigo, coletada ao acaso nas proximidades do Arroio João Dias, ratificou os teores médios de cobre encontrados e forneceu dados adicionais, tais como:

ANÁLISE DE COMPOSTOS MAJORITÁRIOS - REJEITO ANTIGO

%Cu	%Fe	%CaO	%MgO	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃
0.2	3.4	0.8	1.0	70.8	11.7

Essa mesma amostra, analisada por difração de raios-X, acusou a presença de "quartzó, feldspato, mica, clorita, caulinita, calcopirita, bornita, piritita".

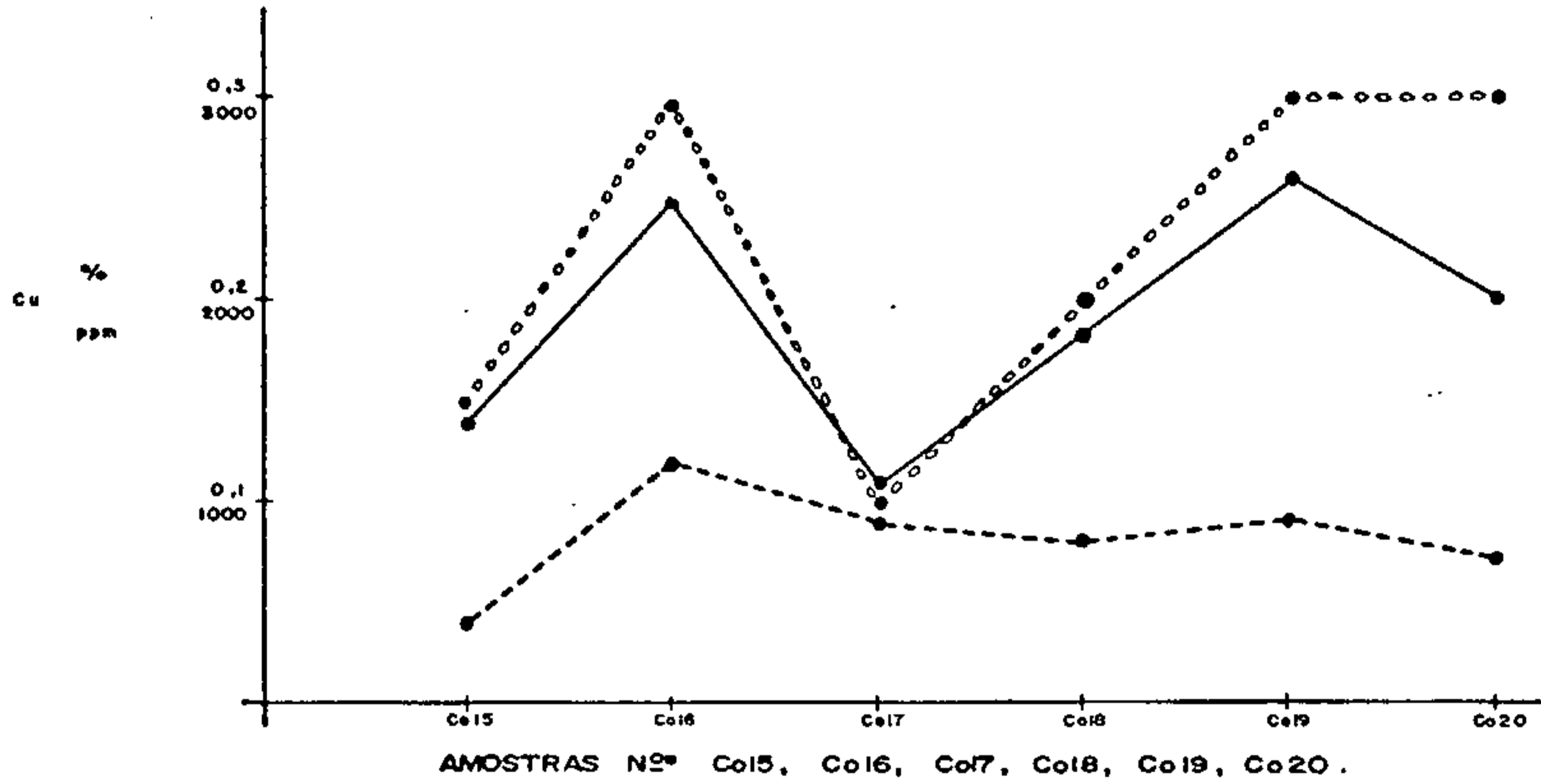
Por sua vez, as análises químicas para óxidos de Ca, Mg e Al tiveram os seguintes resultados:

TABELA XIII
ANÁLISE DE ÓXIDOS METÁLICOS - REJEITO ANTIGO

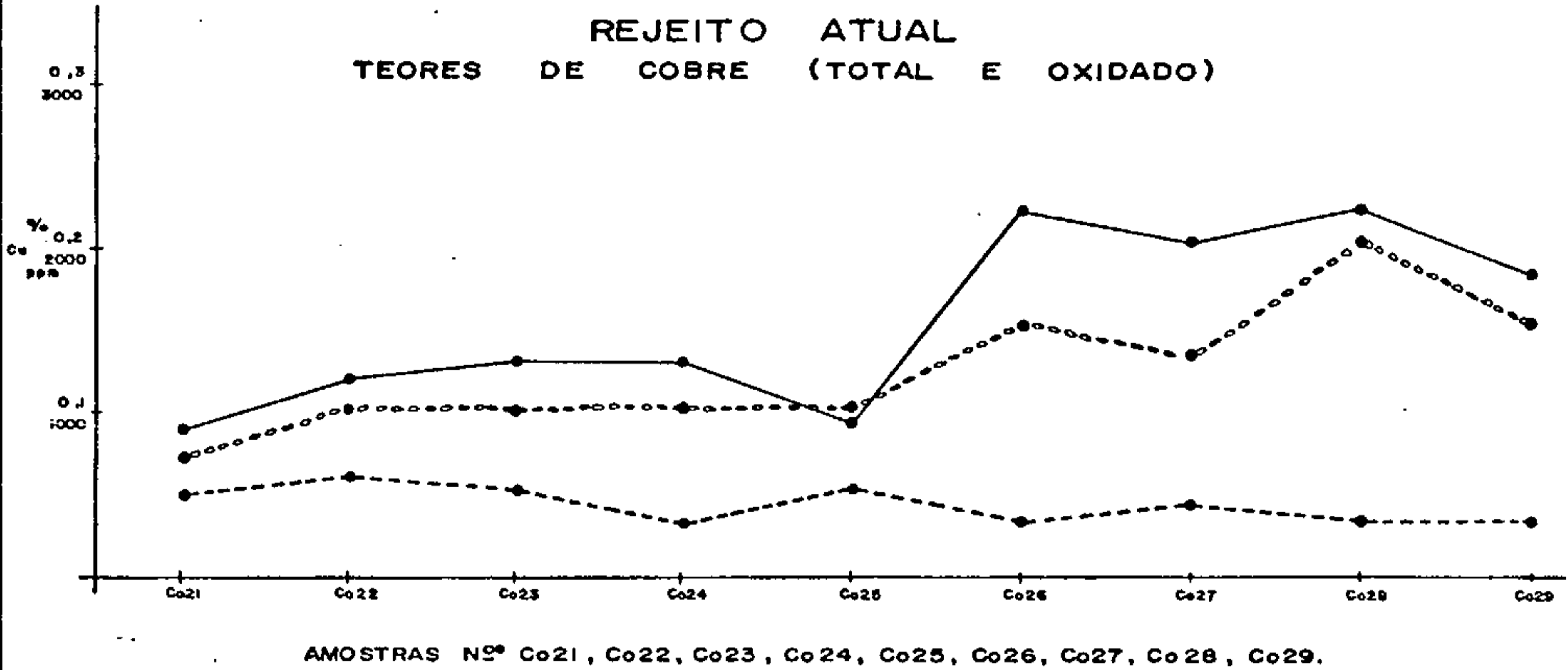
AMOSTRA	CaO (%)	MgO (%)	Al ₂ O ₃ (%)
C 015	0.3	1.7	9.0
C 016	0.4	1.6	10.4
C 017	0.3	1.4	9.5
C 018a	0.4	1.6	10.4
C 018b	0.3	1.4	9.2
C 018c	0.5	1.3	10.2
C 018d	0.3	1.4	9.4
C 018e	0.2	1.7	10.4
C 018f	0.3	1.5	10.2
C 018g	0.3	1.7	10.2
C 018h	0.4	1.8	10.5
C 019	0.2	1.7	10.2
C 020	0.3	1.7	10.2
MÉDIA	0.32	1.58	9.98

REJEITO ANTIGO

TEORES DE COBRE (TOTAL E OXIDADO)



REJEITO ATUAL
TEORES DE COBRE (TOTAL E OXIDADO)



CONVENÇÕES

IODOMETRIA
(COBRE TOTAL, EM %)

ESPECTROGRAFIA DE EMISSÃO SEMI-QUANTITATIVA.
(COBRE TOTAL, EM ppm)

H₃PO₄
(COBRE OXIDADO, EM %)



Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais
SUPERINTENDENCIA REGIONAL PORTO ALEGRE

TEORES DE COBRE TOTAL E OXIDADO DOS REJEITOS DE FLOTAÇÃO

MAIO 1976

PROJETO LIXIVIAÇÃO DE COBRE NO R.G.DO SUL

FIGURA Nº 14

A análise química semiquantitativa (absorção atômica), para Au e Ag apresentou os seguintes resultados:

Amostra	ppm Au	ppm Ag
RA-27	0.15	1.0
RA-28	0.20	1.0

A análise química da "head sample", forneceu os seguintes resultados:

Cu total	-	0.2%
Cu oxidado	-	0.1%
Fe ₂ O ₃	-	3.9%
Al ₂ O ₃	-	8.7%
CaO	-	0.5%
BaO	-	0.1%
MgO	-	1.0%
SiO ₂	-	76.5%
K ₂ O	-	1.2%
Na ₂ O	-	2.1%
S	-	0.4%

1.2.4 - Estudo mineralógico (separação em meio denso e estudos de separação magnética)

Para a separação em meio denso (bromofórmio $d = 2.9$), usou-se uma amostra de 880 g, que foi deslamada em 325M e a fração > 325M foi classificada em quatro frações: 65, 100, 150 e 325M. Os ensaios de separação magnética foram realizados em separador Franz. À TABELA XIV, encontram-se os resultados destas separações.

Observou-se, com o auxílio de lupa binocular, cada uma das frações e concluiu-se que na fração afundada +65 M ($> 0,7$ amperes), os sulfetos presentes, na sua quase totalidade, não estavam liberados. Isto ocorria também nas frações 0.3, 0.5 e 0.7 amperes, onde se observava a presença de partículas de sulfetos impregnados de magnetita. Isto talvez possa ser uma explicação para a sua não recuperação por flotação, no concentrador da Mina do Camaquã.

Na análise mineralógica por difração de raios-X das frações pesadas, foram identificados os principais minerais: calcopirita, pirita, malaquita, pseudomalaquita e crisocola.

TABELA XIV

SEPARAÇÃO EM MEIO DENSO E SEPARAÇÃO MAGNÉTICA - REJEITO ANTIGO

		+ 65 mesh		+ 100 mesh			+ 150 mesh			+ 325 mesh				
		PESO (g)	PESO (%)	PESO (g)	PESO (%)		PESO (g)	PESO (%)		PESO (g)	PESO (%)			
FLUTUADO		415.9	97.30	97.30	136.84	96.00	96.0	68.68	95.1	95.1	97.32	95.1	95.1	
AFUNDADO	IMÃ MANUAL	0.22	0.05		0.11	0.1		0.05	0.1		0.09	0.1		
	SEPARADOR FRANZ	0.3 A	0.54	0.13		1.93	1.4		0.82	1.1		0.57	0.6	
		0.5 A	4.79	1.12	2.70	2.27	1.6	4.00	1.28	1.8	4.90	1.24	1.2	
		0.7 A	3.42	0.80		0.29	0.2		0.27	0.4		1.17	1.1	4.90
		> 0.7 A	2.58	0.60		1.60	0.7		1.11	1.5		1.95	1.9	
TOTAL		427.15	-	-	-	-	-	72.21	-	-	102.34	-	-	

1.2.5 - Distribuição das Frações Areia, Silte e Argila

A distribuição das frações areia, silte e argila bem como a análise granulométrica completa do rejeito antigo são expressas pela TABELA XV e pela curva da Fig. Nº 15.

Vê-se que o rejeito apresenta pequeno teor em CaO e MgO, com médias de 0.32% e 1.58% respectivamente.

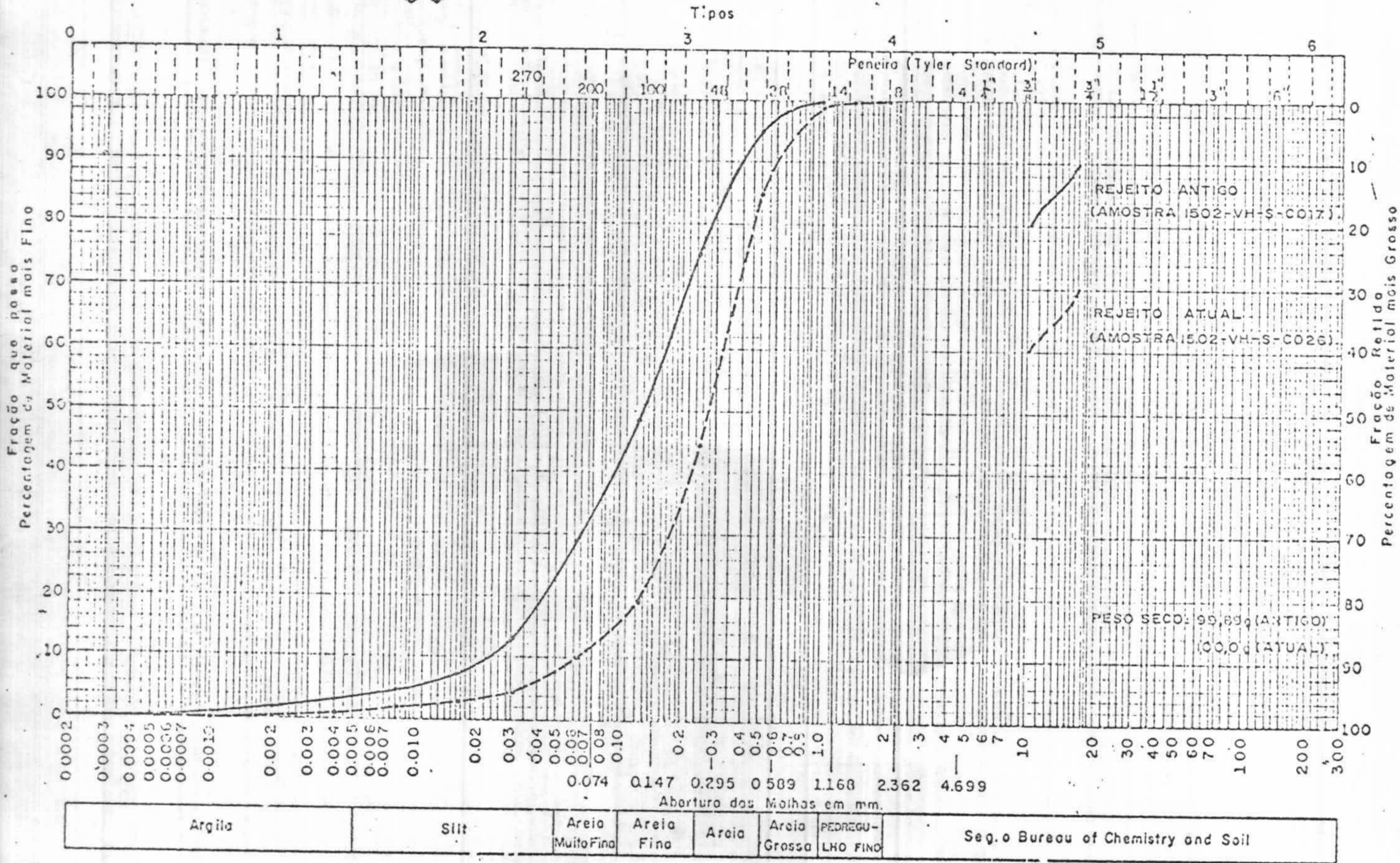
Considerando-se que os carbonatos de Ca e Mg são constituintes da ganga, vê-se que o minério de Camaquã apresenta um teor de carbonatos, expressos em carbonato equivalente, de 3.89% CaCO_3 .

Isso é desejável, sob o ponto de vista de lixiviação, já que os carbonatos são consumidores de H_2SO_4 , aumentando o custo direto de tratamento.

TABELA XV
DISTRIBUIÇÃO DAS FRAÇÕES AREIA, SILTE, ARGILA
REJEITO ANTIGO

FRAÇÕES GRANULOMÉTRICAS	DIÂMETRO (mm)	% NA AMOSTRA TOTAL	% ACUMULADA	% DAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS
SEIXO	2.000	0.0	0.0	0.0
AREIA	1.000	0.1	0.1	70.7
	0.500	4.8	4.9	
	0.250	20.1	25.0	
	0.125	26.6	51.6	
	0.062	19.1	70.7	
SILTE	0.031	16.4	87.1	26.1
	0.016	5.1	92.2	
	0.008	2.8	95.0	
	0.004	1.8	96.8	
ARGILA	0.002	1.3	98.1	3.2
	0.001	0.5	98.6	
	0.0005	1.1	99.7	
	< 0.00005	0.3	100.0	

A análise espectrográfica semiquantitativa do rejeito antigo forneceu os valores constantes à TABELA XVI.



REJEITOS DE FLOTAÇÃO DAS MINAS DO CAMAQUÃ - FIGURA Nº15

Análise nº.
Ficha
Material

TABELA XVI
ANÁLISE ESPECTROGRÁFICA - REJEITO ANTIGO

Nº da AMOSTRA	(0.05) Fe %	(0.02) Mg %	(0.05) Ca %	(0.002) Ti %	(10) Mn	(0.05) Ag	(200) As	(10) Au	(10) B	(20) Ba	(1) Be	(10) Bi	(20) Cd	(5) Co	(10) Cr	(5) Cu	(20) La	(5) Mo	(10) Nb	(5) Ni	(10) Pb	(100) Sb	(5) Sc	(10) Sn	(100) Sr	(10) V	(50) W	(10) Y	(200) Zn	(10) Zr
CO15	2	0.3	0.2	0.15	200	1.5	-	-	-	5000	1	<10	-	7	15	1500	<20	15	10	10	<10	-	-	-	300	50	-	10	-	150
CO16	2	0.3	0.2	0.15	200	1.0	-	-	-	>5000	1	10	-	7	20	3000	20	15	10	10	10	-	-	-	300	50	-	10	-	150
CO17	3	0.5	0.3	0.15	200	1.0	-	-	-	>5000	1	10	-	7	20	1000	20	30	10	15	10	-	5	-	300	50	-	10	-	150
CO18a	2	0.3	0.2	0.15	200	1.0	-	-	-	>5000	1	10	-	7	20	2000	20	15	10	10	<10	-	-	-	300	50	-	10	-	150
CO18b	2	0.3	0.2	0.15	200	1.5	-	-	-	5000	1	10	-	7	15	2000	20	15	10	10	10	-	-	-	300	50	-	10	-	150
CO18c	2	0.3	0.2	0.15	200	1.0	-	-	-	>5000	1	10	-	7	20	2000	20	15	10	10	<10	-	-	-	300	50	-	10	-	150
CO18d	3	0.5	0.3	0.15	200	1.0	-	-	-	>5000	1	10	-	7	15	2000	20	15	10	10	10	-	5	-	300	50	-	10	-	150
CO18e	2	0.3	0.2	0.15	200	1.0	-	-	-	>5000	1	<10	-	7	20	1000	<20	15	10	10	10	-	-	-	300	50	-	10	-	150
CO18f	2	0.3	0.2	0.15	200	1.0	-	-	-	>5000	1	10	-	7	15	2000	20	15	10	10	10	-	5	-	300	50	-	10	-	150
CO18g	2	0.3	0.2	0.15	200	1.5	-	-	-	>5000	1	10	-	7	30	3000	20	30	10	15	10	-	-	-	300	50	-	10	-	200
CO18h	3	0.3	0.2	0.15	200	1.5	-	-	-	5000	1	10	-	7	15	2000	20	15	10	10	10	-	-	-	300	50	-	10	-	150
CO19	3	0.3	0.2	0.15	200	1.5	-	-	-	>5000	1	10	-	7	20	3000	20	20	10	10	10	-	-	-	300	50	-	10	-	150
CO20	3	0.5	0.3	0.15	200	1.5	-	-	-	>5000	1	10	-	7	30	3000	20	20	10	15	10	-	-	-	300	50	50	10	-	200

1.3 - Rejeito Atual (caracterização da amostra)

A caracterização química e mineralógica do rejeito atual, seguiu a mesma sistemática adotada na caracterização do rejeito antigo. As amostras provenientes de amostragem sistemática, originaram nove amostras globais (1502-VH-G-RN₁ a RN₉), perfazendo um total de 58 kg. Após secagem deste material à temperatura ambiente e a devida homogeneização, procedeu-se aos ensaios, segundo descrito no item anterior.

1.3.1 - Análise granulométrica

Adotando a mesma sistemática do rejeito antigo, procedeu-se a uma análise granulométrica, cujos resultados se encontram à TABELA XVII.

TABELA XVII
ANÁLISE GRANULOMÉTRICA - REJEITO ATUAL

FRAÇÃO (mesh)	PESO (%)	PESO ACUMULADO (%)	Cu _T (%)	DISTRIB. (%)
+ 20	1.5	1.5	0.14	1.6
-20 + 35	19.2	20.7	0.17	24.5
-35 + 48	22.6	43.3	0.17	28.9
-48 + 65	18.8	62.1	0.14	19.8
-65 + 100	14.8	76.9	0.09	10.0
-100 + 150	7.1	84.0	0.06	3.2
-150 + 200	5.6	89.6	0.06	2.6
-200 + 270	1.9	91.5	0.06	0.8
-270 + 325	1.6	93.1	0.06	0.8
- 325	6.9	100.0	0.15	0.8
TOTAL	100.0			7.8
ALIMENTAÇÃO CALCULADA			0.13	99.80
HEAD SAMPLE			0.15	

A distribuição do cobre nas diversas frações TABELA XVII, mostra que 55% deste está na fração acima de 48 mesh.

Igualmente ao rejeito antigo, foi ob-

servado através de lupa binocular que, os minerais de cobre, na sua maioria, encontram-se sob a forma de partículas impregnadas. Isto poderia ser atribuído a uma certa resistência à liberação desses minerais de cobre, durante a cominuição.

1.3.2 - Análises Espectrográficas

Duas análises espectrográficas semi-quantitativas para 30 elementos, apresentaram os seguintes resultados:

ANÁLISE I

- O teor de Cu foi da ordem de 3000 ppm;

- O teor de Ba foi maior do que o limite superior de detecção do método (5000 ppm);

- Os teores de As, Au, Cd, Sb, Sn e Zn, não foram detectados dentro dos limites de detecção do método;

- Os teores de Be, Bi e W, foram menores do que os limites inferiores de detecção do método;

- Estão presentes:

Fe = 10%
Mg = 1%

Mo = 30 ppm
Nb = 20 ppm

Ca = 0.5%	Ni = 20 ppm
Ti = 1.3%	Pb = 15 ppm
Mn = 300 ppm	Sc = 7 ppm
Ag = 3 ppm	Sr = 500 ppm
B = 10 ppm	V = 50 ppm
Co = 15 ppm	Y = 15 ppm
Cr = 30 ppm	Zr = 300 ppm
La = 30 ppm	

ANÁLISE 2

- Os valores em ppm de cobre são mais baixos que no rejeito antigo, variando de 700 a 2000 ppm;

- Os teores de Ba (5000 ppm), Sr (300 ppm), Zr (100 a 150 ppm) e Ti (0.07 a 0.15%), levam às mesmas conclusões sobre a importância da barita como ganga da rocha encaixante, a que se chegou com relação ao rejeito antigo.

- Não foram detectados: As, Au, Bi, Cd, La, Sb, Sc, W, Zn, Re;

- Estão abaixo do limite inferior de detecção do método: B, Nb, Y;

- Estão presentes:

Fe = 1.5 a 5%	Mg = 0.3 a 0.7%
Ca = 0.15 a 0.3%	Mn = 150 a 300 ppm
Ag = 0.5 a 2 ppm	Mo = 15 a 50 ppm
Ni = 7 a 10 ppm	Cr = 10 a 30 ppm
Co = 5 a 10 ppm	V = 20 a 30 ppm
Pb = 10 a 20 ppm	Be = 1 ppm

1.3.3 - Análise Química Quantitativa

Seguindo a mesma sistemática utilizada para o rejeito antigo, as amostras para o rejeito atual foram submetidas a análises químicas quantitativas no laboratório da CBC, LAB-km 85 e LAMIN. Os resultados são os abaixo discriminados:

Análise química semiquantitativa (absorção atômica), para Au e Ag apresentou os seguintes resultados:

Amostra	ppm Au	ppm Ag
RN ₁	0.2	1.5
RN ₂	0.15	1.5

TABELA XVIII
ANÁLISE DE COBRE - REJEITO ATUAL

AMOSTRA	C B C			LAB	LAMIN
	Cu _T (%)	Cu _S (%)	OXIDADOS (%)	Km-85 Cu _T (%)	Cu _T (%)
C 021	0.09	0.05	55.6	0.12	0.07
C 022	0.12	0.06	50.0	0.12	0.10
C 023	0.13	0.05	38.5	0.19	0.10
C 024	0.13	0.03	23.1	0.19	0.10
C 025	0.09	0.05	55.6	0.12	0.10
C 026	0.22	0.03	13.6	0.25	0.15
C 027a	0.22	0.03	13.6	0.28	0.15
C 027b	0.17	0.04	23.5	0.19	0.10
C 027c	0.23	0.03	13.0	0.25	0.10
C 027d	0.30	0.03	10.0	0.32	0.20
C 027e	0.18	0.04	22.2	0.19	0.15
C 027f	0.12	0.05	41.7	0.19	0.07
C 028	0.22	0.03	13.6	0.21	0.20
C 029	0.18	0.03	16.7	0.25	0.15
MÉDIA				0.21	0.12

Média da C 027 - % Cu total = 0.20
 % Cu oxidado = 0.04
 % Oxidados = 18.2

Comparando-se os teores de cobre obtidos por espectrografia de emissão com os de iodometria (gráfico da Fig. 14) obtêm-se os seguintes percentuais de diferença:

C 021 = -22.2%	C 024 = -23.1%	C 027 = -35.0%
C 022 = -16.7%	C 025 = +11.1%	C 028 = -9.1%
C 023 = -23.1%	C 026 = -31.8%	C 029 = -16.7%

Pelo simples confronto com o gráfico dos valores do rejeito antigo, verifica-se que no caso do rejeito atual os teores obtidos por espectrografia de emissão foram mais baixos que os por iodometria, o que não ocorreu no caso anterior.

As análises químicas para verificação dos teores em óxidos de Ca, Mg, e Al tiveram os seguintes resultados:

TABELA XIX
ANÁLISE DE ÓXIDOS METÁLICOS: REJEITO ATUAL

AMOSTRA Nº	CaO (%)	MgO (%)	Al ₂ O ₃ (%)
C 021	0.8	0.9	11.6
C 022	0.7	1.9	8.9
C 023	0.8	0.9	11.5
C 024	0.7	1.7	9.5
C 025	0,8	0.8	11.0
C 026	0.6	1.2	9.2
C 027a	0.6	0.8	10.2
C 027b	0.5	1.1	8.9
C 027c	0.7	0.9	10.5
C 027d	0.6	0.9	9.5
C 027e	0.5	1.0	10.1
C 027f	0.5	1.0	9.5
C 028	0.8	0.8	9.7
C 029	0.6	1.0	8.4
MÉDIA	0.66	1.12	9.89

1.3.4 - SEPARAÇÃO EM MEIO DENSO E SEPARAÇÃO MAGNÉTICA

Para a separação em líquido denso (bromofórmio $d = 2.9$), usou-se uma amostra de 928 g, que

foi deslamada em 325 M e a fração > 325 M classificada em quatro frações: 65, 100, 150 e 325 Mesh. À TABELA XX, estão os resultados desta separação em líquido denso e separação magnética.

Foi observado em lupa binocular que, na fração afundada +65 mesh (> 0.7A), os sulfetos presentes não estavam satisfatoriamente liberados. Isto talvez, seja uma explicação para a não recuperação desses sulfetos por flotação. Observou-se, também, nas frações 0.3, 0.5 e 0.7 ampères, a presença de partículas inclusas (partículas apresentando proporções variadas de sulfetos de cobre a magnetita).

OBS.: A análise química de "head sample", apresentou os seguintes resultados:

Cu total	=	0.15%	MgO	=	1.24%
Cu oxidado	=	0.05%	SiO ₂	=	75.45%
Fe ₂ O ₃	=	4.68%	K ₂ O	=	0.2%
Al ₂ O ₃	=	8.33%	Na ₂ O	=	2.73%
CaO	=	0.53%	S	=	0.37%
BaO	=	0.42%	-	=	-

1.3.5 - Distribuição das Frações Areia, Silte e Argila

A curva da Fig. Nº 15 e a TABELA XXI mostram a distribuição das frações acima, no rejeito atual:

TABELA XX

SEPARAÇÃO EM MEIO DENSO E SEPARAÇÃO MAGNÉTICA - REJEITO ANTIGO

		+ 65 mesh			+ 100 mesh			+ 150 mesh			+ 325 mesh			
		PESO (g)	PESO (%)		PESO (g)	PESO (%)		PESO (g)	PESO (%)		PESO (g)	PESO (%)		
FLUTUADO		552.5	95.85	95.85	144.12	93.82	93.82	64.69	90.40	90.40	85.76	93.08	93.08	
AFUNDADO	IMÃ MANUAL	0.12	0.02	4.15	0.13	0.08	6.18	0.08	0.11	9.60	0.13	0.14	6.92	
	SEPARADOR FRANZ	0.3 A	4.47		0.78	1.23		0.80	1.24		1.73	1.07		0.16
		0.5 A	10.81		1.88	4.50		2.94	2.95		4.12	2.80		3.04
		0.7 A	3.99		0.69	1.18		0.77	0.64		0.90	0.24		0.26
		> 0.7 A	4.52		0.78	2.45		1.59	1.96		2.74	2.14		2.32
		TOTAL	576.41		100	100		153.61	100		100	71.56		100

TABELA XXI
DISTRIBUIÇÃO DE FRAÇÕES DE AREIA, SILTE, ARGILA
REJEITO ATUAL

FRAÇÕES GRANULOMÉTRICAS	DIÂMETRO (mm)	% NA AMOSTRA TOTAL	% ACUMULADA	% DAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS
SEIXO	2.000	0.2	0.2	0.2
AREIA	1.000	0.3	0.5	89.6
	0.5000	14.5	15.0	
	0.250	40.8	55.8	
	0.125	24.5	80.3	
	0.062	9.5	89.8	
SILTE	0.031	5.7	95.5	9.2
	0.016	1.7	97.2	
	0.008	0.9	98.1	
	0.004	0.9	99.0	
ARGILA	0.002	0.5	99.5	1.0
	0.001	0.4	99.9	
	0.0005	0.1	100.0	
	< 0.0005	0.0	100.0	

1.3.6 - Análise Mineralógica das Frações Leve e Pesada

A densidade do rejeito atual é 2.65, sendo que 2.6% do material tem densidade superior a 2.82.

A análise mineralógica semiquantitativa das frações leve e pesada de uma amostra representativa de rejeito atual está expressa na TABELA XXII.

TABELA XXII

ANÁLISE MINERALÓGICA DAS FRAÇÕES LEVE E PESADA
REJEITO ATUAL

F R A Ç Ã O L E V E (% PESO)																	
LABORATÓRIO	Nº DE CAMPO	AGREGADOS	QUARTZO	FELDSPATO CALCO-SÓDICO	FELDSPATO POTÁSSICO	CLORITA	SERICITA	CALCITA	PESO TOTAL (g)	PESO QUARTEADO (g)	PESO AREIA (g)	PESO MATERIAL LEVE (g)					
JAC 747	VH-S C 037	30-40%	25-30%	15-25%	15-20%	1-5%	X	X	453.4	40.0	36.00	34.5					
F R A Ç Ã O P E S A D A (% PESO)																	
LABORATÓRIO	Nº DE CAMPO	ÓXIDO DE FERRO	CLORITA	BARITA	AGREGADOS	PIRITA	CALCOPIRITA	MALAQUITA	MAGNETITA	APATITA	FLUORITA	CRISOCOLA	SERICITA	PESO TOTAL (g)	PESO QUARTEADO (%)	PESO AREIA (g)	PESO MINERAIS PESADOS (g)
JAC 747	VH-S C037	35-40%	20-30%	15-20%	5-15%	5-10%	1-5%	<1%	<1%	X	X	X	X	453.4	40.0	36.0	1.5

CONVENÇÃO: (x) Mineral não contável

OBSERVAÇÕES: 1) O mineral magnético identificado foi a magnetita

2) Os agregados da fração leve são de natureza variada com predominância dos seguintes tipos: quartzo com clorita; feldspatos potássio e feldspato calcosódico; quartzo com feldspato potássio e calcosódico.

3) Os agregados da fração pesada são constituídos principalmente de quartzo associado a um ou mais dos seguintes minerais; hematita, calcopirita, pirita, malaquita, barita e clorita.

4) Durante o estudo da fração pesada em lupa binocular, fez-se uma seleção dos sulfetos azuis e amarelos, e tendo em vista a impossibilidade de identificação deste material em lupa binocular, enviou-se o mesmo à Seção de Raios-X, sendo detectada em ambos os casos, presença de pirita. No caso dos sulfetos azuis, o mais indicado seria um estudo em seção polida, uma vez que, se porventura existissem traços de bornita, calcosita ou covelita, não seria possível detetar pelo método de Raios-X. Os grãos com aspecto de óxido de ferro, formados por diminutas placas metálicas de coloração vermelho—carmim, sugerindo a presença de cuprita ou tenorita, foram submetidos à análise por Raios-X, acusando a presença de hematita. Entretanto, convém acrescentar que foi constatada presença de cobre neste material, e que acaso existir traços de cuprita ou tenorita, só poderia ser confirmado pela análise em seção polida.

OBS.: Pelas análises efetuadas, estima-se que o teor de carbonatos em CaCO_3 equivalente é de 3.5%, semelhante ao teor de rejeito antigo.

A espectrografia de emissão para 30 elementos oferecem resultados à TABELA XXIII.

1.4 - Observações sôbre Resultados Analíticos

Além das observações de carácter informativo (e mesmo a nível de conclusão) contidas em comentários anteriores, cabe mencionar aspectos considerados relevantes aos objetivos do projeto "Lixiviação de Cobre no Rio Grande do Sul", a partir dos dados analíticos obtidos e enumerados a seguir:

1) Existe cobre nos rejeitos estudados, no antigo em teores que variam de 0.11 a 0.26% cobre total e no atual de 0.09 a 0.22% cobre total.

2) Como já salientado anteriormente, a amostragem deve ser encarada como representativa de uma certa área de influência dos respectivos alinhamentos de amostragem.

Como, no entanto, o material é bastante homogêneo, pode-se tomar os valores encontrados como representativos do volume total dentro de um razoável grau de certeza.

3) No caso de ser decidido o aproveitamento industrial deste rejeito, recomenda-se a execução de amostragem sistemática em malha a ser definida, com a utilização de trado manual para a perfuração e coleta de amostras.

Desta maneira podem ser confirmados os valores encontrados no tocante aos teores de cobre total e oxidado, sub-produtos, sua distribuição e composição, proporção sulfetos/oxidados e cubagem do volume depositado.

4) Os minerais de Cu existentes estão distribuídos verticalmente de maneira uniforme, já que os teores das respectivas frações coletadas de 50 em 50 cm não contrastaram de modo significativo.

5) A percentagem de minerais oxidados em relação ao teor de Cu total é, no rejeito antigo, de moderada a baixa. Excepcionalmente, duas amostras de canal apresentam mais de 80% do cobre sob forma de óxidos, enquanto as restantes variam de 28.6 a 48.0%

No caso do rejeito atual, o fato se repete, pois o teor de oxidados mais elevado alcança 55.6% ao passo que o valor mínimo alcança 13.6%.

Tal fato resulta em influência negativa no que se refere à lixiviação ácida já que os sulfetos são dificilmente solubilizados, necessitando acréscimo de temperatura e presença de sulfeto férrico como agente oxidante, além de uma certa pressão de oxigênio.

6) Foram consultados os relatórios mensais das operações do engenho velho, desde agosto de 1959, e os valores de cobre no rejeito excepcionalmente atingiram 0.16, mantendo-se de 0.07% a 0.14% na maioria dos casos. Mesmo na época em que eram tratados oxidados da Intermediária, os boletins não acusam acréscimo nas perdas.

A eliminação da fração granulométrica mais fina dos rejeitos, arrastada para o Arroio João Dias pelas águas do próprio engenho quando da sua deposição original e também pelas águas de escoamento e infiltração que têm percorrido o material já depositado, poderiam ex-



plicar a existência de teores de cobre superiores aos informados pelos boletins de análise da CBC, como resultado de um processo de concentração natural. No entanto, os mesmos boletins informam que é na fração mas fina (-200 mesh) que se encontra um teor maior de cobre. Conclui-se que as perdas foram maiores que as divulgadas.

7) Os rejeitos, salvo algumas restrições, são representantes estatísticos da encaixante e da ganga de minério. Por sua vez, as análises espectrográficas semiquantitativas para 30 elementos proporcionaram uma "varredura" de grande valia e nos permitem dizer que:

a - Barita é ganga importante do minério;

b - Rutilo e zircão são minerais acessórios da rocha encaixante;

c - Existe Ag nos rejeitos (de 0.5 a 2 ppm). Devido à sua importância como sub-produto deverão ser efetuadas posteriormente análises por fusão em algumas amostras para a confirmação de tais teores;

d - Au não foi detectado por espectrografia de emissão. O limite de detecção inferior do método é elevado (10 ppm) para condições que se pode considerar aluvionares. Por absorção atômica foram encontrados de 0.15 a 0.20 ppm de Au em ambos os rejeitos. Sabe-se que os resultados por absorção atômica podem não ser significativos no caso de metais preciosos. Ensaio por fusão em algumas amostras são sugeridas para definição definitiva da presença ou não de ouro.

e - Ausência de elementos considerados como subprodutos tais como: Bi, Sb, Re. O rênio, como elemento que acompanha o molibdênio não foi detectado, certamente em função da presença apenas moderada de Mo (15 a 50 ppm), e também devido ao elevado limite inferior de detecção de Re (50 ppm).

8) Cabe salientar que os teores de Au, Ag, e Mo podem ser mais elevados e estariam sendo carregados junto com o concentrado, apesar da flotação não estar sendo dirigida para a recuperação desses subprodutos.

9) A granulometria dos rejeitos, com mais de 85% do material menor que 0.5 mm, indica "a priori" que a recuperação do cobre contido deverá ser tentada por lixiviação com agitação, já que a permeabilidade de uma coluna constituída desse rejeito é muito baixa para permitir percolação.

Ocorre que este método é o que exige maiores investimentos iniciais e é mais adequado ao tratamento de minérios ricos ou concentrados.

10) A análise mineralógica confirma a predominância dos sulfetos sobre os oxidados, como se verifica através da análise química.

Apesar do teor baixo em cobre total e apreciável quantidade de óxidos cremos que estudos de flotação em laboratório deveriam ser efetuados para recuperação dos sulfetos.

11) Óxidos de Fe ocorrem em boa proporção e a possibilidade de interferência nos métodos a-

nalíticos deve ser estudada.

12) A presença de pequenos teores de CaO e MgO e conseqüentemente de CaCO_3 equivalente está a indicar que o minério do Camaquã tem aparentemente pequena proporção de carbonatos na encaixante e na ganga. Acresça-se o fato de que a malaquita é um carbonato de cobre e este Ca deve estar presente na análise global do CaO.

Um teor médio de 3.7% CaCO_3 equivalente indica na realidade uma quantidade menor de carbonatos de Ca e Mg, já que neste valor estão incluídos o Ca e Mg componentes de minerais e rochas inertes à ação de H_2SO_4 , tais como feldspatos, quartzo, argilas, fluorita, sericita, etc. Fosfatos estão ausentes.

Tudo indica que o minério da Zona Intermediária deve, por analogia, conter baixos teores de CaO e MgO e conseqüentemente o consumo de H_2SO_4 na lixiviação deverá se situar em um valor próximo ao estequiométrico.

13) Pela análise mineralógica constatou-se a presença na fração pesada de 5 a 15% de agregados "constituídos principalmente de quartzo associado a um ou mais dos seguintes minerais: hematita, pirita, calcopirita, malaquita, barita e clorita" o que talvez indique que a cominuição deverá ser melhor dimensionada para maior grau de liberação dos minerais de minério. Tais resultados foram confirmados pelos ensaios em meio denso e separação magnética.

TABELA XXIII
ANÁLISE ESPECTROGRÁFICA - REJEITO ATUAL

Nº da AMOSTRA	(0.05) Te %	(0.02) Mg %	(0.05) Ca %	(0.002) Ti %	(10) Mn	(0.5) Ag	(200) As	(10) Au	(10) Ba	(20) Ba	(1) Be	(10) Bi	(20) Cd	(5) Co	(10) Cr	(5) Cu	(20) La	(5) Mo	(10) NB	(5) Ni	(10) Pb	(100) Sb	(5) Sc	(10) Sn	(100) Sr	(10) V	(50) W	(10) Y	(200) Zb	(10) Zr
CO21	2	0.5	0.2	0.15	200	2	7	-	10	5000	<1	-	-	7	20	700	<20	20	10	10	20	-	-	-	300	30	-	10	-	100
CO22	3	0.5	0.2	0.15	200	0.5	-	-	10	5000	1	-	-	7	15	1000	-	20	10	10	10	-	-	-	300	30	-	10	-	150
CO23	2	0.5	0.2	0.15	200	1	-	-	10	5000	1	-	-	7	10	1000	-	15	10	10	10	-	-	-	300	30	-	<10	-	150
CO24	3	0.5	0.2	0.15	200	1	-	-	10	5000	1	-	-	7	10	1000	-	30	10	10	10	-	-	-	300	30	-	10	-	150
CO25	1.5	0.3	0.2	0.1	200	1	-	-	10	5000	1	-	-	5	10	1000	-	15	10	7	10	-	-	-	300	30	-	10	-	150
CO26	3	0.5	0.2	0.15	200	1	-	-	10	5000	1	-	-	7	15	1500	-	15		7	10	-	-	-	300	30	-	<10	-	150
CO27a	3	0.5	0.15	0.15	200	1.5	-	-	10	>5000	1	-	-	7	10	1500	-	20	10	7	10	-	-	-	300	30	-	<10	-	150
CO27b	3	0.5	0.2	0.15	200	0.5	-	-	10	>5000	<1	-	-	7	15	1000	-	20	10	7	10	-	-	-	300	30	-	<10	-	150
CO27c	2	0.5	0.15	0.7	150	1.5	-	-	10	5000	-	-	-	5	10	1000	-	20	10	7	10	-	-	-	200	20	-	10	-	100
CO27d	3	0.5	0.2	0.1	200	1	-	-	10	5000	1	-	-	7	10	2000	-	15	10	10	10	-	-	-	300	30	-	<10	-	150
CO27e	5	0.5	0.2	0.15	200	1	-	-	10	5000	1	-	-	10	20	1500	-	30	10	10	10	-	-	-	300	30	-	<10	-	150
CO27f	3	0.7	0.3	0.15	300	0.5	-	-	10	5000	1	-	-	7	10	1500	<20	20	10	7	10	-	-	-	300	30	-	<10	-	150
CO28	5	0.5	0.2	0.15	300	2	-	-	10	>5000	1	-	-	7	15	2000	-	15	10	10	10	-	-	-	300	30	-	10	-	100
CO29	5	0.7	0.2	0.15	300	2	-	-	10	>5000	1	-	-	10	20	1500	-	50	10	10	10	-	-	-	300	30	-	<10	-	150

1.5 - Testes de Lixiviação

1.5.1 - Introdução

Como já demonstrado por análises granulométricas (TABELAS XXI, XXII e XXIII), os rejeitos de Camaquã são constituídos em 47% por partículas < 48 mesh. Uma coluna constituída por este material tem baixa permeabilidade, conforme testes qualitativos efetuados para investigar até que ponto o rejeito de Camaquã seria susceptível à lixiviação por percolação.

Por outro lado, a granulometria do material é adequado à lixiviação com agitação e testes neste sentido também foram realizados.

1.5.2 - Lixiviação por Inundação

1.5.2.1 - Objetivos

Estudar o efeito da concentração de H_2SO_4 sobre a taxa de extração de Cu e avaliar o consumo unitário de H_2SO_4 por grama de cobre lixiviado.

1.5.2.2 - Condições

Material: rejeito antigo
Lixiviação: por inundação
 H_2SO_4 : 0 a 100 g/l

Admitiu-se um excesso em H_2SO_4 de 6 vezes a relação estequiométrica ($1.74g H_2SO_4/gCu$) do cobre contido e considerou-se, para efeito de cálculo que todo o cobre fosse oxidado. Para 100g de minério (0.2% Cu), usou-se $1.85gH_2SO_4$, diluído em diferentes concentrações, como mostra a TABELA XXIV.

1.5.2.3 - Procedimento

O material foi colocado em becher, sob a forma de polpa e com o auxílio de bastonete de vidro foram feitas ligeiras agitações intermitentes. Após 24 horas, a polpa foi filtrada, lavada e a lixívia dosada para cobre total, H_2SO_4 livre e ferro. À TABELA XXIV, encontram-se os resultados obtidos.

TABELA XXIV

EFEITO DA CONCENTRAÇÃO DE ÁCIDO SULFÚRICO NA EXTRAÇÃO DE COBRE - REJEITO ANTIGO

TESTE A	CONC. H ₂ SO ₄ (g/l)	2+ Cu (g/l)	COBRE EXTRAÍDO (%)	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO TOTAL Cu _T (%)	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO COBRE OXIDADO (%)	ÁCIDO LIVRE (g)	CONSUMO ÁCIDO gH ₂ SO ₄ /gCu
1	0	< 0.01	< 0.005	< 2.5	< 5.0	0.000	0.0
2	2	0.06	0.062	31.0	62.0	0.123	27.8 (?)
3	5	0.13	0.064	32.0	64.0	1.225	9.8
4	10	0.20	0.064	32.0	64.0	1.216	9.9
5	15	0.23	0.069	34.5	69.0	1.260	8.6
6	20	0.27	0.70	35.0	70.0	1.196	9.3
7	30	0.13	0.069	34.5	69.0	1.166	9.9
8	40	0.16	0.067	33.5	67.0	1.176	10.1
9	50	0.18	0.070	35.0	70.0	1.287	8.0
10	100	0.22	0.068	34.0	68.0	1.178	9.9

Com esses testes preliminares, já puderam ser feitas algumas considerações:

a) O efeito da concentração de H_2SO_4 na lixiviação, só teve influência na eficiência de extração até a concentração de 10g/l. Após esse valor, a extração do cobre manteve-se praticamente a mesma.

b) A recuperação máxima total do cobre, foi da ordem de 35% e pode ser considerada baixa. Como se trata de um minério misto (sulfeto e oxidado), isto é uma prova de que os sulfetos não estão sendo lixiviados;

c) A recuperação máxima, considerando apenas os minerais oxidados, foi de 70%, o que poderia ser considerado promissor, em termos de extração;

d) O consumo unitário de ácido sulfúrico por cobre lixiviado foi extremamente alto, indicando haver compostos outros que carbonatos consumindo ácido.

1.5.3 - Lixiviação por Percolação

1.5.3.1 - Teste A

Condições

Amostra	- rejeito atual
Peso da amostra	- 1287 g
Granulometria	- < 35M (Ver análise granulométrica rejeito atual)



Concentração solução	- 5 g/lH ₂ SO ₄
Teor de minério	- Cu total - 0.15% - Cu oxidado - 0.05%
Coluna de lixiviação	- 118 cm altura x 7.2 cm diâmetro (acrílico)
Recirculação	- air-lift

Embora já se saiba que a granulometria do material dificilmente se prestaria a testes de lixiviação por percolação, o objetivo do referido teste foi observar, com mais detalhe, o comportamento da percolação diante de material dessa granulometria. No decorrer de teste foram observados:

a) mesmo para uma recirculação de lixívia num fluxo relativamente baixo, logo de início houve a formação de lago de solução no topo da coluna, mostrando que a percolação é muito lenta e permeabilidade específica, baixa;

b) a princípio, ainda se verificou um pouco de percolação da solução através da coluna, reduzida praticamente a zero após 30 minutos;

c) a quantidade de lixívia que atravessou a coluna, foi muito pequena, porém a sua cor azulada, demonstrou que houve solubilização de minerais de cobre.

1.5.3.2 - TESTE B

Condições

Amostra	- rejeito atual
Peso da amostra	- 1287 g
Granulometria	- (-35 + 325) mesh
Concentração solução	- 5 g/lH ₂ SO ₄
Teor de minério	- Cu total - 0.15% - Cu oxidado - 0.05%
Coluna lixiviação	- 118 em altura x 7.2 cm diâmetro (acrílico)
Recirculação da solução	- airlift

Este teste foi realizado, praticamente, nas mesmas condições do teste A, variando-se apenas a granulometria. O material usado foi previamente deslamado em 325M, com o fim de aumentar a permeabilidade do material. No decorrer do teste, foram observados:

a) aparentemente, a deslamagem em 325 M, não melhorou em nada a permeabilidade do material;

b) após os primeiros minutos de alimentação da solução, já se observava a formação de lago, no topo da coluna;

c) a pequena quantidade de solução lixivante, que atravessou a coluna, demonstrou, pela coloração azulada, que houve solubilização de minerais de cobre.



1.5.3.3 - TESTE C

Condições

Amostra	- rejeito atual
Peso da amostra	- 1500 g
Granulometria	- < 35 Mesh
Concentração solução	- 5g/lH ₂ SO ₄
Teor do minério	- Cu total - 0.15%
	Cu oxidado - 0.05%

Ainda na tentativa de fazer lixiviação por percolação, foi conduzido um terceiro teste, variando-se as condições de granulometria. Para tal, tomou-se 1500 g do minério e misturou-se com 1500 g de brita a 4 mesh, com a finalidade de aumentar a permeabilidade da coluna de lixiviação. Após devida homogenização, procedeu-se à lixiviação em coluna, usando-se airlift. No decorrer do teste foram observados:

a) logo de início, mesmo para uma velocidade de alimentação da solução relativamente baixa, já se observava a formação de lago no topo da coluna, provando mais uma vez a inviabilidade de lixiviação por percolação nessa granulometria;

b) permeabilidade extremamente lenta;

c) a pequena quantidade de lixívia que atravessou a coluna, apresentava coloração azul, indicando que algum cobre havia sido solubilizado.

1.5.4 - Lixiviação com Agitação

1.5.4.1 - Objetivos

O objetivo da lixiviação com agitação é de solubilizar o cobre contido no rejeito, tanto o solúvel como o insolúvel e comparar as taxas de extração com as obtidas por percolação. Devido aos baixos teores de cobre total, não é exequível, em princípio, a flotação dos resíduos de lixiviação. Por consequência, a extração do cobre contido deve ser efetuada em uma única etapa.

Considerando-se ainda, que mais de 60% do cobre total é constituído de sulfetos (principalmente calcosina), já que este material é proveniente de um concentrador de sulfetos, cremos não ser a lixiviação o método mais adequado para a recuperação do metal contido. Como alternativa, foi testada a reflotação, com resultados também pouco promissores, pelo menos na atual conjuntura.

1.5.4.2 - Metodologia

O equipamento usado na lixiviação com agitação consistiu em bēcher de vidro Pyrex, com capacidade de até 2000 ml e agitadores de vidro acionados por motores elétricos de 1/40 HP e velocidade variável por meio de reostato, conforme fotos 5, 6 (vol. I) e Fig. Nº 16A.

Inicialmente foram utilizados agita-

dores com eixo de bronze, os quais não são adequados a este tipo de operação pois o cobre solubilizado em contato com esta liga, reduz-se a cobre metálico, ocasionando perdas na recuperação e fornecendo dados errôneos para o cálculo do balanço de massas. Por este motivo, foram substituídos por eixos de vidro de diversas formas, elaborados no LAB km-85 a partir de bastões de vidro de 8 mm de diâmetro.

As amostras representativas do rejeito antigo e atual foram quarteadas e introduzidas em béchers de 1000 a 2000 ml de volume onde sofreram lixiviação com agitação; os parâmetros que sofreram variação foram: composição e concentração da lixívia (teores de H_2SO_4 e $Fe_2(SO_4)_3$), temperatura e velocidade de agitação.

A granulometria manteve-se constante, já que o rejeito é um produto cominuído.

Durante o tempo de lixiviação, amostras de lixívia foram colhidas para dosagem do seu teor em cobre; a amostra inicial e o resíduo final foram também analisados para cobre total e cobre oxidado. Desse modo puderam ser calculadas as recuperações de cobre total, cobre oxidado e cobre sulfetado em %.

TEORES

A média de teores para cobre total, cobre solúvel e % de oxidados no rejeitos, acusou:

TABELA XXV

TEORES MÉDIOS DE COBRE DOS REJEITOS

DOSAGEM REJEITO	COBRE TOTAL (%)		COBRE SOLÚVEL (%)	OXIDADOS DE COBRE (%)
	LAMIN	Km-85	LAMIN	
ANTIGO	0.18	0.22	0.08	44.4
ATUAL	0.20	0.19	0.04	18.2

1.5.4.3 - TESTE A

Amostra	- Rejeito antigo
Peso	- 200 g
Conc. solução	- 18 g/l H ₂ SO ₄ (pH = 1.1)
Polpa	- 25% sólidos
Teor amostra	- Cu total = 0.2% Cu oxidado = 0.1%
RPM	- 650

O teste foi realizado à temperatura ambiente. Usou-se um agitador com haste de vidro. O material foi colocado juntamente com a solução ácida de 18 g/l H₂SO₄, em bêcher de 1000 ml e agitado durante 3 horas. Ao findar o teste a polpa foi filtrada e lavada; a solução carregada foi dosada para cobre total.

Resultados obtidos:

Teor de cobre na lixívia	- 0.164 g/l
pH	- 1.4
Volume da lixívia	- 1096 ml
Recuperação de oxidado	- 90%
Recuperação total de cobre	- 45%

1.5.4.4 - TESTE B

Amostra	- rejeito antigo
Peso da amostra	- 200 g
Concentração solução	- 10 g/l H ₂ SO ₄
Polpa	- 25% sólidos
Teor da amostra	- Cu total 0.2% Cu oxidado = 0.1%
RPM	- 650
Tempo de lixiviação	- 3 horas
pH	- 1.2

As condições deste teste foram semelhantes ao do teste anterior (teste A), variando-se a penas a concentração de H₂SO₄.

Resultados obtidos:

Teor de cobre na lixívia	- 0.164 g/l
pH	- 1.7
Volume do filtrado	- 1250 ml
Recuperação total de cobre	- 41%
Recuperação de oxidado	- 80%

1.5.4.5 - TESTE C

Amostra	- Rejeito atual
Peso	- 50 g
Volume lixívia	- 450 ml
Conc. H_2SO_4	- 50 g/l
Polpa	- 10% sólidos
Tempo	- 120 min.
RPM	- 1000
Teor inicial	- 0.2% Cu total 0.1% Cu solúvel

Resultados Obtidos

Após 60 e 120 minutos de lixiviação nas condições acima, o resíduo sólido acusou os seguintes teores e correspondentes recuperações de Cu:

TABELA XXVI
LIXIVIAÇÃO COM AGITAÇÃO - RESULTADOS TESTE C

MINÉRIO			RECUPERAÇÃO		
TEMPO (min)	Cu_T (%)	Cu_S (%)	Cu_T (%)	Cu_S (%)	Cu_I (%)
60	0.13	0.04	35.0	60.0	10.0
120	0.10	0.02	50.0	80.0	20.0

Como vê-se, a recuperação do cobre total é baixa, da ordem de 50%; como era de se esperar, após 120 min, 80% do cobre oxidado foi solubilizado; do cobre sulfetado, mais resistente à oxidação, recuperou-se somente 20%.

1.5.4.6 - TESTE D

Amostra	- Rejeito atual
Peso	- 50 g
Vol. lixívia	- 600 ml
H ₂ SO ₄	- 50 g/l
Polpa	- 9% sólidos
Tempo	- 120 min.
Teor inicial	- 0.18% Cobre total - 0.08% Cobre solúvel
RPM	- 1000
Fe III	- 10 g/l (equivalente a 50 g/l [Fe ₂ (SO ₄) ₃ ·9H ₂ O])

Neste teste foi utilizado uma lixívia contendo, além de 50 g/l H₂SO₄, 10 g/l de Fe III com o objetivo de tentar solubilizar e recuperar a fração de cobre correspondente aos sulfetos.

Resultados Obtidos

Adicionando-se Fe III à lixívia, há maior recuperação de Cu sulfetado em relação à solução contendo somente H₂SO₄. As recuperações globais, no entanto, são baixas e não compatíveis com o processo, conforme TABELA XXVII.

TABELA XXVII
RESULTADOS - TESTE D

TEMPO (min)	MINÉRIO		RECUPERAÇÃO		
	Cu _T (%)	Cu _S (%)	Cu _T (%)	Cu _S (%)	Cu _I (%)
60	0.11	0.05	38.9	38.0	40.0
120	0.10	0.03	44.4	63.0	30.0

1.5.4.7 - TESTE E

Amostra - Rejeito atual
 Peso - 50 g
 Vol. lixívia - 450 ml
 H₂SO₄ - 50 g/l
 Polpa - 10% sólidos
 Tempo - 120 min.
 RPM - 2500
 Fe III - 5 g/l [25 g/l Fe₂(SO₄)₃·9H₂O]

Resultados obtidos

Pela análise do resíduo, após 120 min. de lixiviação, chegamos aos seguintes valores:

TABELA XXVIII
RESULTADOS - TESTE E

TEMPO (min)	MINÉRIO		RECUPERAÇÃO		
	Cu _T (%)	Cu _S (%)	Cu _T (%)	Cu _S (%)	Cu _I (%)
60	0.13	0.15	41.0	50.0	33.3
120	0.10	0.02	55.0	80.0	33.3

Aumentando-se a velocidade de agitação, obteve-se recuperação de cobre maiores, porém ainda baixos em termos absolutos.

Durante a execução dos ensaios, notou-se que parte do cobre solubilizado reduzia-se a cobre metálico, sem que houvesse, aparentemente razão para tanto.

Diversas tentativas foram adotadas para eliminar este inconveniente, infelizmente sem muito sucesso. Como consequência do fato, os cálculos dos teores do resíduo final e recuperação total de cobre foram sensivelmente prejudicados em alguns testes.

Somente foram adotados dados analíticos que julgamos significativos.

Mesmo assim, suspeita-se de que com a utilização de bécher como pequenos tanques ou reatores,

haja a ocorrência de "curtos circuitos" do material sendo lixiviado, provocando de alguma maneira, fenômenos de redução do cobre.

1.6 - ENSAIOS DE FLOTAÇÃO

Foram realizados ensaios preliminares de flotação, a nível de bancada, com a finalidade de recuperar o cobre insolúvel (sulfetos). Conforme já comentado no estudo de caracterização mineralógica, uma acentuada percentagem do cobre encontra-se nas frações grosseiras e sob forma de partículas inclusas. Daí a razão de alguns ensaios de flotação para recuperação desses sulfetos.

1.6.1 - Metodologia

Na preparação de cada uma das amostras, foi seguido o roteiro:

- a) amostragem por quarteamento e retirada de alíquota para análise química;
- b) observação, em lupa binocular, do grau de liberação dos minerais de cobre;
- c) moagem a 65 mesh em moinho de barra.

Condições de moagem:

relação sólido/líquido - 2/1
Tempo de moagem - 12 min.

Material Usado nos Experimentos

Foram realizados ensaios de flotação em célula Fagergren, com amostras do rejeito antigo e do rejeito atual. Os resultados obtidos encontram-se na TABELA XXIX.

Reagentes Usados:

etil xantato de sódio	- 80 g/ton
silicato de sódio	- 280 a 430 g/ton
óleo de pinho	- 60 a 90 g/ton
pH	- 6.9 a 7.5 (regulado com CaO)

1.6.2 - Resultados Obtidos e Discussão

Os resultados obtidos indicam a possibilidade técnica de aproveitamento dos sulfetos por flotação, desde que seja feita uma remoagem a -65 mesh. A recuperação total (tabela XXIX) de 37 a 45% é aparentemente baixa. Entretanto, se considerado apenas o cobre proveniente dos sulfetos, tendo em vista tratar-se de minério misto (50 a 60% de sulfetos), esta recuperação atingiria os 90%. Observou-se uma perda acentuada de cobre na lama descartada, porém atribuiu-se que, na sua maioria, seja constituída de oxidado.

Os teores dos concentrados (12 a 18% cobre podem ser considerados relativamente baixos, porém numa escala mais ampliada, onde se disponha de maior volume desses concentrados, é possível elevar esses teores, através de um maior número de operações de limpeza

(reflotação).

1.7 - Conclusões Sobre Aproveitamento dos Rejeitos

1.7.1 - Percolação

- Para os oxidados do minério em questão, a lixiviação por percolação era o processo que a princípio se apresentava como o mais promissor no que diz respeito à viabilidade econômica do seu aproveitamento; no entanto, a granulometria inadequada ao processo, eliminou essa possibilidade, visto o material apresentar baixa permeabilidade à passagem de fluídos.

1.7.2 - Agitação

- A lixiviação por agitação, apresentava-se então, com uma alternativa a ser examinada. Foi constatada a viabilidade técnica de recuperação do cobre oxidado por este processo. Entretanto, trata-se de um processo caro, que normalmente só é viável para minérios de cobre concentrados ou de alto teor.

- Testes indicaram que o cobre em forma oxidada solubiliza-se prontamente, podendo ser completamente recuperado. Infelizmente, a proporção de cobre solúvel presente no rejeito não atinge 20% do cobre total (como média global).

- O cobre da fração sulfetada não se



oxidou nas condições experimentais ou se oxidou parcialmente. Como a maior parte do cobre nos rejeitos está sob forma de sulfetos (principalmente calcopirita e bornita), vê-se que mesmo usando agitação podemos recuperar de 40 a 55% do cobre total contido, valor baixo para este tipo de tratamento.

- De acordo com a literatura e experiência mundiais em lixiviação de sulfetos, para se aumentar a recuperação de cobre insolúvel dever-se-ia aquecer a solução lixiviante e diminuir o rejeito a granulometria mais fina, ou ainda, reflotar a fração sulfetada. Todas estas alternativas onerariam o custo da recuperação.

- O fluxograma proposto (Fig. 6, vol. I) a seguir para o aproveitamento dos rejeitos de Camaquã tem como premissa básica a homogeneidade do material em questão, com um volume estocado estimado em 4 a 5 x 10⁶ ton, e os seguintes teores médios:

Cu = 0.20%
Mo = 40 ppm
Ag = 1.5 ppm
Au = 0.1 ppm

Considerando-se uma reserva de 5 x 10⁶ ton, teríamos as seguintes quantidades destes metais:

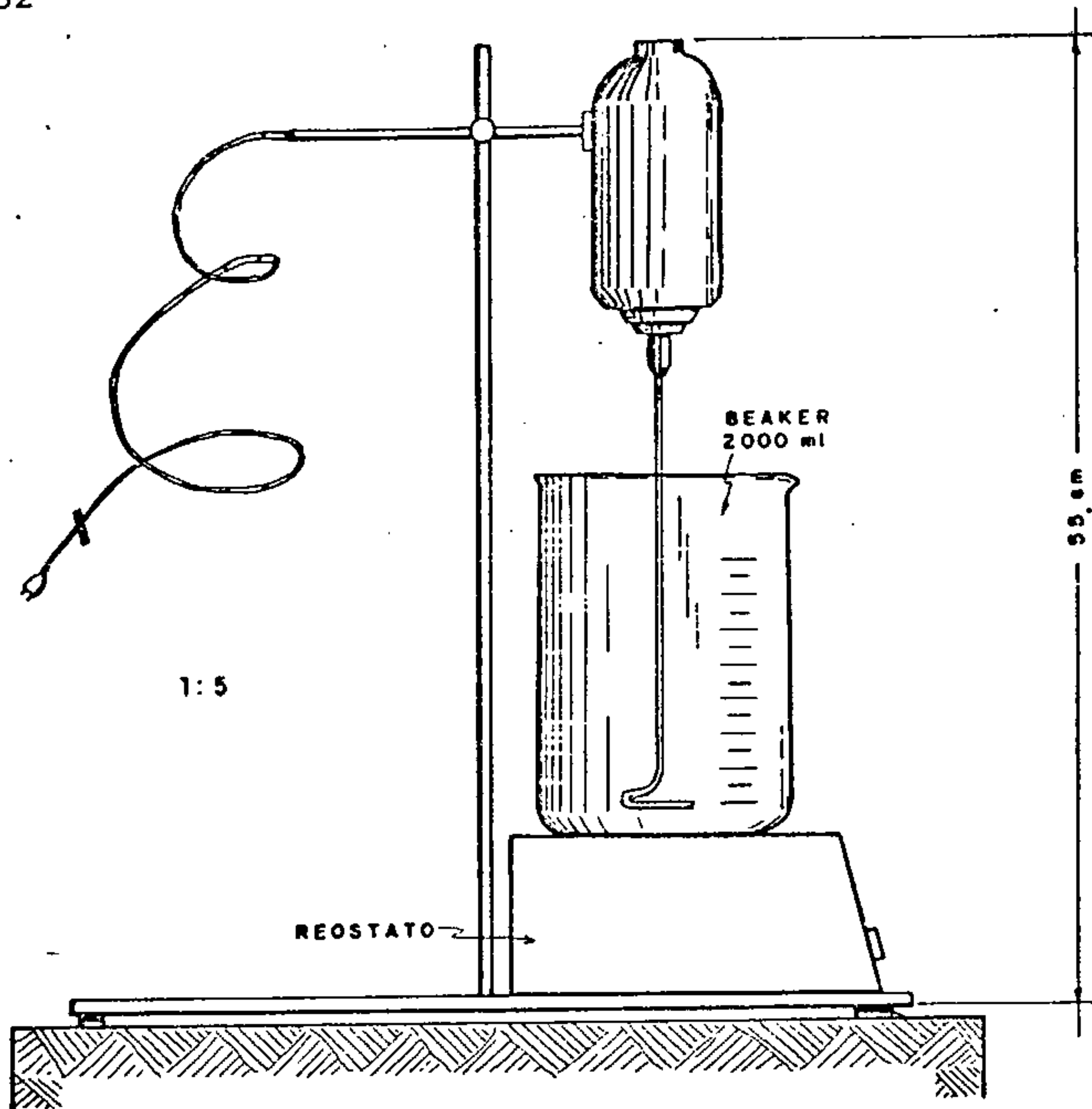
Cu = 10⁶ ton
Mo = 20 ton
Ag = 7.5 ton
Au = 0.5 ton

Ficam evidenciados, no entanto, os baixos valores, em termos absolutos de cobre contido, em torno de 2000 ppm ou 0.20% cobre total, valor este que descarta em princípio a possibilidade de emprego de lixiviação por agitação, em escala industrial.

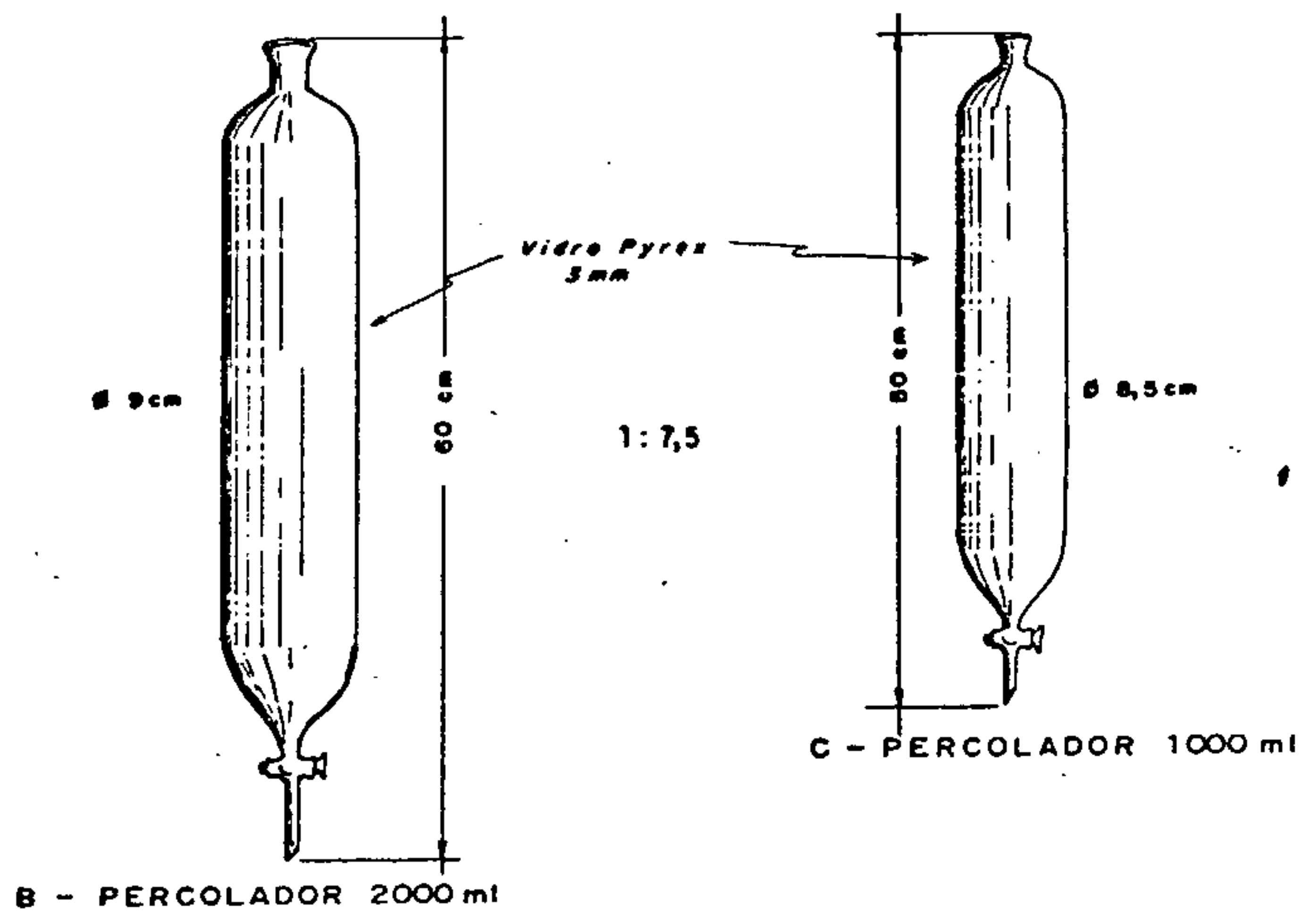
Este método é utilizado preferencialmente para o tratamento de concentrados ou minérios de alto teor que não podem por suas características próprias, serem beneficiados por outro método extrativo de menor custo.

TABELA XXIX
 RESULTADOS DE FLOTAÇÃO REJEITOS CAMAQUÃ

ENSAIO PRODUTO	TESTE A REJEITO ANTIGO			TESTE B REJEITO ANTIGO			TESTE C REJEITO ANTIGO			TESTE D REJEITO ATUAL			TESTE E REJEITO ATUAL		
	PESO (%)	Cu _T (%)	DISTRIB. Cu (%)	PESO (%)	Cu _T (%)	DISTRIB. Cu (%)	PESO (%)	Cu _T (%)	DISTRIB. Cu (%)	PESO (%)	Cu _T (%)	DISTRIB. Cu (%)	PESO (%)	Cu _T (%)	DISTRIB. Cu (%)
CONCENTRADO FINAL	0.50	12.00	42.0	0.30	18.00	35.2	0.40	15.00	36.4	0.40	14.6	39.6	0.43	14.80	44.9
CONCENTRADO SECUNDÁRIO	0.20	1.17	1.60	0.40	3.60	9.4	0.30	0.75	1.3	-	-	-	0.63	0.54	2.4
REJEITO FINAL	73.90	0.03	15.50	79.50	0.05	25.8	78.40	0.03	14.2	77.10	0.04	20.8	81.06	0.04	22.8
MISTO	-	-	-	-	-	-	0.30	10.00	18.2	0.70	1.17	5.6	0.54	0.44	1.7
LAMA	25.40	0.23	40.90	19.80	0.23	29.6	20.60	0.24	29.9	21.80	0.23	34.0	17.33	0.23	28.2
ALIMENTAÇÃO CALCULADA	100.00	0.14	100.00	100.00	0.15	100.00	100.00	0.17	100.0	100.00	0.15	100.00	100.00	0.14	100.0
HEAD SAMPLE	-	0.15	-	-	0.15	-	-	0.16	-	-	0.14	-	-	0.15	-



A - AGITADOR TÍPICO COM REOSTATO



B - PERCOLADOR 2000 ml

C - PERCOLADOR 1000 ml

FIG. Nº 16

RECUPERAÇÕES

- Recup. cobre total = 35 a 55%
- Recup. cobre solúvel = 60 a 90%
- Recuperação de cobre insolúvel: 10 a 40%.

Pelo volume de investimentos necessários, a lixiviação por agitação presta-se mais ao tratamento de concentrados ou minérios mistos de alto teor com elevada proporção de oxidados de cobre.

1.7.3 - Flotação

- A recuperação do cobre sulfetado por flotação apresentou resultados promissores, entretanto, a sua viabilidade só poderá ser confirmada mediante um estudo integrado, que comprove a possibilidade de utilização das instalações da atual usina de concentração, minimizando os custos de investimento. Existem informações que o engenho de Camaquã atualmente em fase de readaptação, dispõe de capacidade ociosa, tanto no circuito de moagem como no de flotação. Desta forma, os sulfetos contidos nos rejeitos em questão, poderiam ser reprocessados através das seguintes etapas:

a) ciclonagem com corte a 100 mesh para eliminação dos finos de mais baixo teor, com uma redução de massa da ordem de 30%;

b) remoagem do "underflow" dos ciclones a -65 mesh;

c) flotação, com reflotação dos concentrados até a elevação do teor de cobre a um mínimo adequado.

1.7.4 - Conclusões Finais

1. No presente momento é inviável a recuperação do cobre oxidado presente nos rejeitos por percolação, sob o ponto de vista técnico; o mesmo se aplica à lixiviação com agitação, sob o ponto de vista econômico.

2. A recuperação dos sulfetos de cobre por flotação apresenta-se como um caminho a ser considerado, necessitando para tal de um estudo que prove a viabilidade econômica do seu aproveitamento.

3. Sugere-se, entretanto, seja o rejeito depositado em bacias de decantação (tailing ponds) para eventual aproveitamento futuro.

2. ZONA INTERMEDIÁRIA-MINA DO CAMAQUÃ

2. ZONA INTERMEDIÁRIA-MINA DO CAMAQUÃ

2.1 - Síntese da mineralogia

No que se refere aos minerais de minério, há predominância na ocorrência de minerais oxidados de cobre sobre os minerais sulfetados, esses contribuindo com cerca de 15 a 20% do total.

No cômputo geral, os minerais de minério podem ser estimados como abaixo, em ordem decrescente de abundância.

Crisocola	-	60%
Malaquita	-	20%
Calcosina	-	15%
Calcopirita	-	rara
Bornita	-	5%

Como se pode observar, a mineralogia é favorável à aplicação de lixiviação ácida, já que crisocola e malaquita são minerais que apresentam elevada solubilidade em ácido.

Em contrapartida, a presença de apenas 20% em sulfetos é enganadora, pois o sulfeto predominante - calcosina - contém 79.8% Cu, o que eleva substancialmente o teor de cobre sulfetado no minério, determinando recuperação e rendimento relativos mais baixos em relação ao teor de cobre total.

2.2 - Conclusões da Petrografia e Mineralogia

De posse das informações fornecidas pela mineralogia e petrografia, chega-se à seguinte conclusão acerca do minério da Esplanada, o qual contém +25% cobre em forma oxidada, com relação às características favoráveis (F) ou desfavoráveis (D) à lixiviação ácida:

1. A encaixante apresenta elevado grau de coesão entre os componentes minerais e ao mesmo tempo em que revela alto grau de fraturamento em sua estrutura.

Este fato significa que o minério tem boa permeabilidade à passagem de fluídos (FAVORÁVEL).

2. Mineralização: dá-se por preenchimento fissural e intersticial, algumas vezes por substituições pseudomórficas e impregnação, apresentando grande superfície de exposição e ataque aos agentes oxidantes (FAVORÁVEL).

3. A proporção de cobre em forma de compostos oxidados atinge 75-80% do cobre total; o principal sulfeto responsável pelos 20-25% restantes é a calcosina (FAVORÁVEL).

4. Ausência de quantidades notáveis de carbonatos de Ca e Mg consumidores de H_2SO_4 (FAVORÁVEL).

5. Dos sulfetos de cobre, e mais conspícuo é a calcosina, que é oxidada por soluções de H_2SO_4 + Fe III (FAVORÁVEL).

6. Minerais de ganga em sua maioria são inertes e não interferem nas reações de lixiviação dos óxidos de cobre (FAVORÁVEL).

7. Proporção de pirita baixa indicando uma baixa regeneração de H_2SO_4 e FeIII pelo minério (DESFAVORÁVEL).

8. Teor de Cobre elevado (1.5 a 2% cobre total) - FAVORÁVEL.

9. Reserva relativamente pequena: 1.5×10^6 ton (DESFAVORÁVEL).

2.3 - Testes de Lixiviação

2.3.1 - Metodologia

No processamento deste minério adotamos a seguinte seqüência genérica de operações:

- Amostragem
- Cominuição
- Classificação
- Quarteamento
- Análise química
- Lixiviação por percolação

2.3.2 - Amostragem

Do minério coletado no próprio local da jazida (cerca de 600 kg) foram coletadas amostras representativas por amostragem tipo "bulk sampling", num total de 200 kg.

A amostragem do minério oxidado estocado na Esplanada, proveniente das bancadas 3, 4 e 5 da Mina Intermediária foi feita utilizando-se o seguinte procedimento:

1 - Considerando-se a disponibilidade de resultados de análises do minério extraído mais recentemente (CBC), para fins de comparação amostrou-se os locais onde esse material foi depositado;

2 - Na malha 1 foi demarcada uma linha base (N45 E), com 60 m de comprimento, ao longo da margem oeste do caminho que leva à repetidora de TV. O ponto zero dista cerca de 41 m acima da leve curva situada logo após o compressor;

3 - A partir da linha - base foram estendidas linhas N45-40W, com distanciamento de 5 m, constituindo-se em perfis transversais ao estoque de minério, com 28 m de comprimento médio cada perfil;

4 - Ao longo de cada perfil foram coletadas amostras indiscriminadamente a cada 50-60 cm, até um total de 150 kg. A superfície coberta pela amostragem foi de 1680 m²;

5 - Com isso evitou-se a coleta de amostras escolhidas, pois geralmente o amostrador é levado a selecionar os fragmentos menores e com tons verde-azulados, indicativos da presença de malaquita e/ou crisocola, fato que eliminaria a representatividade da amostragem realizada;

O total de amostras coletadas nessa área atingiu 198 kg. Além disso, foram coletadas 28 kg de amostras selecionadas, ao longo da linha base, com malaquita, crisocola e, por vezes, calcosina visíveis, para testes qualitativos;

6 - A malha 2 de amostragem constou de uma linha base N10^oW, comprimento de 30 m, a partir do ponto que dista 54.40 metros no rumo E - W do marco de concreto do furo F-U-72-9;

Ao longo da linha base, de 5 em 5 metros, estenderam-se linhas com comprimento médio de 26 m, transversais à linha base (N80 E), onde foram coletados 105 kg de amostras seguindo-se o procedimento relatado anteriormente, cobrindo uma área de 780 m²;

7 - Ainda na Esplanada, coletou-se 45 kg de amostras de minério oxidado de bancada 3, depositando-se em montes de distribuição irregular a oeste da leve curva após o compressor;

8 - Foram coletados 255 kg de minério sulfetado das minas Uruguai, São Luiz e Intermediária (esta última subordinadamente), diretamente do "silo fino" onde fica o minério que passa na peneira 12". Tal material foi enviado ao Laboratório km 85 para testes;



9 - Com vistas a verificar se há perdas de cobre na água que acompanha o rejeito sólido do engenho, coletou-se duas amostras diretamente na calha de saída, tendo sido enviadas ao LAMIN para análise.

2.3.3 - COMINUIÇÃO

As amostras coletadas no item anterior e cujo diâmetro variou de 1 a 20 cm foram cominuídas em 5 etapas, quais sejam:

- a) Britagem primária em britador de mandíbula, tipo Blake, 5" x 6";
- b) Britagem secundária, idem, 4" x 5";
- c) Britagem terciária, idem, 3.5" x 2.5";
- d) Moagem primária em moinho de bolas;
- e) Pulverização em moinho de discos.

2.3.4 - Classificação

A classificação do minério cominuído foi realizada com peneiras da série Tyler e com peneiras metálicas comuns, com abertura de 3/8" a 1", dando produtos nas seguintes frações granulométricas:

+1"
(-1" + 3/4")

-3/4"+3/8"
+4 mesh
-4+8 mesh
-8+14 mesh
-14+28 mesh
-28+48 mesh
-48-100 mesh
-100+200 mesh
-200+325 mesh
-325 mesh

Tempo de permanência das peneiras no vibrador: 25 minutos.

2.3.5 - Quarteamento

Realizado com quarteadores tipo Jones; foram coletadas 4 alíquotas para análise no LAMIN, LAB-km-85 e CBC, restando uma como contraprova.

Um dos problemas encontrados no quarteamento foi a homogenização das frações graúdas, ou seja, abaixo de 8 mesh.

Ocorre que a mineralização é bastante errática, principalmente dos sulfetos.

A calcosina ocorre em forma de bolsões ou aglomerados de cristais dificultando sobremaneira a homogenização e representatividade das amostras para fins analíticos.

Para as frações graúdas é necessário



CPRM

243

coletar um elevado número de alíquotas, número este calculado por Análise Estatística, a fim de minimizar o erro.

Diversas análises do minério da Zona Intermediária forneceram os resultados que se encontram nas tabelas XXX, XXXI, XXXII, XXXIII, XXXIV, XXXV.

TABELA XXX
TEORES EM COBRE - ZONA INTERMEDIÁRIA

FRAÇÃO mesh	LAMIN.			LAB Km-85						C B C						MÉDIAS			
	Cu TOT. %	Cu OXID. %	OXID. %	Cu TOT. %	Cu OXID. %	OXID. %	Cu TOT. %	Cu OXID. %	OXID. %	Cu TOT. %	Cu TOT. %	OXID. %	Cu TOT. %	Cu OXID. %	OXID. %	Cu TOT. %	Cu OXID. %	OXID. %	
+4	1.57	1.00	64	1.42	0.96	68	1.42	0.95	67	1.35	1.59	1.15	72	1.44	1.13	78	1.47	1.04	71
-4 +8	2.45	1.13	46	1.69	0.89	53	1.75	0.88	50	1.35	1.93	0.97	50	1.78	1.03	58	1.83	0.98	54
-8 +14	1.83	1.06	58	1.93	0.85	44	2.02	0.81	40	1.89	2.17	0.87	40	1.97	0.96	49	1.99	0.91	46
-14 +28	1.80	1.06	59	1.98	0.89	45	2.03	0.87	43	2.10	2.21	0.94	42	2.06	1.01	49	2.03	0.95	47
-28 +48	1.80	1.00	55	1.97	0.85	43	2.03	0.85	42	1.98	1.97	0.94	48	2.04	1.02	50	1.97	0.93	47
-48 +100	1.80	0.95	53	1.84	0.84	46	1.86	0.84	45	1.82	1.92	0.83	43	1.90	0.98	52	1.86	0.89	48
-100 +200	1.70	0.94	55	1.65	0.84	51	1.65	0.84	51	1.60	1.76	0.93	53	1.72	0.99	58	1.68	0.91	54
-200 +325	1.60	1.06	66	1.66	0.98	59	1.02	1.02	62	1.51	1.76	1.13	64	1.65	1.07	65	1.80	1.05	58
-325	1.70	1.34	79	1.73	1.25	72	1.75	1.25	71	1.66	1.80	1.35	75	1.75	1.37	78	1.73	1.31	76
MÉDIA PONDERADA	1.77	1.04	59	1.79	0.91	51	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"

TABELA XXXI
 ANÁLISE GRANULOMÉTRICA E DISTRIBUIÇÃO DE COBRE
 ZONA INTERMEDIÁRIA

FRAÇÃO (mesh)	PESO (%)	Cu _T (%)	DISTRIBUIÇÃO, %	
			DIRETA	ACUMULADA
+4	5	1.47	4.00	4.00
-4+8	4	1.83	3.98	7.98
-8+14	5	1.99	5.41	13.39
-14+28	14	2.03	15.45	28.84
-28+48	16	1.97	17.31	46.15
-48+100	18	1.86	18.21	64.36
-100+200	18	1.68	16.44	80.80
-200+325	10	1.80	9.79	90.59
-325	10	1.73	9.41	100.00

TABELA XXXII
ANÁLISE DE ENCAIXANTE E MINÉRIO

AMOSTRA	Ag * ppm	Au * ppm	Mo * ppm	Cu tot. %	Cu oxid. %	Fe ₂ O ₃ %	SiO ₂ %	Al ₂ O ₃ %	BaO %	MgO %	CaO %	K ₂ O %	S %	Na ₂ O %	P ₂ O ₅ %
ENCAIXANTE CO 03	0.5	ND	< 1	0.7	0.7	1.4	68.0	13.6	0.1	0.5	0.5	0.7	0.1	4.5	0.1
MINÉRIO CO 06	30	0.15	19	15.0	3.1	4.7	58.0	6.4	0.8	NA	NA	NA	NA		NA
MINÉRIO CO 35	7	0.35	27												
MINÉRIO CO 36	6.5	0.20	35												
MINÉRIO CO 36	6.5	ND	35												
CONCENTRADO	200	4.5	100	30.0	1.2	19.3%							18.5		
CONCENTRADO			150E												

* - Absorção atômica
E - Espectrografia emissão
& - Fe total

TABELA XXXIII

ANÁLISE ESPECTROGRÁFICA SEMIQUANTITATIVA: ENCALIXANTE, MINERAL, Cu CEMENTADO

AMOSTRA	(0.05) Fe %	(0.02) Mg %	(0.05) Ca %	(0.002) Tn	(10) Mn	(0.5) Ag	(200) As	(10) Au	(10) P	(2d) Ba	(1) Be	(10) Bi	(20) Cd	(5) Co	(10) Cr
CO03	0.7	0.3	0.3	0.15	70	-	-	-	10	1500	1.5	-	-	-	15
CO02	3	0.05	0.05	0.05	1500	5	-	-	-	> 1500	1	50	-	15	20
CO02	0.5	< 0.02	< 0.05	0.005	30	0.5	-	-	-	300	< 1	-	-	5	10
CO02	0.3	< 0.02	< 0.05	0.005	30	0.5	-	-	-	300	< 1	-	-	5	< 10
CO02	1	0.03	0.05	0.01	50	0.5	-	-	-	1000	< 1	-	-	5	10
CO02	0.5	0.02	< 0.05	0.005	30	0.5	-	-	-	1500	< 1	-	-	5	< 10
CO02	0.15	< 0.02	< 0.05	0.002	10	0.5	-	-	-	100	-	-	-	5	< 10
CO35	10	15	0.2	0.5	2000	10	-	-	10	> 5000	< 1	30	-	30	50
CO35	7	0.7	0.7	0.3	700	7	-	-	< 10	> 5000	1	10	-	10	30

AMOSTRA	(5) Cu %	(20) Lo %	(5) Mg %	(10) Nb	(5) Ni	(10) Pb	(5) Sc	(10) Sn	(100) Sr	(10) V	(10) Y	(10) Zr	(100) Sb	(50) W	(200) Zn
CO03	1000	20	-	-	-	< 10	-	-	200	50	10	150	-	-	-
CO02	> 20000	-	150	10	30	10	-	-	100	20	-	70	-	-	-
CO02	> 20000	-	5	10	10	-	-	-	-	< 10	-	< 10	-	-	-
CO02	> 20000	-	5	10	10	-	-	-	-	< 10	-	< 10	-	-	-
CO02	> 20000	-	5	15	20	< 10	-	-	-	< 10	-	10	-	-	-
CO02	> 20000	-	5	10	10	-	-	-	-	< 10	-	< 10	-	< 50	-
CO02	> 20000	-	-	10	5	-	-	-	-	< 10	-	< 10	-	< 50	-
CO35	> 20000	-	50	10	100	10	-	-	-	70	10	150	-	-	-
CO35	10000	-	50	< 10	< 20	15	-	-	500	70	10	150	-	-	-

TABELA XXXIV
ANÁLISE DA AMOSTRA ILO - ABSORÇÃO ATÔMICA

FRAÇÃO mesh	Mo ppm	Au ppm	Ag ppm
+4	35	0.55	1.0
-4+10	38	0.15	1.0
-10+16	41	0.30	1.0
-16+20	47	0.20	1.5
-20+30	49	0.10	1.5
-30+48	47	0.10	1.5
-48+65	42	0.10	1.5
-65+100	43	0.15	1.5
-100+200	46	2.0	1.5
-200	52	0.25	2.0

OBS.: Mo: fusão com pirossulfato de Na
 Au: digestão com HBr+Br a quente
 Ag: digestão com HNO₃ a quente

TABELA XXXV

ANÁLISE PARCIAL: MINÉRIO MISTO DA ZONA INTERMEDIÁRIA

FRAÇÃO mesh	CaO %	MgO %	Fe %	S %	Au * ppm	Ag * ppm	Mo ε ppm
+4	0.4	1.5	4.5	0.8	0.50	4.0	50
-4+8	0.4	1.5	4.1	0.6	0.35	4.0	50
-8+14	0.4	1.7	4.4	0.6	0.60	3.5	50
-14+28	0.4	1.3	4.0	0.7	0.30	3.5	50
-28+48	0.4	1.6	4.2	0.7	0.45	3.0	50
-48+100	0.4	1.5	4.3	0.7	0.20	3.0	50
MÉDIA	0.4	1.52	4.2	0.68	0.40	3.50	50

* - Absorção atômica

ε - Espectrografia emissão

2.4 - Análise Química - Resultados Analíticos

As alíquotas coletadas no item 4, foram encaminhadas aos laboratórios citados, para determinação diversas, em granulometrias de -150 mesh. Os diversos métodos analíticos empregados são detalhados em capítulo à parte. Resultados constam às tabelas XXX, XXXI, XXXII, XXXIII, XXXIV e XXXV.

As diversas frações granulométricas representativas do minério misto da Zona Intermediária, a

pós análise em diversos laboratórios deram em relação a cobre total e cobre solúvel os valores constantes à TABELA XXX e XXXI.

DESCRIÇÕES DAS AMOSTRAS ANALISADAS

COO1

Veio de quartzo mineralizado a calcosina, crisocola e malaquita, proveniente da bancada 5 da Zona Intermediária; moída e quarteada, apresentou 47% cobre total e 6 ppm de Au (absorção atômica), tendo sido atacada com HBr e Br a quente (TABELA XXXIII).

Por espectrografia de emissão semi-quantitativa, verificou-se que:

- A barita constitui-se em ganga importante da mineralização, pois o teor de Ba supera o limite superior de detecção do método: (5000 ppm).

- Há presença de:

Ag = 5 ppm	Cr = 20 ppm	Zr = 70 ppm
Co = 15 ppm	Ni = 20 ppm	Pb = 10 ppm
Nb = 10 ppm	Ni = 30 ppm	Fe = 3% ppm
V = 20 ppm	Sr = 100 ppm	Ca = 0.05%
Mn = 1500 ppm	Bi = 50 ppm	Mg = 0.05%
Be = 1 ppm	Mo = 150 ppm	Ti = 0.05%

- Não foram detectados:

As, Au, B, La, Cd, Sb, Sc, Sn, W, Y,

Zn.

- Como era de se esperar, o teor em cobre supera o limite superior de detecção do método (20000 ppm).

COO2

Trata-se de amostra de cobre cementado depositado sobre os trilhos de galeria nos níveis 400 e 500 (abandonados) na Mina São Luiz. É uma crosta irregular, com aspecto ferruginoso, cuja deposição está ligada à existência de águas de percolação carregadas de cobre ("mine waters), no caso com 3.2 g/l Cu, que entrando em contacto com Fe, provocam um fenômeno eletroquímico reduzindo o Cu^{+2} a cobre metálico.

Uma análise quantitativa deste cobre ofereceu 97.2% cobre total e 1.8% cobre oxidado.

Por absorção atômica verificou-se que o teor em Au não chega a ser detectado a um limite inferior de 0.05 ppm, tendo sido a amostra atacada com HBr e Br a quente.

Por espectrografia de emissão, verificou-se em 5 determinações, devido à dificuldade de homogenização da amostra os valores (TABELA XXXIV):

- Ba, até 1500 ppm;
- Fe, até 1%;
- Ti, até 0.01%;
- Mn, até 50 ppm;
- Ni, até 20 ppm;

- Nb, até 15 ppm;
- Co, até 5 ppm;
- Ag, até 0.5 ppm;

Não foram detectados: Pb, Sb, Sc, Sn, W, Y, Zn, Bi, Cd, La, As, Au, B.

Abaixo do limite inferior de detecção: V, Zr, Be, Cr, Mo, Mg, Ca.

O teor em Cu, como era esperado, superou o limite superior de detecção do método (2000 ppm).

CO03

Amostra representativa de encaixante do minério (rocha); é um conglomerado típico cataclasado e fraturado; mineralizado apenas a minerais oxidados de cobre.

CO35

Amostra representativa de mineral de minério coletado na Esplanada; serviu para análise comparada de cobre entre os laboratórios do Km-85, LAMIN e CBC. Os resultados foram: (V. TABELA XXXVI)

TABELA XXXVI
ANÁLISE COMPARADA DE COBRE

LAB. DOSAGEM	LAMIN	Km-85	CBC
COBRE TOTAL (%)	8.00	8.30	8.32
COBRE SOLÚVEL (%)	2.00	1.90	1.70

CO36

Finos de britagem secundária provenientes do engenho novo; para cobre, o LAMIN encontrou 1.0% cobre total e 0.08% cobre solúvel. Demais resultados estão na TABELA XXXII.

ILO

Amostra representativa do alinhamento de amostragem Lo: (TABELA XXXIV)

A TABELA XXXV fornece teores de CaO e MgO das diversas frações, além de outros elementos.

OBSERVAÇÕES:

A fração fina contém menos cobre total, porém maior proporção em cobre oxidado. Isso se deve ao fato de que a mineralização dos sulfetos (principal-

mente calcosina) ocorre em forma de aglomerados ou massas de boa resistência à abrasão e cizalhamento, ao passo que os minerais oxidados que ocorrem como filmes ou películas, são facilmente desagregados e por isso aparecem mais nas frações finas.

2.5 - Lixiviação por Percolação Descendente

2.5.1 - Objetivo

Dissolução seletiva dos minerais oxidados e sulfetados de cobre para a partir da fase aquosa extrair o cobre por cementação ou intercâmbio iônico (em etapas subsequentes).

A Hidrometalurgia dos metais básicos e neste caso, de cobre pode ser dividida em 3 amplas áreas:

- 1) Dissolução do cobre em uma solução que pode ser ácida ou alcalina (lixiviação);
- 2) Purificação da solução contendo cobre (precipitação química ou extração por solvente);
- 3) Recuperação de cobre em forma metálica a partir da solução purificada (cementação ou eletrorecuperação).

2.5.2 - Procedimento

a) Cominuição e classificação do minério a diâmetros adequados à lixiviação por percolação descendente.

Foram usadas 3 etapas de britagem e 2 de moagem. A classificação se fez com peneiras da série Tyler, dando as seguintes frações:

-1" + 3/4"
-3/4 + 3/8
+ 4 mesh
- 4 + 8 mesh
- 8 + 14 mesh

Não foram utilizadas granulometrias menores que 14 mesh nos testes de lixiviação.

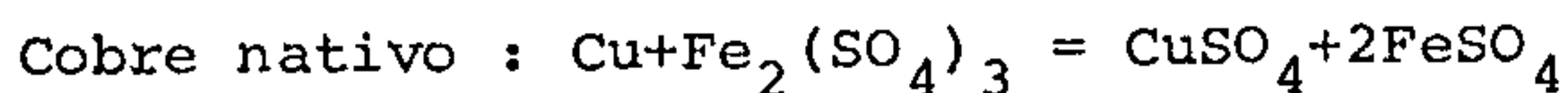
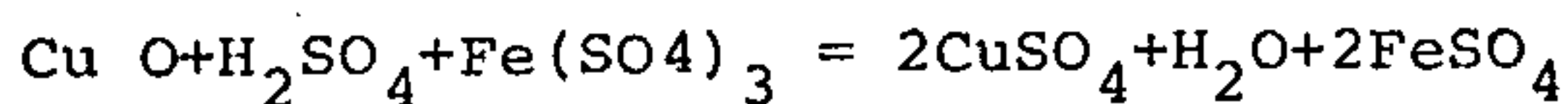
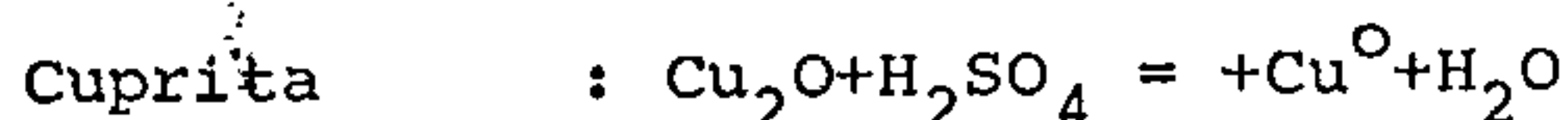
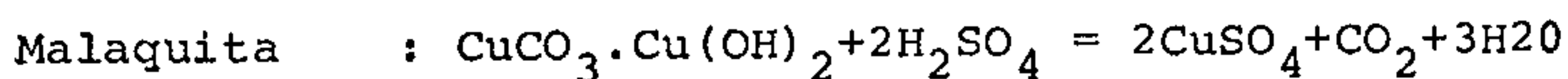
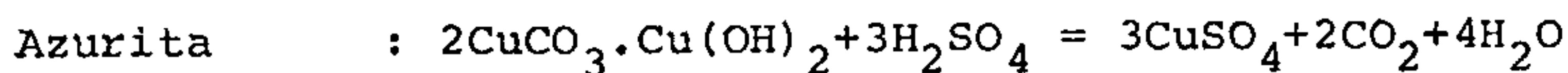
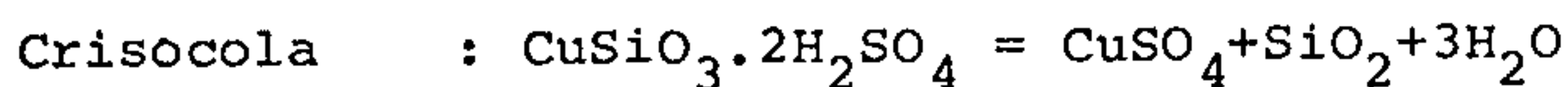
b) Quarteamento da fração com 3 alíquotas sendo enviadas à análise, enquanto a quarta foi submetida aos testes de lixiviação. Foram utilizados quarteadores do tipo Jones.

c) Lixiviação propriamente dita, efetuada em percoladores de vidro Pyrex, com capacidade para 1000 e 2000 ml (Fig. Nº 16 B e 16 C), com recirculação de solução por intermédio de airlifts acionados a ar comprimido (Fotos 7, 8, 9, 10, 11, 12).

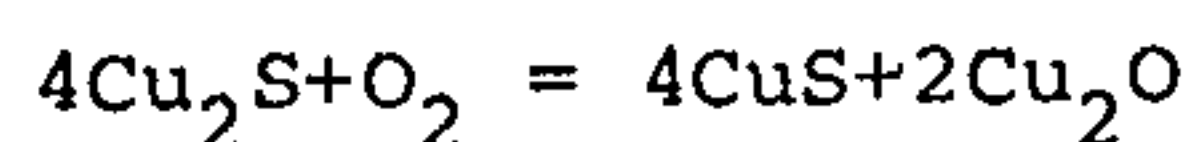
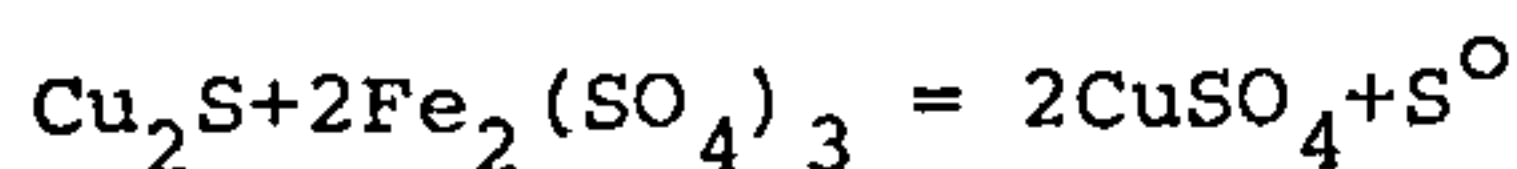
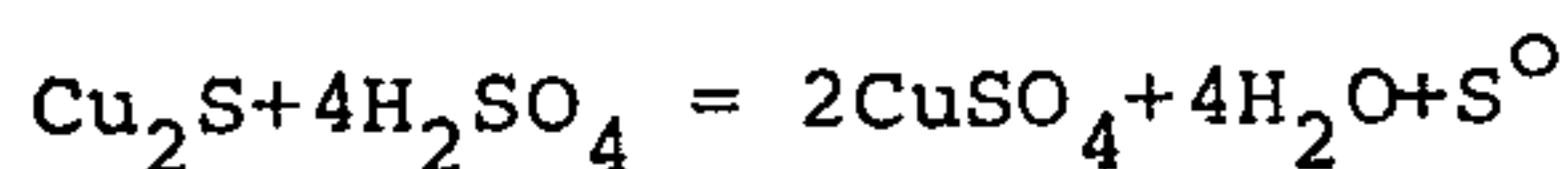
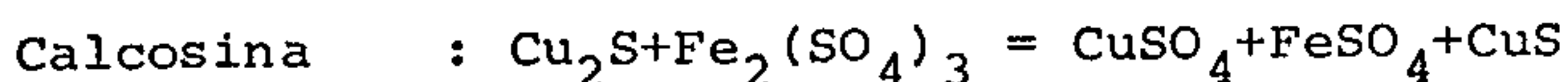
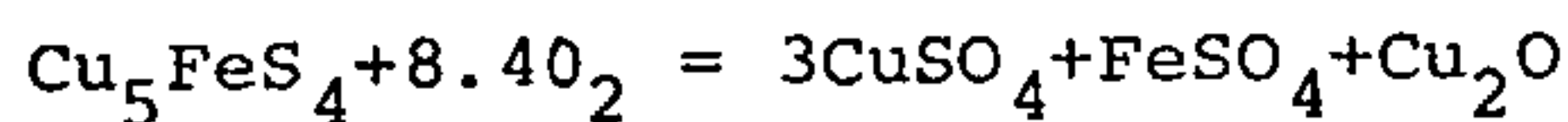
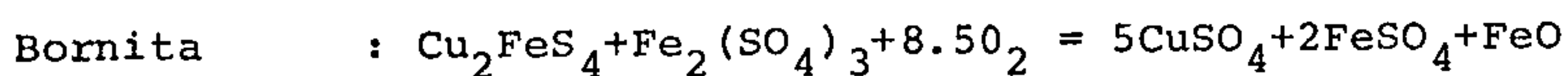
2.5.3 - Quimismo da Lixiviação com H_2SO_4

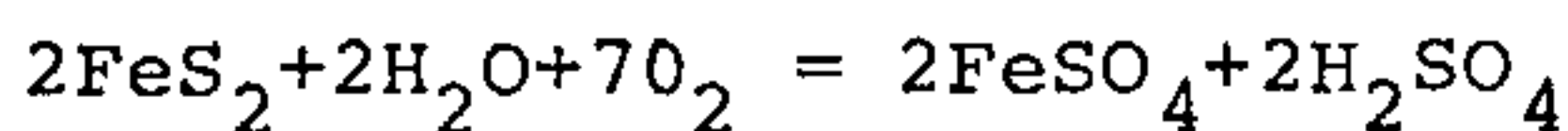
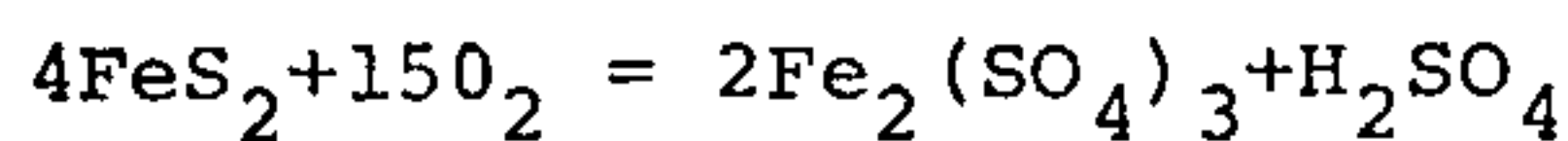
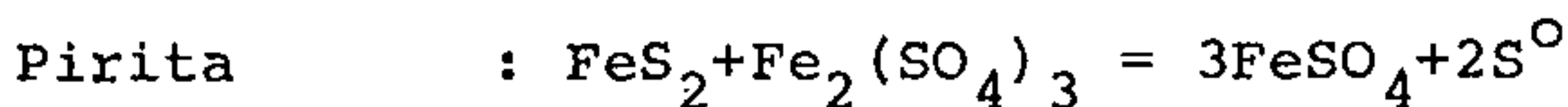
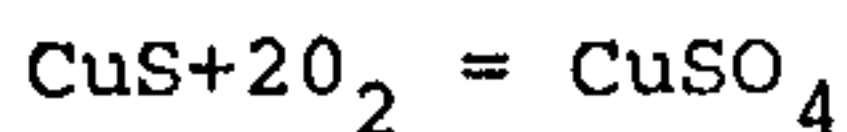
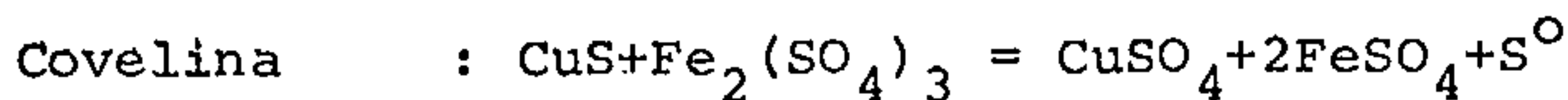
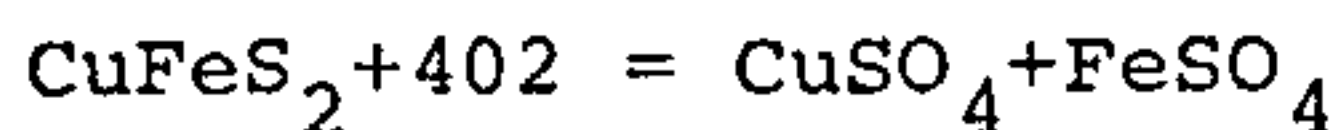
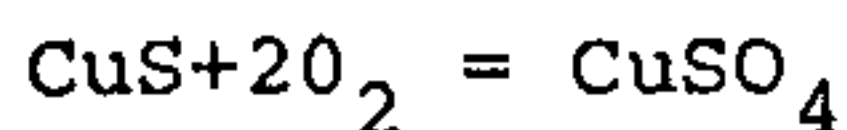
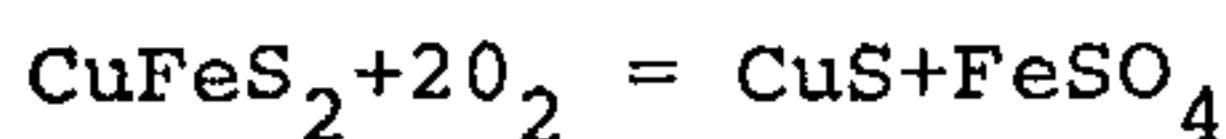
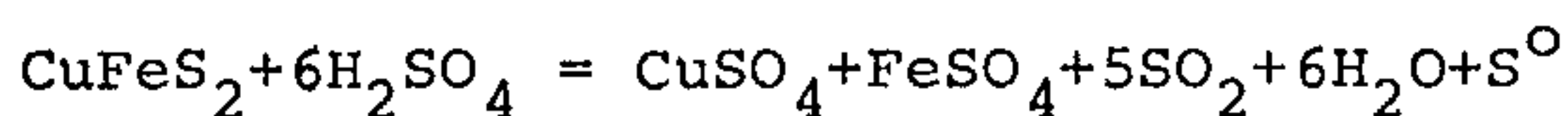
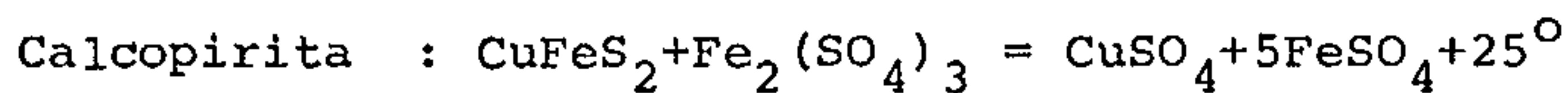
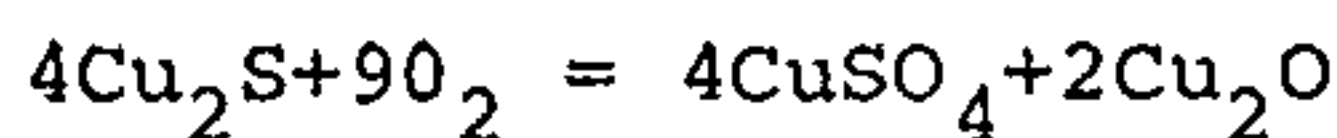
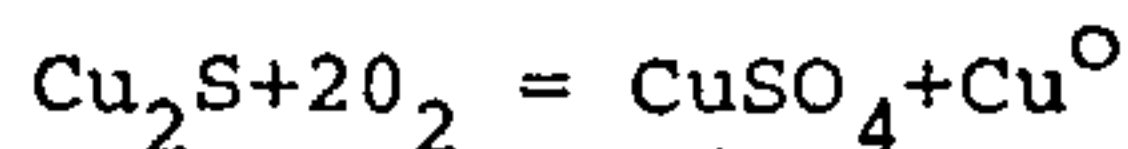
Os diversos minerais de cobre reagem com soluções diluídas de $H_2SO_4+FeIII$, oxidando-se a diferentes graus. As reações correspondentes são as que seguem:

2.5.3.1 - Oxidados



2.5.3.2 - Sulfetos



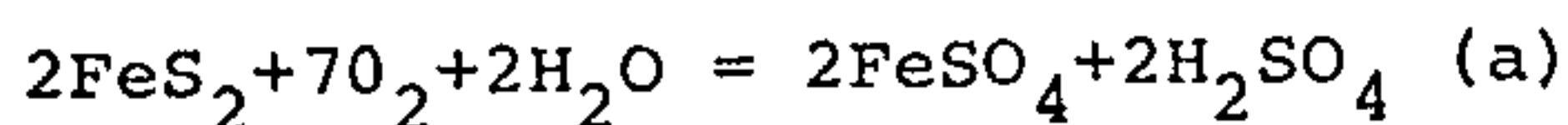


Todas as reações são exotérmicas.

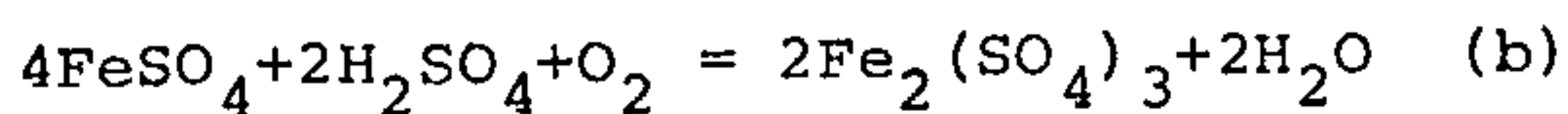
Como já referido, o objetivo da lixiviação é transformar os óxidos (solúveis em H_2SO_4 , e sulfetos de cobre (insolúveis) em sulfatos solúveis em H_2O , para a partir da fase aquosa extrair cobre metálico que está em forma iônica Cu^{2+} .

O solvente dos oxidados é H_2SO_4 diluído, ao passo que para sulfetos é necessário acrescentar $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ para que haja produção de FeIII, oxidante energético.

O fenômeno da lixiviação natural é considerado como resultante da oxidação de pirita pelo O_2 do ar, em presença de umidade, de acordo com:

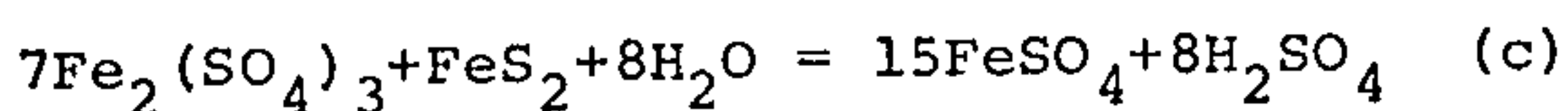


O sulfato ferroso, em presença de H_2SO_4 é oxidado pelo oxigênio do ar a $Fe_2(SO_4)_3$ e H_2O conforme segue:

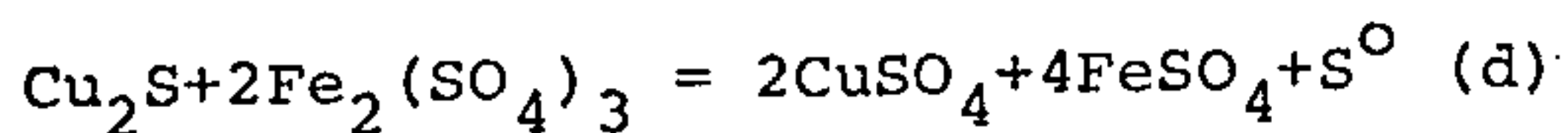


Essas reações que se processam na natureza são extremamente lentas e ocorrem em um intervalo estreito de pH.

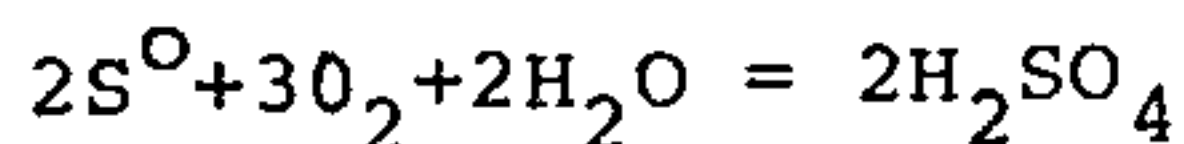
O $Fe_2(SO_4)_3$ formado pela eq. (b) reage com FeS_2 para regenerar H_2SO_4 e $FeSO_4$:



ou pode reagir com um sulfeto de cobre, como por exemplo a calcosina para formar cobre solúvel, $FeSO_4$ e S^0 , de acordo com:



O S^0 formado pela equação (d) pode ser oxidado por bactérias autotróficas dos gêneros *Thiobacillus thiooxidans* e *Thiobacillus ferrooxidans* para formar novamente H_2SO_4 :





2.5.4 - Parâmetros Operacionais

Os testes de lixiviação foram conduzidos em percoladores pneumáticos, com recirculação de lixívia por meio de ar comprimido, conforme a Fig. 18.

Os percoladores, com volume variável de 1000 a 2000 ml são fabricados de vidro Pyrex. A recirculação se faz por meio de airlifts de vidro providos de um venturi.

Estes aparelhos são fixados por meio de garras e braçadeiras a uma estrutura de aço, conforme diagrama da Fig. nº 17.

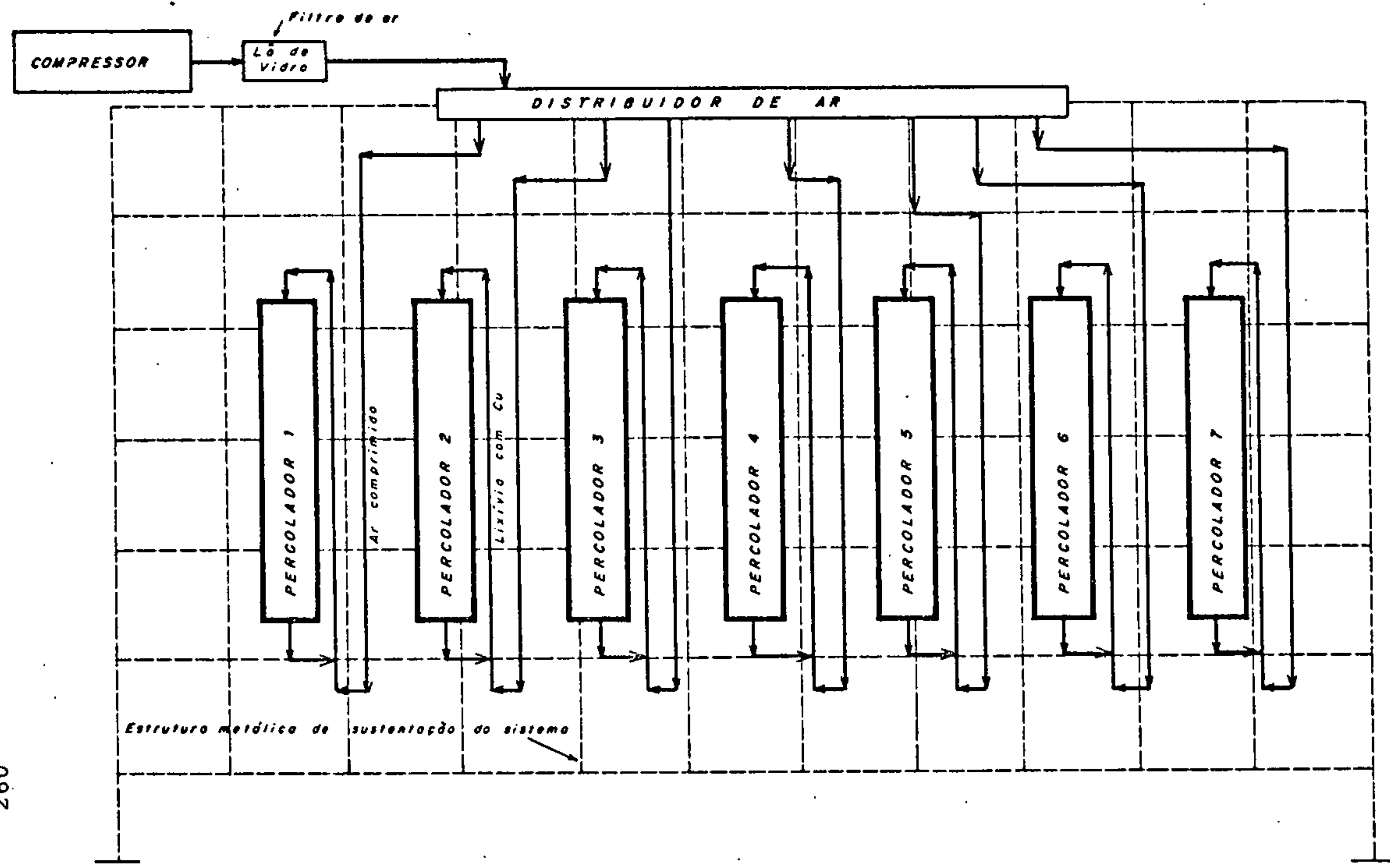


FIG. Nº 17
DIAGRAMA DA LIXIVIAÇÃO POR PERCOLAÇÃO DESCENDENTE

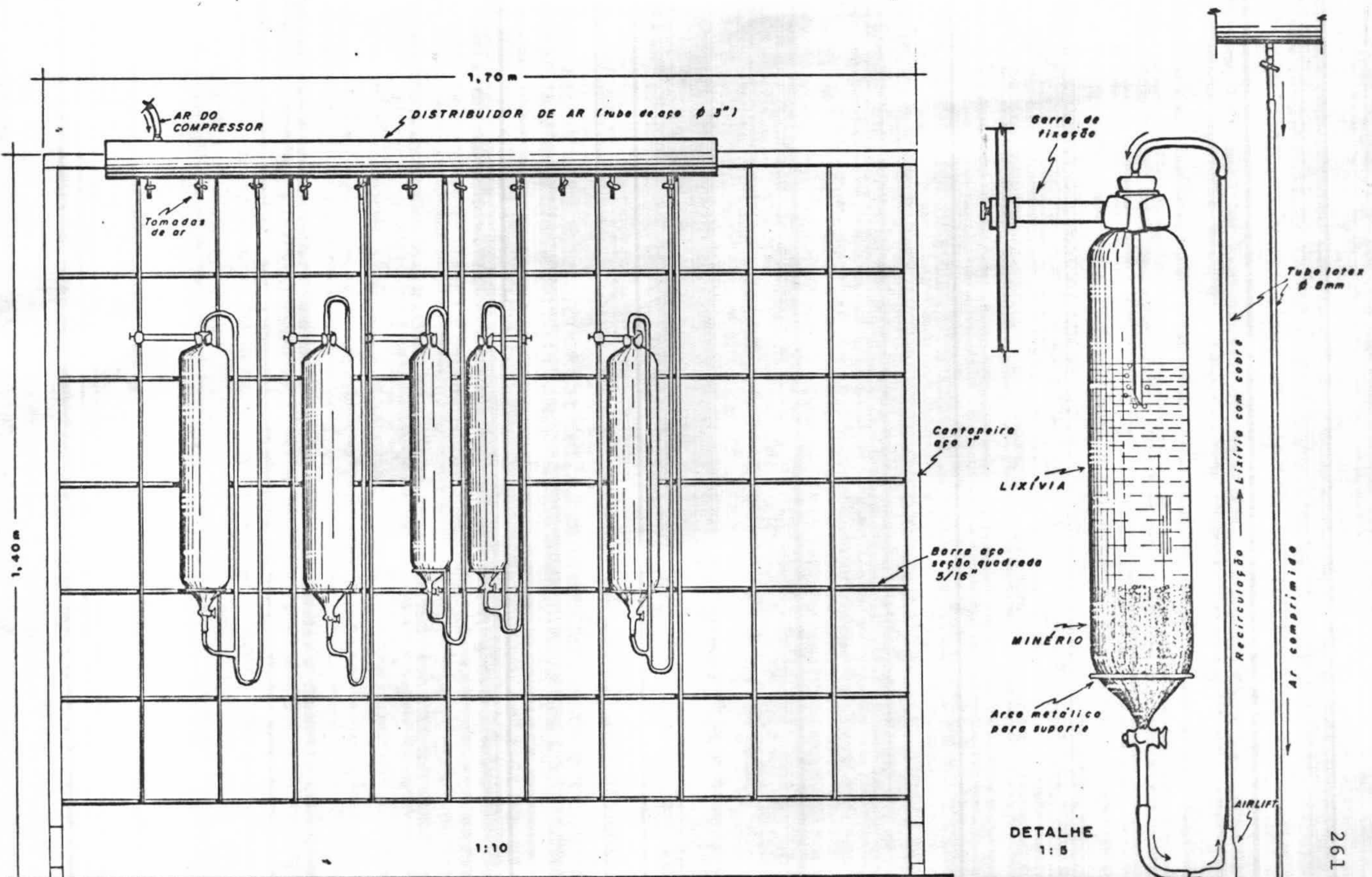


FIG. Nº 18 - CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO

Esta estrutura comporta cerca de 18 percoladores em funcionamento simultâneo.

O ar comprimido provém de um compressor em cuja saída foi adaptado em série um filtro de ar com lâ de vidro para impedir o acesso de óleo do compressor aos percoladores.

A pressão inicial para vencer a inércia de lixívia nos 18 percoladores é de 6 atm estabilizando-se no decorrer dos testes em 2 atm.

Os testes de lixiviação visaram quantificar objetivamente os vários fatores que influem na taxa de extração do cobre e portanto sobre a eficiência do processo:

- a) Diâmetro de partícula (granulometria);
- b) Concentração da lixívia em H_2SO_4 ;
- c) Tempo de lixiviação;
- d) Efeito de Fe III sobre os sulfetos de cobre;
- e) Consumo unitário de H_2SO_4 ;
- f) Reação sólido/líquido (vasão de lixívia).

Em síntese, o objetivo é maximizar a eficiência de extração em termos de %Cu, minimizando ao mesmo tempo os custos unitários (provenientes da cominuição, consumo de H_2SO_4 , etc).

Para o estudo do efeito de cada um

dos parâmetros citados foi necessário tornar constantes os demais fatores e assim avaliar a influência de cada um deles isoladamente.

Eventualmente variou-se 2 ou mais parâmetros no mesmo experimento.

Para fins de lixiviação por percolação, as granulometrias usadas foram sempre maiores que 14 mesh. Abaixo desta fração a permeabilidade torna-se extremamente baixa, tornando impossível a efetiva recirculação de lixívia no interior da coluna de minério.

2.5.4.1 - Granulometria

TESTE ZI-01

Esta experiência foi orientativa: após lavagem para retirada dos finos e secagem em estufa por 2 horas a 100°C, o minério foi aglomerado com 5% de umidade para atenuar os efeitos do fenômeno de "channelling".

A lixiviação processou-se em um percolador de vidro de 1000 ml, com airlift pneumático; no fundo do percolador colocou-se uma camada de seixos quartzosos com diâmetro médio de 6 mm, com o objetivo de evitar o arrasto das partículas de minério pela ação da lixívia.

Problema observado: presença de bolhas de ar no interior do percolador, impedindo o contato

completo entre minério e lixívia. Este problema se agravou à medida que foram sendo usados frações mais finas (maior número de vazios). A solução, em escala industrial consiste em utilizar frações mais graúdas e a percolação ascendente (upward percolation).

Condições de Lixiviação

Minério: misto da Zona Intermediária
(doravante abreviado ZI);

Fração: -8+14 mesh

Peso minério: 1000 g

Lixívia: 500 ml, 50 g/l H_2SO_4

Teores iniciais: 2.08% Cu total
0.86 Cu oxidado

Teores finais: 1.35% Cu total
0.06% Cu oxidado

Procedimento: foram colhidas alíquotas de lixívia aos 30, 60, 90 e 120 minutos, procedendo-se aí na substituição de solução fresca, a qual, por sua vez, também foi amostrada nos mesmos intervalos de tempo.

Foram feitas deste modo 3 extrações, cujos resultados estão à TABELA XXXVII.

TABELA XXXVII
 RESULTADOS - TESTE ZI - 01

TEMPO	VOLUME	EXTR. 1 Cu	EXTR. 2 Cu	EXTR. 3 Cu	COBRE TOTAL	RECUP. Cu _T
(min)	(ml)	(g/l)	(g/l)	(g/l)	(g)	(%)
30	500	9.13	0.92	0.25	5.15	24.8
60	500	10.85	1.07	0.30	6.11	29.4
90	500	11.47	1.08	0.32	6.44	31.0
120	500	13.14	1.09	0.35	7.29	35.0

Embora não se tenha prosseguido a lixiviação, vê-se que a solubilização do cobre oxidado ocorreu rapidamente nesta faixa granulométrica. Após 15 horas de lixiviação foram recuperados 35% do cobre total, 93% cobre solúvel e praticamente nenhum cobre sulfetado.

TESTES ZI-02, ZI-03, ZI-04

Procedimento

Os testes ZI-02, ZI-03 e ZI-04 foram semi-quantitativos e foram executados objetivando por à prova os métodos analíticos em uso corrente no LAB km-85.

Foram empregados frações representativas de +4, -4+10 e -10+14 mesh, cujos teores em cobre total e cobre solúvel são os de TABELA XXXVIII.

Tanto quanto possível, procurou-se manter as demais condições constantes, variando-se apenas a fração granulométrica e, quando necessário, o tempo, além da relação líquido/sólido. As partículas de minério foram consideradas como esferas perfeitas, para efeitos de cálculo.

Os percoladores utilizados foram do tipo já descrito, providos de um leito de seixos quartzosos com espessura de 3 cm na parte inferior, para evitar o arrasto do minério. O minério foi previamente lavado, seco e aglomerado com água, antes de ser introduzido no percolador. A retirada dos finos é prática bastante útil, pois desta maneira obtêm-se uma lixívia mais ou menos limpa, dispensando-se assim a filtragem, no caso de se proceder à análise química da mesma.

Após cada ciclo de lixiviação e antes da análise do resíduo final, o minério foi cuidadosamente lavado, para retirar quaisquer vestígios de lixívia carregada.

Testes qualitativos de vasão indicaram que é inexequível a lixiviação de frações de minério menores que 28 mesh. Partindo deste princípio, os esforços concentraram-se nas frações graúdas, quais sejam:

- +4 mesh ($> \emptyset$ 6.35 mm)
- 4+8 mesh (6.35 mm $< \emptyset >$ 3.17 mm)
- 8+14 mesh (3.17 mm $< \emptyset >$ 1.81 mm)

O tipo de percolação usado em todos os testes foi o descendente (downward percolation), com recirculação da lixívia por airlifts acionados a ar com-

primido, conforme esquema das Fig. Nº 17, 18.

TABELA XXXVIII
TEORES EM COBRE - FRAÇÃO GRAÚDA

MESH	Cu _T (%)	Cu _S (%)	OXIDADOS (%)
+4	1.35	1.15	85.2
-4+10	1.93	0.97	50.3
-10+14	1.98	0.87	43.9

CONDIÇÕES DE LIXIVIAÇÃO

Peso amostra : 250 g
H₂SO₄ : 17 e 24 g/l
Vol. lixívia : 500 ml
Tempo : 6 dias

RESULTADOS

Pela análise da TABELA XXXIX verificamos que:

1. A recuperação de cobre total depende da proporção de oxidados presentes no minério original e subsidiariamente da granulometria (dentro das frações -4+14 mesh).

2. Assim, a fração +4 mesh apresenta uma recuperação total de até 73.4% cobre, ao passo que a -10+14 mesh tem - na bastante inferior, da ordem de 48%, embora, teoricamente a granulometria mais fina deveria ser mais eficientemente atacada pela lixívia. Ocorre que a fração +4 tem praticamente o dobro de oxidados, sendo então lixiviada com muito mais facilidade que a outra.

3. A recuperação de cobre oxidado se que um comportamento previsível e depende do grau de liberação das partículas, sendo inversamente proporcional à granulometria.

4. No caso da fração -10+14 mesh, parte do cobre sulfetado é solubilizado, demonstrando que a oxidação do cobre insolúvel é proporcional à granulometria, já que nos testes ZI-02 e ZI-03 este não foi atacado.

TABELA XXXIX

RESULTADOS - TESTES ZI-02, ZI-03 e ZI-04

Nº	FRAÇÃO mesh	PESO g	TEMPO dias	Cu _T %	Cu _S %	OXID. %	VOL. ml	H ₂ SO ₄ g/l	Cu OBTIDO g	RECUP. Cu _T %	RECUP. Cu _S %
ZI-02	+4	250	1	1.35	1.15	85.2	500	17.0	2.05	60.7	70.7
	"	"	2	"	"	"	"	"	2.33	68.9	80.3
	"	"	3	"	"	"	"	"	2.33	68.9	80.3
	"	"	4	"	"	"	"	"	2.34	69.2	80.9
	"	"	5	"	"	"	"	"	2.40	71.0	82.8
	"	"	6	"	"	"	"	"	2.48	73.4	85.5
ZI-03	-4+10	250	1	1.93	0.97	50.3	500	17.0	2.00	41.4	82.3
	"	"	2	"	"	"	"	"	2.08	43.1	85.6
	"	"	3	"	"	"	"	"	2.13	44.1	87.7
	"	"	4	"	"	"	"	"	2.24	46.4	92.2
	"	"	5	"	"	"	"	"	2.30	47.6	94.7
	"	"	6	"	"	"	"	"	2.38	49.3	97.9
ZI-04	-10+14	250	1	1.98	0.87	43.9	500	24.0	2.06	41.6	94.7
	"	"	2	"	"	"	"	"	2.30	46.5	100.0
	"	"	3	"	"	"	"	"	2.30	46.5	100.0
	"	"	4	"	"	"	"	"	2.38	48.1	100.0
	"	"	5	"	"	"	"	"	2.38	48.1	100.0
	"	"	6	"	"	"	"	"	2.38	48.1	100.0

5. Para uma proporção líquido/sólido =2, as lixívias apresentam um teor de cobre variando de 4 a 5 g/l, nas condições experimentais descritas.

TESTES QUANTITATIVOS

De posse dos resultados obtidos em ZI-01, ZI-02, ZI-03 e ZI-04, estes foram utilizados na condução dos testes ZI-06 e ZI-07, cujas condições estão especificadas à TABELA XL.

TABELA XL

CONDIÇÕES INICIAIS - TESTES ZI-05, 06, 07

COND. TESTE	FRAÇÃO (mesh)	TEMPO (dias)	PESO (g)	VOL. (ml)	H ₂ SO ₄ (g/l)	Cu _T (%)	Cu _S (%)	OXID. (%)
ZI-05	-8+14	9	100	500	25	2.0	0.9	45.0
ZI-06	-4+8	9	100	500	25	1.8	1.0	55.6
ZI-07	+4	9	100	500	25	1.8	1.4	77.8

A concentração em H₂SO₄ nos testes ZI-05, 06, 07 foi mantida em 25 g/l e foi ditada pelas características de mineralização, isto é, pelo teor de cobre, carbonatos, material cloritizado, compostos de Fe e outras impurezas que consomem H₂SO₄. Verificou-se mais tarde ser este valor suficiente para a solubilização de todo o cobre solúvel presente.

Os volumes finais de lixívia são diferentes dos volumes iniciais em virtude de adições de solução fresca para compensar perdas por evaporação e derramamento (spilling).

Em frações graúdas, tais como, -4+8, +4 mesh e maiores, é extremamente difícil tomar amostras representativas de pequena massa e número. Neste caso, é necessário entrar com recursos de Análise Estatística para o dimensionamento adequado das amostras. Este fato decorre da mineralização peculiar da Zona Intermediária onde os sulfetos (principalmente calcosina) ocorrem sob forma de concentração ou aglomerados de cristais. Uma partícula de calcosina pura a mais ou a menos pode afetar de modo substancial a representatividade da amostra. Deste modo surgem os erros no balanço de massas e principalmente nos cálculos de recuperação de cobre sulfetado. Para sanar esta falha é necessário tomar amostras em maior número e maior massa.

Nos cálculos estequiométricos e balanço de massas foram seguidos os dados analíticos do LAB km-85 por questões de homogeneidade. Os valores do LAMIN e CBC foram encarados sobretudo como uma contra-prova.

PROCEDIMENTO

Nove percoladores contendo amostras de minério foram postos a lixiviar por percolação descendente. As lixívias foram coletadas cada 24 horas e substituídas por soluções frescas de igual volume. O resíduo sólido, após 9 dias de lixiviação foi analisado para cobre total e cobre solúvel.

OBS.: Os resultados analíticos destes testes foram obtidos mediante análises em duplicata quer no LAB km-85, quer no laboratório da CBC. Os valores encontrados em ambos os casos, foram coerentes, embora por vezes existissem pequenos discrepâncias, devidas, talvez, às peculiaridades inerentes aos métodos analíticos empregados em cada caso. O teor em cobre total encontrado pela CBC foi sistematicamente superior aos encontrados pelo LAMIN e LAB km-85.

RESULTADOS

TESTE ZI-05

As TABELAS XLI, XLII, e XLIII resumizam as variáveis intervenientes no teste.

CONSIDERAÇÕES

A lixiviação da fração -8+14 mesh, durante 9 dias dá como resultado uma recuperação total de cobre de aproximadamente 50%; a recuperação de cobre oxidado (solúvel em H_2SO_4) é da ordem de 96% enquanto que do cobre sulfetado, mais resistente à oxidação, recuperou-se apenas cerca de 20%, no mesmo tempo.

Como já foi dito, a recuperação de cobre total depende, neste caso, da proporção relativa de óxidos de cobre presentes no minério. Aparentemente, a esta granulometria, praticamente todo o cobre solúvel é oxidado em reações cuja cinética é controlada por difusão ou transporte de lixívia à superfície intacta do mineral.

O cobre sulfetado, devido às suas características geométricas de mineralização, reage ao ataque de H_2SO_4 em reações topoquímicas, cuja cinética é controlada por difusão, juntamente com fatores geométricos.

O tempo de lixiviação mínimo para se recuperar 90% ou mais de cobre solúvel foi de 24 horas.

A lixívia apresentou um teor médio em cobre de 1.28 g/l.

A proporção de Fe total na lixívia é função do tempo de lixiviação como demonstra a TABELA XLI indicando que o consumo de ácido por compostos de Fe dependerá também do fator tempo.

TESTE ZI-06

Todos os elementos analíticos estão às TABELAS XLIII e XLIV.

TABELA XLI
 RESULTADOS - TESTE ZI-05

AMOSTRA Nº	FRAÇÃO mesh	PESO g	TEMPO dias	Cu TOTAL %	Cu OXID. %	OXID. %	VOL. LIX. ml	H ₂ SO ₄ g/l	WASH ml	VOL. FINAL ml	Cu g/l	Cu g	Fe (AA)* ppm	REC. Cu %
50A	-8+14	100	1	2.0	0.90	45	500	25	250	660	1.24	0.82	180	41.0
50B	"	"	2	"	"	45	500	"	"	620	1.39	0.86	420	43.0
50C	"	"	3	"	"	45	500	"	"	480	1.78	0.85	540	42.5
50D	"	"	4	"	"	45	500	"	"	1080	0.86	0.93	790	46.5
50E	"	"	5	"	"	45	800	"	"	900	1.09	0.98	580	49.0
50F	"	"	6	"	"	45	500	"	"	600	1.69	1.01	1040	50.5
50G	"	"	7	"	"	45	1250	"	"	1140	0.89	1.01	790	50.5
50H	"	"	8	"	"	45	1000	"	"	1025	1.24	1.27	970	63.5
50I	"	"	9	"	"	45	1250	"	"	600	2.27	1.36	1140	68.0

* - AA: Absorção atômica

TABELA XLII
RECUPERAÇÕES - TESTE ZI-05

LIXÍVIA			RESÍDUO				RECUPERAÇÃO DE COBRE								
Nº	TEMPO dias	Cu g/l	Cu TOTAL %		Cu SOLÚVEL %		MINÉRIO			RESÍDUO DE LIXIVIAÇÃO					
			Km-85	CBC	Km-85	CBC	PESO g	Cu TOTAL %	Cu OXID. %	PESO g	Cu TOTAL %	Cu OXID. %	REC. Cu	REC. Cu	REC. Cu
													TOTAL %	OXID. %	SULF. %
50A	1	1.24	1.30	1.35	0.08	0.09	100	2.0	0.8	96	1.30	0.08	37.6	90.4	2.4
50B	2	1.39	1.25	1.34	0.07	0.07	"	"	"	96	1.25	0.07	40.0	91.6	5.6
50C	3	1.78	1.21	1.29	0.06	0.05	"	"	"	95	1.21	0.06	42.5	92.9	9.0
50D	4	0.86	1.14	1.23	0.06	0.05	"	"	"	95	1.14	0.06	45.9	92.9	15.4
50E	5	1.09	1.14	1.18	0.05	0.05	"	"	"	94	1.11	0.05	47.8	94.1	17.0
50F	6	1.69	1.11	1.18	0.05	0.05	"	"	"	95	1.11	0.05	47.3	94.1	17.0
50G	7	0.86	1.11	1.17	0.05	0.03	"	"	"	94	1.11	0.05	47.8	94.1	17.0
50H	8	1.24	1.09	1.11	0.04	0.02	"	"	"	94	1.09	0.04	48.8	95.3	17.8
50I	9	2.21	1.07	1.09	0.03	0.02	"	"	"	94	1.0	0.03	49.7	96.5	18.5

TABELA XLIII
 RESULTADOS - TESTE ZI-06

Nº	FRAÇÃO mesh	PESO g	TEMPO dias	Cu TOTAL %	CuOx10 %	OXID. %	VOL. LIX. ml	H ₂ SO ₄ g/l	WASH ml	VOL. FINAL ml	Cu g/l	Cu g	Fe (AA) (1) ppm
51A	-4+8	100	1	1.80	1.00	55.6	1250	25	250	1180	0.70	0.83	500
51B	"	"	2	"	"	"	"	"	"	1000	0.92	0.92	614(2)
51C	"	"	3	"	"	"	1000	"	"	1220	0.76	0.93	90
51D	"	"	4	"	"	"	"	"	"	1140	0.83	0.95	395
51E	"	"	5	"	"	"	"	"	"	1210	0.80	0.97	210
51F	"	"	6	"	"	"	"	"	"	890	1.08	0.96	250
51G	"	"	7	"	"	"	"	"	"	1020	1.14	1.16	355
51H	"	"	8	"	"	"	"	"	"	1150	1.02	1.17	980
51I	"	"	9	"	"	"	"	"	"	1140	1.46	1.66	910

(1) - AA: Absorção atômica

(2) - Raios X

TABELA XLIV
RECUPERAÇÕES - TESTE ZI-06

MINÉRIO					RESÍDUO LIXIVIAÇÃO				
TESTE	TEMPO (dias)	Cu _T (%)	Cu _S (%)	PESO (g)	Cu _T (%)	Cu _S (%)	REC. Cu _T , %	REC. Cu _S , %	REC. Cu _I , %
A	1	1.80	1.00	100	1.42	0.11	21.1	89.0	-
B	2	1.80	1.00	100	1.16	0.10	35.5	90.0	-
C	3	1.80	1.00	100	1.05	0.10	41.7	90.0	-
D	4	1.80	1.00	100	0.95	0.05	47.2	95.0	-
E	5	1.80	1.00	100	0.89	0.05	50.5	95.0	-
F	6	1.80	1.00	100	0.88	0.05	51.5	95.0	-
G	7	1.80	1.00	100	0.86	0.05	52.2	95.0	-
H	8	1.80	1.00	100	0.55	0.04	69.4	96.0	36.3
I	9	1.80	1.00	100	0.53	0.04	70.5	96.0	38.8

Como se pode observar da TABELA XXIII, para se recuperar 90% do cobre oxidado, foram necessárias 48 horas de lixiviação, ao passo que para a fração -8+14 foi preciso apenas 24 horas.

O cobre sulfetado foi recuperado em maior porcentagem que no caso anterior, porém somente no oitavo e nono dias.

A verdade é que se o cobre solúvel tem um comportamento mais ou menos previsível em termo de lixiviação, o cobre insolúvel, em contrapartida oferece resultados até certo ponto surpreendentes.

TESTE ZI-07

Os resultados podem ser visualizados às TABELAS XLV e XLVI.

TABELA XLV

RECUPERAÇÕES - TESTE ZI-07

MINÉRIO					RESÍDUO LIXIVIAÇÃO				
TESTE	TEMPO	PESO	Cu _T	Cu _S	Cu _T	Cu _S	REC. Cu _T	REC. Cu _S	REC. Cu _I
	(dias)	(g)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
A	1	500	1.80	1.20	0.87	0.27	51.7	77.5	-
B	2	"	"	"	0.83	0.16	53.9	86.7	-
C	3	"	"	"	0.63	0.13	65.0	89.2	16.7
D	4	"	"	"	0.61	0.11	66.1	90.8	16.7
E	5	"	"	"	0.60	0.10	66.7	91.7	16.7
F	6	"	"	"	0.59	0.09	67.2	92.5	16.7
G	7	"	"	"	0.56	0.07	68.9	94.2	18.3
H	8	"	"	"	0.55	0.06	69.4	94.2	18.3
I	9	"	"	"	0.54	0.05	70.0	95.8	18.3

Em relação às frações -8+14, -4+8 e +4 mesh, a recuperação de cobre oxidado é praticamente a mesma; a recuperação inicial das frações mais finas é maior. No caso de +4 mesh, somente após 4 dias é que atingimos 90% ao passo que nas frações -8+14, e -4+8 mesh este valor é atingido no primeiro e segundo dias.

Assim, a recuperação total depende da proporção de sulfetos de cobre presentes na amostra ou de oxidados; aquele é parcialmente solúvel em soluções diluídas de H_2SO_4 e esta solubilidade é inversamente proporcional ao diâmetro das partículas, isto é, quanto maior a partícula, menor a extração.

TESTE ZI-08

Objetivo

Simular as condições de lixiviação em tanques, empregando minério com granulometria adequada, ou seja: +3/8"-1", (9.5 a 25.4 mm \varnothing). As concentrações de lixívia usadas foram:

TESTE ZI-A = 10 g/l H_2SO_4

TESTE ZI-B = 25 g/l H_2SO_4

PROCEDIMENTO

Após cominuição e classificação, as amostras de 1000 g cada, foram lavadas para retirada de finos, secas em estufa a $110^{\circ}C$ e introduzidas em percola-

dores de 2000 ml.

Foram realizadas 10 extrações, a intervalos de tempo variáveis, dependendo da coloração de lixívia o intervalo de coleta. Após cada extração o minério foi aerado com ar comprimido de 2 a 4 horas, para ingresso do oxigênio no interior do mesmo. (TABELA XLVII).

Os resíduos, após lavagem, foram secos em estufa, moídos, quarteados e analisados para dosagem de cobre total e cobre oxidado.

RESULTADOS

Os teores de minério, lixívia e resíduo forneceram os seguintes elementos:

TABELA XLVI
 RESULTADOS - TESTE ZI-07

Nº	FRAÇÃO mesh	PESO g	TEMPO dias	Cu TOTAL g	Cu OXID. g	OXID. g	VOL. LIX. g/l	H ₂ SO ₂ g/l	WASH ml	VOL. FINAL ml	Cu g/l	Cu g	Fe (AA) * ppm
52A	+4	500	1	1.800	1.40	77.8	1000	25	265	1180	2.68	3.16	< 200
52B	"	"	2	"	"	"	1000	"	250	1240	2.80	3.47	330
52C	"	"	3	"	"	"	1000	"	345	1125	3.09	3.48	270
52D	"	"	4	"	"	"	2000	"	250	945	4.12	3.89	310
52E	"	"	5	"	"	"	2000	"	"	1000	4.36	4.36	395
52F	"	"	6	"	"	"	1000	"	"	1815	4.60	8.35	885
52G	"	"	7	"	"	"	1000	"	"	1270	6.82	8.66	750
52H	"	"	8	"	"	"	2000	"	"	2100	4.48	9.41	1000
52I	"	"	9	"	"	"	2000	"	"	1820	6.08	11.07	885

* - AA: Absorção atômica

TABELA XLVII
 RESULTADOS - TESTE ZI-08

Nº	FRAÇÃO mm	PESO g	TEMPO dias	Cu TOTAL %	Cu OXID. %	OXID. %	VOL. LIX. ml	H ₂ SO ₄ g/l	VOL. FINAL ml	Cu g/l	Cu g	REC. % Cu ACUM.
A1	9.5-25.4	1000	150 *	3.50	2.20	65.0	1000	10	930	4.30	4.00	11.4
A2	"	"	1	"	"	"	"	"	630	6.87	4.33	23.8
A3	"	"	1	"	"	"	"	"	950	2.89	2.75	31.7
A4	"	"	2	"	"	"	"	"	680	2.64	1.80	36.8
A5	"	"	2	"	"	"	"	"	980	1.31	1.28	40.5
A6	"	"	3	"	"	"	"	"	910	2.45	2.23	52.0
A7	"	"	3	"	"	"	"	"	970	3.23	3.13	60.9
A8	"	"	4	"	"	"	"	"	760	1.35	1.03	63.9
A9	"	"	5	"	"	"	"	"	950	1.27	0.90	66.4
A10	"	"	6	"	"	"	"	"	Σ= 8470	0.45	0.43 Σ= 21.88	67.7
B1	9.5-25.4	1000	150 *	3.70	1.30	35.1	1000	25	900	3.62	3.26	8.8
B2	"	"	1	"	"	"	"	"	900	7.76	6.98	27.7
B3	"	"	1	"	"	"	"	"	950	1.83	1.74	32.4
B4	"	"	2	"	"	"	"	"	970	1.74	1.69	36.9
B5	"	"	2	"	"	"	"	"	800	0.72	0.58	38.5
B6	"	"	3	"	"	"	"	"	480	0.90	0.43	39.7
B7	"	"	3	"	"	"	"	"	450	1.22	0.55	42.2
B8	"	"	4	"	"	"	"	"	330	1.96	0.65	42.9
B9	"	"	5	"	"	"	"	"	700	1.48	1.04	45.7
B10	"	"	6	"	"	"	"	"	1180 Σ= 7760	0.36	0.42 Σ= 17.34	46.9

* - minutos

TABELA XLVIII
RECUPERAÇÕES - TESTE ZI-08

MINÉRIO						RESÍDUO				RECUP.		
TEMPO	Nº	Cu _T	Cu _S	Cu _I	OXID.	Cu _T	Cu _S	Cu _I	OXID.	Cu _T	Cu _S	Cu _I
(dias)		(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
28	A	3.50	2.20	1.30	65.0	1.05	0.15	0.90	14.3	70.0	93.2	30.8
28	B	3.70	1.30	2.40	31.0	1.77	0.13	1.64	7.3	52.2	90.0	33.3

No caso de fração +3/8"-1", a lixiviação processa-se em um tempo maior em comparação a granulometrias mais finas para se obter recuperações equivalentes.

Foram necessários 28 dias para extrair 90% ou mais do cobre oxidado presente. A concentração de H_2SO_4 não teve influência significativa na taxa de extração de cobre neste período relativamente longo de tempo. O fator que controlou o rendimento de extração foi a razão cobre solúvel / cobre insolúvel, e secundariamente o tempo.

Estimamos em 15% a lixívia perdida em virtude de derramamento (spilling) no manuseio do teste. Aí algo de cobre solubilizado foi perdido como $CuSO_4 \cdot nH_2O$ precipitado em conexões e torneiras, onde aparentemente cria-se um ambiente redutor. Por este motivo foi adotada a correção de 15% na quantidade de cobre obtida. No teste B, do volume original de 10^4 ml de lixívia somente foram recuperados 7760 ml, ou seja, uma perda de 22%, a qual foi corrigida.

Desta maneira, a partir dos teores de lixívia, temos a seguinte recuperação e teor médio de cobre (g/l):

TABELA XLIX
RECUPERAÇÕES CORRIGIDAS - TESTE ZI-08

TESTE	COBRE OBTIDO	CORREÇÃO	TOTAL	REC.	VOL.	TEOR MÉDIO
	(g)	(%)	(g)	(%)	(ml)	(g/l)
A	21.88	3.28	25.16	71.90	8470	2.52
B	17.34	3.81	21.15	57.20	7760	2.12

Vemos que para uma relação sólido/líquido = 1 e vazão média de 500 ml/min. para recirculação, o teor médio de lixívia situou-se entre 2.12 e 2.52 g/l, valor este aceitável para a recuperação tanto por cementação como por intercâmbio iônico.

A recuperação de cobre sulfetado manteve-se praticamente constante, independente da concentração de H_2SO_4 e foi da ordem de 30%.

A taxa de oxidação dos sulfetos e oxidados mais ou menos esféricos é controlada por reações topoquímicas e difusão dos reagentes e produtos de reação.

No teste ZI-08, onde as partículas tem diâmetros de 9.5 - 25.4 mm, a taxa de solubilização foi baixa, pois após uma reação inicial dos sulfetos na periferia dos grãos, não houve condições de acesso do oxigênio dissolvido ao interior das partículas de calcosina e bornita (baixo coeficiente de difusão).

Para o minério misto da Zona Interme

diária e suas características peculiares podemos tirar do modelo proposto por Braun, Lewis e Wadsworth (4), e dos dados experimentais obtidos no presente trabalho:

1. A taxa de reação dos sulfetos de cobre e a solubilização destes são controlados pelo volume de oxigênio e Fe III difundidos através da partícula; no caso de oxidados o controle é exercido pela difusão de $\{H^+\}$;
2. A velocidade de reação é inversamente proporcional ao diâmetro da partícula;
3. A taxa de reação é incrementada pela presença de planos de falha e mineralização, fraturas, diaclases e porosidade (aumento da permeabilidade);
4. O aumento de temperatura favorece a cinética do processo, já que as equações de reação controladas por difusão e superfície (controle químico) tem taxa proporcional à temperatura;
5. Os grãos discretos de sulfetos e oxidados de cobre seguem o modelo "shrinking core" durante a solubilização.

Filmes ou películas de mineral são um caso particular do modelo proposto. No caso de partículas há volume e conseqüente variação da superfície de reação durante a lixiviação. Em filmes mineralizados, a superfície de reação permanece constante o que não acontece no caso anterior.

A taxa de reação é, naturalmente, maior no segundo caso.

De um modo geral, a lixiviação de sulfetos e recuperação do cobre contido é um processo em estágio inicial de desenvolvimento mesmo em países de elevada tecnologia em Metalurgia Extrativa. No caso de haver significativa proporção de sulfetos no minério misto (30% ou mais), nas condições atuais é preferível utilizar o método duplo, isto é, lixiviação da fração oxidada seguida de flotação dos sulfetos.

Naturalmente que o custo inicial do investimento será sensivelmente maior, comparado ao processo simples, seja ele lixiviação ou concentração por flotação.

No caso de Camaquã, o investimento correspondente à flotação é nulo já que existe um concentrador para tratamento de sulfetos.

CONCLUSÕES

1. O minério misto da Zona Intermediária é passível de lixiviação, para recuperação do cobre solúvel presente, dentro das frações -1"+4mesh.

2. Testes experimentais indicam ser a taxa de extração inversamente proporcional ao diâmetro da partícula.

3. A recuperação de cobre total de-

pende da proporção oxidados/sulfetos no minério e é diretamente proporcional a esta razão.

4. A taxa de oxidação do cobre insolúvel é inversamente proporcional ao grau de liberação das partículas, porém somente atinge valores elevados em frações muito finas (material moído).

5. O tempo necessário para se recuperar 90% ou mais do cobre solúvel depende do diâmetro das partículas, como se depreende da TABELA L.

TABELA L
RECUPERAÇÃO COBRE X TEMPO

FRAÇÃO (mesh)	RECUP. Cu _S (%)	TEMPO (dias)
-8+14	> 90	1
-4+8	> 90	2
+4	> 90	3
-1"+3/8"	> 90	12

6. A elevada recuperação de cobre solúvel, aliado aos ciclos de lixiviação correspondentes, sugerem a utilização de lixiviação por percolação entre as frações -1"+14 mesh.

7. As lixívias carregadas apresentam um teor de cobre que variou de 1 a 4 g/l, adequado para o tratamento posterior por cementação ou intercâmbio iônico e eletrorecuperação.

8. A forma das partículas de minério influi significativamente na taxa de extração de cobre durante a lixiviação, mesmo que os diâmetros sejam iguais.

Um parâmetro relativo à forma de partícula pode ser determinado a partir dos dados da lixiviação e seria do tipo

$$0 < \phi_i \leq 1$$

Este parâmetro corrigiria:

1. As imperfeições na superfície das partículas.
2. Desvio das partículas da esfericidade perfeita.

É um parâmetro a investigar em estudos posteriores.

2.5.4.2 - Concentração de Ácido

PROCEDIMENTO

Para determinação da concentração ótima de H_2SO_4 na lixiviação do minério misto da Zona Inter-

mediária, foram conduzidos 5 testes distintos, com concentrações de H_2SO_4 diferentes, mantendo-se os demais parâmetros constantes. Simultaneamente avaliou-se também o consumo de H_2SO_4 unitário para as frações granulométricas e concentrações de H_2SO_4 utilizadas. O consumo foi calculado por 2 alternativas: (a) medição de pH; (b) titulação (neutralização) com solução de NaOH, do H_2SO_4 remanescente.

Para estudo do efeito da concentração de H_2SO_4 sobre a taxa de extração de cobre, foram utilizadas amostras compostas de granulometria +4 mesh ao passo que para avaliação do consumo de ácido foram utilizadas amostras compostas pelas granulometrias -8+14, -4+8 e +4 mesh, nas proporções relativas de 18.2, 27.3, e 54.5%, respectivamente (produto de cominuição "as is").

O minério após quarteamento, classificação e análise química foi introduzido em percoladores de vidro Pyrex com capacidade de 2000 ml. Os finos (-65 mesh) foram previamente retirados por deslamagem.

A cada período de tempo, variável entre 10 e 72 horas, procedia-se à coleta de lixívia para análise do teor em cobre, sendo introduzido igual volume de lixívia fresca de mesma concentração em H_2SO_4 . O tempo de lixiviação foi indicado pela tonalidade da lixívia. O minério da ZI, ao ser lixiviado, produz uma lixívia de cor azul-esverdeada, cuja intensidade é proporcional ao teor de cobre contido.

O minério foi lixiviado em 9 etapas de 18 dias; após cada extração o material foi deixado

"respirar", isto é, foi permitido livre acesso de ar para se criar ambiente oxidante. Para tanto, após a drenagem da lixívia fazia-se passar ar comprimido de 2 a 4 horas no interior dos percoladores.

O resíduo da lixiviação, ao final do teste, foi cuidadosamente lavado para retirar quaisquer resquícios de lixívia carregada, posto a secar em estufa a 110°C durante 2 horas, moído, quarteado e analisado para dosagem de cobre total e cobre oxidado.

Duas alíquotas deste resíduo seguiram respectivamente ao LAMIN e à CBC (Mina do Camaquã) para idênticas análises, as quais serviram como controle e contra-prova.

O balanço de massas fez-se cotejando os dados analíticos, resultando em geral maior que 80%.

Assim, temos que:

$$\begin{aligned} \text{Cu}_T &= \text{Cu}_L + \text{Cu}_R \quad (1) \\ \text{Cu}_R &= \text{Cu}_{OR} + \text{Cu}_{SR} \\ \text{Cu}_T &= \text{Cu}_{OT} + \text{Cu}_{ST} \text{ substit. em (1)} \\ \text{Cu}_{OT} + \text{Cu}_{ST} &= \text{Cu}_L + \text{Cu}_{OR} + \text{Cu}_{SR} \end{aligned}$$

Onde em percentagem, temos:

$$\text{Cu}_T = \text{Cu total contido no minério inicial}$$

$$\text{Cu}_L = \text{Cu total contido na lixívia}$$

Cu_R = Cu total contido no resíduo de lixiviação

Cu_{OT} = Cu oxidado, contido no minério inicial

Cu_{OR} = Cu oxidado, contido no resíduo de lixiviação

Cu_{SR} = Cu sulfetado contido no resíduo de lixiviação

Foi adotada uma correção no volume de lixívia coletada no valor de 10% em razão de erros provenientes de: evaporação, entranhamento de lixívia no minério, perdas por derramamento (spilling), precipitação de cobre metálico nas conexões das tubulações onde se forma um micro-ambiente redutor, etc.

TESTE ZI-09

A avaliação de concentração ótima de H_2SO_4 foi efetuada qualitativamente como uma primeira aproximação do problema.

Para tanto, preparou-se 8 soluções diluídas de H_2SO_4 contendo 5, 10, 15, 20, 30, 40 e 50 g/l. Em cada beaker contendo 500 ml de solução foram colocados 250 g de minério não classificado, cuja granulometria variou de -28 mesh até +3/8".

A intervalos regulares, esta mistura foi agitada manualmente com o auxílio de um bastão de vidro. As lixívias foram coletadas após 1, 5, 10 e 15 dias de lixiviação estática.

Os resultados deram os valores da tabela LI.

TABELA LI
EFEITO DA CONCENTRAÇÃO DE H_2SO_4 - TESTE QUALITATIVO

H_2SO_4 (g/l)	COBRE (g/l)			
	1 DIA	5 DIAS	10 DIAS	15 DIAS
5	1.52	2.70	3.37	4.00
10	2.62	5.00	6.39	7.20
15	2.82	5.10	6.19	7.50
20	2.90	4.80	6.21	7.00
25	3.40	5.30	6.74	7.50
30	3.10	4.60	5.72	7.00
40	3.10	4.80	5.43	6.60
50	3.60	5.00	6.29	6.90

Pela análise dos valores encontrados, nota-se que a solução de 50 g/l lixivia mais rapidamente ao final do primeiro dia.

Ao término de 5 dias, os valores em cobre de todas as soluções são semelhantes com exceção da que contém 5 g/l que é bastante inferior. Ao final de 10 dias, a solução mais rica é a 25 g/l, o que é confirmado em 15 dias. Assim, "a priori", cremos que 25 g/l é a concentração ótima de H_2SO_4 para as condições médias de minério. Naturalmente se quisermos uma solubilização mais rá-



pida, empregaremos uma concentração de ácido mais elevada (até 50 g/l H_2SO_4).

TESTE ZI-10 (A, B, C, D, E)

Para avaliação quantitativa da concentração ótima de H_2SO_4 tomamos 5 amostras (A, B, C, D, E) de minério misto, fração +4 mesh e as lixivamos durante 18 dias, recolhendo periodicamente a lixívia carregada, num total de 10 extrações. As concentrações de H_2SO_4 usadas foram:

54 A = 10 g/l

54 B = 20 g/l

54 C = 30 g/l

54 D = 40 g/l

54 E = 50 g/l

Infelizmente não foi possível manter os teores constantes das 5 amostras, embora a classificação e quarteamento tenham sido efetuados segundo a boa técnica.

RESULTADOS

Os resultados da lixiviação aparecem
à TABELA LII e os cálculos de recuperação e teores à
TABELA LIII

TABELA LII
EFEITO DA CONCENTRAÇÃO DE H₂SO₄ NA TAXA DE EXTRAÇÃO DE COBRE

Nº	FRAÇÃO mesh	PESO g	TEMPO horas	VOL. INICIAL ml	H ₂ SO ₄ g/l	WASH ml	VOL. FINAL ml	Cu g/l	Cu WASH g/l	Cu TOTAL g	Fe (AA) ppm	REC. Cu ACUM. %
A1	+4	500	12	1000	10	250	940	1.65	0.52	1.68	44	27.8
A2	"	"	16	"	"	"	960	1.07	"	1.03	110	44.9
A3	"	"	24	"	"	"	780	1.15	"	0.90	520	59.8
A4	"	"	24	"	"	"	930	0.36	"	0.33	780	65.2
A5	"	"	58	"	"	"	700	0.15	"	0.11	1108	67.1
A6	"	"	60	"	"	"	820	0.11	"	0.10	1088	88.1
A7	"	"	72	"	"	"	740	0.09	"	0.07	"	69.9
A8	"	"	96	"	"	"	580	0.21	"	0.12	"	71.9
A9	"	"	72	"	"	"	350	0.16	"	0.06	"	72.8
							Σ 6800			Σ 4.40		
B1	"	"	12	"	20	250	950	2.16	0.70	2.21	44	26.8
B2	"	"	16	"	"	"	950	1.25	"	1.14	110	41.2
B3	"	"	24	"	"	"	870	1.18	"	1.03	1055	53.7
B4	"	"	24	"	"	"	860	0.76	"	0.65	1508	61.6
B5	"	"	58	"	"	"	420	0.70	"	0.29	1680	65.1
B6	"	"	60	"	"	"	830	0.41	"	0.34	1400	69.2
B7	"	"	72	"	"	"	650	0.31	"	0.20	"	71.6
B8	"	"	96	"	"	"	550	0.63	"	0.35	"	75.9
B9	"	"	72	"	"	"	650	0.12	"	0.08	"	76.8
							Σ 6720			Σ 6.34		
C1	"	"	12	"	30	250	950	2.73	0.88	2.82	48	16.1
C2	"	"	16	"	"	"	960	1.30	"	1.25	124	23.3
C3	"	"	24	"	"	"	880	1.48	"	1.30	500	30.7
C4	"	"	24	"	"	"	540	1.63	"	0.88	2830	35.7
C5	"	"	58	"	"	"	930	0.55	"	0.51	1218	38.6
C6	"	"	60	"	"	"	960	0.52	"	0.50	1218	41.5
C7	"	"	72	"	"	"	800	1.02	"	0.82	"	46.2
C8	"	"	96	"	"	"	640	1.65	"	0.06	"	52.2
C9	"	"	72	"	"	"	100	1.12	"	0.11	"	52.9
							Σ 6760			Σ 9.25		
D1	"	"	12	"	40	250	950	2.89	0.83	2.95	100	31.7
D2	"	"	16	"	"	"	950	0.91	"	0.86	300	41.0
D3	"	"	24	"	"	"	870	1.09	"	0.95	2320	51.2
D4	"	"	24	"	"	"	610	0.98	"	0.60	3640	57.6
D5	"	"	58	"	"	"	840	0.34	"	0.29	1324	60.8
D6	"	"	60	"	"	"	76	0.48	"	0.36	1264	64.6
D7	"	"	72	"	"	"	60	0.75	"	0.45	"	69.5
D8	"	"	96	"	"	"	120	0.68	"	0.08	"	70.3
D9	"	"	72	"	"	"	560	0.23	"	0.13	"	71.7
							Σ 6260			Σ 6.67		
E1	"	"	12	"	50	250	970	3.15	0.73	3.24	130	43.2
E2	"	"	16	"	"	"	990	0.76	"	0.75	270	53.2
E3	"	"	24	"	"	"	770	0.81	"	0.62	3110	61.1
E4	"	"	24	"	"	"	760	0.25	"	0.19	3260	64.0
E5	"	"	58	"	"	"	820	0.09	"	0.07	1620	64.9
E6	"	"	60	"	"	"	980	0.08	"	0.08	1190	66.0
E7	"	"	72	"	"	"	960	0.08	"	0.08	"	67.0
E8	"	"	96	"	"	"	60	0.13	"	0.01	"	67.2
E9	"	"	72	"	"	"	840	0.06	"	0.05	"	67.9
							Σ 7150			Σ 5.09		

* - AA: Absorção atômica

TABELA LIII
RECUPERAÇÕES - TESTE ZI-10

TEMPO (dias)	TESTE	LIXÍVIA H ₂ SO ₄ (g/l)	MINÉRIO				RESÍDUO				
			Cu _T (%)	Cu _S (%)	Cu _I (%)	OXID. (%)	Cu _T (%)	Cu _S (%)	REC. Cu _T (%)	REC. Cu _S (%)	REC. Cu _I (%)
18	A	10	1.21	0.97	0.24	80.2	0.24	0.04	80.2	95.9	16.7
18	B	20	1.65	1.37	0.28	83.0	0.26	0.03	84.2	97.8	17.9
18	C	30	3.50	1.70	1.80	48.6	1.46	0.09	58.9	94.7	23.9
18	D	40	1.86	1.38	0.48	74.2	0.39	0.03	79.0	97.8	25.0
18	E	50	1.50	1.07	0.43	71.3	0.37	0.04	75.3	96.3	23.3

Pela análise da tabela acima vê-se que:

1. Cinco alíquotas de minério da Zona Intermediária tomadas e quarteadas a partir do mesmo lote apresentam resultados analíticos completamente diversos no tocante aos teores de cobre total e cobre oxidado. Desta maneira, para efeitos de cálculo de balanço de massas não se podem tomar as médias obtidas a partir de amostras globais. Cada amostra a ser testada deve ser analisada individualmente.

2. A recuperação de cobre oxidado (solúvel) está situada acima dos 90%, independentemente da concentração de H_2SO_4 ao final de 18 dias.

As recuperações mais altas (97.8%) foram obtidas quando a concentração de H_2SO_4 foi de 20 e 40 g/l, com uma proporção de cobre solúvel de 83.0 e 74.2%, respectivamente.

Embora a amostra A contenha mais cobre solúvel que a D (80.2 contra 74.2%) aparentemente uma concentração de 10 g/l de H_2SO_4 não é suficientemente forte para solubilizar todo o cobre oxidado presente.

3. A recuperação do cobre sulfetado é baixa, em torno dos 20% devido às peculiaridades de mineralização de bornita e calcosina, os sulfetos de mais conspícuos. Este cobre sulfetado deverá ser recuperado posteriormente por flotação.

4. A recuperação de cobre total atinge valores próximos aos 80% quando a proporção de oxida-

dos de cobre é superior a 2/3 do cobre total.

5. A lixiviação completa-se essencialmente em um período de 8 dias, sendo neste período recuperado a maior parte do cobre lixiviável, cerca de 75% do total extraído, enquanto que nos 10 dias restantes foram extraídos os 25% restantes.

6. Este período de tempo, relativamente curto, é adequado a um processo de lixiviação onde o fator tempo é importante, tal como lixiviação em tanques sem agitação (vat-leaching) ou com agitação (agitadores ou pachucas).

A taxa de extração de cobre é proporcional à concentração de H_2SO_4 na lixívia durante os primeiros um e dois dias. Em outras palavras, o cobre solubiliza-se mais rapidamente com uma solução mais concentrada. Porém, este fato é válido para um curto período de tempo; em termos absolutos as extrações foram praticamente idênticas, se não levarmos em consideração o tempo.

Assim, após 28 horas de lixiviação com 10, 20, 30, 40, e 50 g/l de H_2SO_4 , as recuperações são, respectivamente.

TABELA LIV
EXTRAÇÃO DE COBRE EM 28 HORAS - TESTE ZI-10

LIXÍVIA	H ₂ SO ₄	Cu _T	Cu _S	OXID.	REC. Cu ACUMUL.
	(g/l)	(%)	(%)	(%)	(%)
A	10	1.21	0.97	80.2	44.9
B	20	1.65	1.37	83.0	41.1
C	30	3.50	1.70	48.6	23.3
D	40	1.86	1.38	74.2	41.0
E	50	1.50	1.07	71.3	43.0

Vê-se que embora as proporções de cobre oxidado nas amostras D e E sejam inferiores a A e B, as taxas de extração são praticamente iguais, o que indica que o cobre solúvel foi atacado em maior quantidade em igual período de tempo.

7. Pelos resultados obtidos conclui-se que o minério misto da Zona Intermediária pode ser eficientemente lixiviado com uma solução que contenha no mínimo 10 g/l H₂SO₄ (pH = 0.5); a taxa de extração aumenta diminuindo conseqüentemente o tempo necessário ao processo se aumentarmos a concentração até 50 g/l.

Concentrações acima deste valor não favorecem notavelmente a eficiência do processo em relação ao tempo. Se o tempo for fator importante, o que certamente é verdade em instalações industriais, deve-se nes

tas circunstâncias, utilizar uma lixívia com 50 g/l H_2SO_4 ao início do processo para solubilização rápida da maior parte do cobre oxidado, diminuindo para 10 ou 20 g/l após o tempo necessário para se efetuar esta extração rápida.

8. Uma maior proporção de oxidados de cobre presente na amostra favorece a cinética das reações, acontecendo o inverso com os sulfetos.

9. Corrigindo os valores encontrados pelas lixívias em 10%, devido às condições experimentais (alta taxa de evaporação, spilling e precipitação do cobre), os valores de recuperação aproximam-se bastante dos obtidos pelo balanço de massas do resíduo de lixiviação conforme segue:

TABELA LV
RECUPERAÇÕES CORRIGIDAS - TESTE ZI-10

TESTE	LIXÍVIA	RESÍDUO	CORREÇÃO	COBRE OBTIDO	REC. CORRIG.
	(%)	(%)	(%)	(g)	(%)
A	72.8	80.2	10	4.84	80.0
B	76.8	84.2	10	6.97	84.5
C	52.9	58.9	10	10.18	58.2
D	71.7	79.0	10	7.34	78.9
E	67.9	75.3	10	5.60	74.7

10. O teor médio das lixívias em cobre foi de 0.94 g/l.

2.5.4.3 - Consumo Unitário de H_2SO_4

TESTE ZI-11

PROCEDIMENTO

Para avaliação do consumo de H_2SO_4 na lixiviação do minério misto da ZI, foram conduzidos 5 testes com concentrações de ácido diferentes, mantendo-se os demais parâmetros constantes (testes A, B, C, D, E).

Adotou-se para a granulometria 3 frações grosseiras, com teores razoavelmente homogêneos: +4, -4+8 e -8+14 mesh nas proporções de 18.2, 27.3 e 54.5% em peso, respectivamente.

O consumo de H_2SO_4 foi determinado por 2 métodos distintos:

1. Medição de pH
2. Titulação de H_2SO_4 livre

MÉTODO DO pH

CONDIÇÕES:

Peso amostra : 1000 g
Fração : mistura ponderada +4, -4+8, -8+14 mesh
Tempo : 10 dias
Teor inicial : 1.70% cobre total
Conc. de H_2SO_4 : A = 5 g/l
 B = 10 g/l
 C = 25 g/l
 D = 50 g/l
 E = 100 g/l

PROCEDIMENTO

o pH da lixívia é medido antes da lixiviação e durante a mesma a intervalos de tempo pré-determinados.

A cada valor de pH corresponde uma determinada quantidade de H_2SO_4 na lixívia. Tendo-se o pH inicial e final, o cobre contido na lixívia e o tempo em que se processou a solubilização podemos calcular a relação entre a quantidade de H_2SO_4 consumida em relação à quantidade correspondente de cobre obtido.

Esta relação, importante sob o ponto de vista de economicidade (pois é um dos insumos diretos do custo), pode ser expressa em gH_2SO_4/gCu ou kgH_2SO_4/kg ou ainda, $kgH_2SO_4/ton.$ minério.

Fazendo:

pH_i = pH inicial, equivalente a "X" g/l H_2SO_4 ;

pH_f = pH final, equivalente a "Y" g/l H_2SO_4 ;

V = volume de lixívia (litros);

t = teor de cobre na lixívia (g/l);

C = consumo unitário de H_2SO_4 ;

G = cobre contido na lixívia (g); $G = v \cdot t$

M = massa inicial de minério (g);

T = teor do minério em cobre (%);

Os valores de "X" e "Y" são fornecidos por uma curva experimental pH x gH_2SO_4 /litro, confeccionada a partir de dados obtidos no LAB-km 85.

Tomaram-se soluções de H_2SO_4 desde 0.5 até 25 g/l, plotando-se os respectivos valores de pH nas abcissas e de H_2SO_4 nas ordenadas.

O intervalo de curva foi de 2 g/l H_2SO_4 , à exceção de valores próximos a zero, onde foi de 0.5 g/l.

Estes valores de pH foram obtidos a partir de soluções "limpas" de H_2SO_4 , isto é, não carregadas com Cu^{2+} e outros ions metálicos e não metálicos.

O minério misto, após sofrer lixiviação

ção, apresenta, dissolvidos, vários cations e anions metálicos e não metálicos os quais interferem nas reações entre o agente oxidante e o cobre, além de modificar o pH para menos. O pH real é sempre inferior ao pH teórico (calculado) devido à atividade iônica dos ions em solução.

Massa de ácido utilizada = X-Y (g/l)

$$\text{Consumo} = \text{gH}_2\text{SO}_4/\text{gCu} \quad C_1 = \frac{X - Y}{t}$$

$$\text{Consumo kg H}_2\text{SO}_4/\text{ton. minério}; C_2 = \frac{(X-Y) \times 10^3}{M}$$

$$\text{Consumo kg H}_2\text{SO}_4/\text{kgCu}; C_3 = \frac{(X-Y) \times 10^3}{G}$$

Eficiência de extração por % peso (E):

$$\%E = \frac{G \times 10^2}{M \times T \times 10^{-2}} \text{ ou}$$

$$\%E = \frac{G}{M \times T} \times 10^4$$

Em termos mundiais o consumo de H_2SO_4 por minérios oxidados e/ou mistos oscila de 2.0 a 7.0 $\text{gH}_2\text{SO}_4/\text{gCu}$.

OBS.: A curva pH x H_2SO_4 (g/l), constituída a partir de dados experimentais, teve que ser corrigida, pois

as soluções "limpas" de H_2SO_4 (as quais não contêm ions metálicos em solução) diferem quanto à atividade iônica das soluções carregadas. Pela comparação entre os valores apresentados chegou-se à conclusão de que o pH das últimas é cerca de 25% menor do que das primeiras (ambas contendo teoricamente a mesma quantidade de H_2SO_4).

Por isso foi efetuado outro teste (volumétrico).

Este fato favorece em termos de consumo de H_2SO_4 .

A leitura dos valores em H_2SO_4 (g/l) correspondentes a pH acima de 1.80 ou abaixo de 0.20 é difícil pois a curva nestas regiões do gráfico tem coeficiente angular elevado, ocasionando erros.

A perda de apreciável volume de lixívia durante o manuseio e por entranhamento no minério, causam um erro no cobre extraído da ordem de 10%.

Assim, na realidade, as quantidades recuperadas de cobre são 10% maiores do que as calculadas.

RESULTADOS

Após 10 dias de lixiviação, os resultados são os que constam às TABELAS LVI e LVII.

A análise do resíduo de lixiviação do teste ZI-11, forneceu os dados da TABELA LVII.

TABELA LVI
CONSUMO H_2SO_4 - MÉTODO DO pH

Nº	PESO g	H_2SO_4 (X) g/l	TEMPO HORAS	Cu_T %	pH _i ion. g/l	pH _f ion. g/l	H_2SO_4 (Y) g/l	VOLUME ml	Cu g/l	Cu g	H_2SO_4 CONS. g	gH_2SO_4/gCu	$g/H_2SO_4/gCu$ ACUH.	KgH_2SO_4/ton
A ₁	1000	5	1	1.70	0.90	2.20	0.1	920	2.32	2.13	4.9	2.3	2.3	4.9
A ₂	"	"	24	"	"	1.75	0.6	920	2.67	2.46	4.4	1.8	2.0	4.4
A ₃	"	"	48	"	"	1.85	0.4	840	2.33	1.55	4.6	3.0	2.3	4.6
A ₄	"	"	72	"	"	1.30	1.4	1140	1.32	1.50	3.6	2.4	2.3	3.6
A ₅	"	"	96	"	"	1.20	2.0	940	0.43	0.40	3.0	7.5	2.5	3.0
								Σ= 4760		Σ= 8.04	Σ= 20.5	M= 2.5		Σ= 20.5
B ₁	1000	10	1	1.70	0.60	1.35	1.3	930	4.09	3.80	8.7	2.3	2.3	8.7
B ₂	"	"	24	"	"	1.10	2.9	980	3.11	3.05	7.1	2.3	2.3	7.1
B ₃	"	"	48	"	"	0.90	5.0	930	1.37	1.27	5.0	3.9	2.6	5.0
B ₄	"	"	72	"	"	1.50	2.0	960	0.94	0.90	8.0	8.9	3.2	8.0
B ₅	"	"	96	"	"	0.80	7.0	950	0.24	0.23	3.0	13.0	3.4	3.0
								Σ= 4750		Σ= 9.25	Σ= 31.8	M= 3.4		Σ= 31.8
C ₁	1000	25	1	1.70	0.25	0.60	9.8	890	6.07	5.40	15.2	2.8	2.8	15.2
C ₂	"	"	24	"	"	0.30	19.0	880	2.80	2.46	6.0	2.4	2.7	6.0
C ₃	"	"	48	"	"	0.35	17.0	990	0.89	0.88	8.0	9.1	3.3	8.0
C ₄	"	"	72	"	"	1.30	2.0	680	1.80	1.22	23.0	18.9	5.2	23.0
C ₅	"	"	96	"	"	0.50	15.0	980	0.47	0.46	10.0	21.1	6.0	10.0
								Σ= 4420		Σ= 10.42	Σ= 62.2	M= 6.0		Σ= 62.2
D ₁	1000	50	1	1.70	0.00	0.15	28.0	930	7.02	6.53	22.0	3.4	3.4	22.0
D ₂	"	"	24	"	"	0.10	42.0	980	2.68	2.63	8.0	3.0	3.3	8.0
D ₃	"	"	48	"	"	0.05	46.0	890	1.09	0.97	4.0	4.1	3.4	4.0
D ₄	"	"	72	"	"	0.40	20.0	920	2.50	2.30	30.0	13.0	5.1	30.0
D ₅	"	"	96	"	"	0.10	42.0	820	0.58	0.48	8.0	16.7	5.6	8.0
								Σ= 4540		Σ= 12.91	Σ= 72.0	M= 5.6		Σ= 72.0
E ₁	1000	100	1	1.70	0.00	0.00	> 50.0	790	8.58	6.78	< 50	?	-	-
E ₂	"	"	24	"	"	0.00	"	780	2.33	1.82	< 50	?	-	-
E ₃	"	"	48	"	"	0.00	"	790	0.94	0.74	< 50	?	-	-
E ₄	"	"	72	"	"	0.00	20.0	630	1.98	1.25	80	6.4	-	-
E ₅	"	"	96	"	"	0.00	> 50.0	500	0.48	0.84	< 50	?	-	-
								Σ= 3490		Σ= 10.83				

TABELA LVII
RECUPERAÇÕES - TESTE ZI-II

MINÉRIO		RESÍDUO DE LIXIVIAÇÃO.		REC.
Cu _T	Cu _S	TESTE	Cu _T	Cu _T
(%)	(%)		(%)	(%)
1.70	0.83	A	1.10	34.1
"	"	B	0.82	51.8
"	"	C	0.80	52.4
"	"	D	0.91	45.3
"	"	E	0.70	58.2

Pela análise da TABELA LVI verificamos que:

1. O consumo unitário de H_2SO_4 (g/gCu) mantêm-se em níveis baixos durante os primeiros 5 ou 6 dias, enquanto os oxidados de cobre são preferencialmente atacados. A relação varia com a concentração de H_2SO_4 e é diretamente proporcional a esta.

2. Após a solubilização da maior porção do cobre solúvel, o H_2SO_4 passa a reagir com outros componentes de ganga e os próprios sulfetos.

Como já visto na mineralogia, os seguintes materiais são potencialmente consumidores de H_2SO_4 : carbonato de Ca, Mg e Cu, material cloritizado, sericitas,

Óxido de Fe (cimento da encaixante), fosfatos etc. Cessado o ataque preferencial ao cobre, o ácido passa a solubilizar outros cations metálicos com um consumo unitário relativamente elevado. Esta fase ocorre após 6 dias de lixiviação.

3. Para colubilizar rapidamente a maior porção de cobre solúvel, deve ser empregada uma lixívia contendo 50 g/l de H_2SO_4 , durante 3 a 4 dias. Após este período, deve ser utilizada uma concentração menor, de 10 a 25 g/l H_2SO_4 .

4. O consumo de ácido/ton cresce com a concentração do mesmo, ao passo que o consumo em g/g cobre diminui em pequena proporção. Isso indica claramente que material outro que não cobre está consumindo ácido.

5. A lixívia apresenta teores em cobre de 1.69 a 3.10 g/l.

6. Os índices de consumo estão dentro dos limites considerados econômicos, em termos mundiais (2 a 7 g/gCu).

Exemplos:

Katanga: 45 kg/ton

Inspiration: 38.0 a 54 kg/ton.

7. A recuperação de cobre total atinge os valores abaixo, após 10 dias:

Teste A: 47.3%
 Teste B: 54.4%
 Teste C: 61.3%
 Teste D: 75.9%
 Teste E: 63.7%

8. A lavagem do minério com 250 ml H₂O forneceu os seguintes valores de pH, sugerindo que parte do ácido fica retido nos interstícios de minério, após lixiviação:

Teste A: pH 1.65
 Teste B: pH 1.30
 Teste C: pH 1.00
 Teste D: pH 0.55
 Teste E: pH 0.12

9. Os valores médios de consumo com e sem correção são:

TABELA LVIII
 MÉDIAS DE CONSUMO DE H₂SO₄ - MÉTODO DO pH

TESTE	CONSUMO	CONSUMO MÉDIO
A	2.5	2.3
B	3.8	3.4
C	6.4	5.8
D	5.9	5.4
E	-	-

MÉTODO VOLUMÉTRICO

TESTES ZI-12 e ZI-13

Objetivo: Determinar o consumo unitário de H_2SO_4 pelo minério misto da Zona Intermediária em g/g cobre, kg/kgCu e kg/ton minério; ao mesmo tempo comprovar os resultados obtidos pelo método do pH.

Procedimento: Tomaram-se 2 amostras de 1000 g cada, classificadas em frações granulométricas definidas e lixiviou-se este material em percoladores de vidro Pyrex durante 10 dias.

O pH da lixívia foi mantido constante pela adição periódica de H_2SO_4 concentrado (96%); simultaneamente foram coletadas alíquotas de lixívia para dosagem de Cu^{2+} presente e controlar o andamento da recuperação do metal. Igual volume de lixívia foi acrescentado a fim de manter as condições iniciais.

A lixívia final foi titulada com uma solução de NaOH segundo método específico para determinação do teor de H_2SO_4 livre presente.

A diferença entre o ácido total adicionado e o titulado, dividida pelo cobre obtido dá-nos o consumo de H_2SO_4/gCu . As condições de operação são as constantes da TABELA XL.

TABELA LIX
IONS METÁLICOS EM LIXÍVIAS CARREGADAS

AMOSTRA	Cu (g/l)	Al (g/l)	Ca (g/l)	Fe II (g/l)	Fe III (g/l)	Ag (ppm)	Mo (ppm)	Bi (ppm)
131	10.0	4.6	0.5	3.07	5.30			
132	3.2	4.3	0.4	3.21	6.51			
133	5.0	2.7	0.09	0.05	0.07			
134	0.6	3.1	0.4	16.09	3.44			
135	1.6	0.8	0.08	0.07	0.11			
136	4.0	1.6	0.1	0.16	1.32			
137	<0.01	0.1	0.2	10.88	1.39			
138	3.5	0.2	0.2	0.11	0.35			
139	5.5	7.0	0.6	20.65	1.35			
140	<0.01	0.04	0.2	11.72	0.18			
141	0.06	0.1	0.2	10.70	1.39			
142	0.03	1.9	0.2	10.70	1.39			
015	1.66			0.41	0.84	<0.1	0.14	0.65
016	1.24			0.46	1.00	<0.1	0.25	0.63
007	16.4			0.47	0.65			
008	3.9			0.04	0.61			
110				0.4	11.4			
111				0.3	2.8			
112				0.3	0.4			
113				0.4	0.4			
114				5.8	0.7			
115				5.6	0.1			
116				4.7	1.1			
117				<0.1	0.1			
118				0.1	<0.1			
119				8.1	1.3			
120				8.5	1.2			
121				3.9	1.0			
122				3.9	1.0			
123				0.1	3.2			
124				0.1	0.4			
125				0.3	1.6			
126				0.3	1.8			

TABELA LX

CONDIÇÕES DE OPERAÇÃO - TESTES ZI-12 e ZI-13

TESTE CONDIÇÃO	ZI-12	ZI-13
FRAÇÃO (mesh)	-4+8	-8+14
H ₂ SO ₄ (g/l)	25	10
PESO (g)	1000	1000
VOLUME (ml)	1500	1500
TEMPO (dias)	10	10
COBRE TOTAL (%)	1.80	1.65
COBRE SOLÚVEL (%)	0.70	0.80

As 2 amostras foram lixiviadas em percoladores de 2000 ml, mantendo-se o pH constante após determinado período de tempo pela adição de H₂SO₄. Esta adição foi efetuada por intermédio de uma seringa de injeção de polietileno de 20 ml, com homogenização da solução por meio de agitador magnético.

O pH foi medido após 2, 4, 12 e de 24 em 24 horas. A cada medida de pH coletou-se 50 ml de lixívia para análise de cobre contido e cálculo de recuperação.

Ao final de um determinado período de tempo, temos os seguintes elementos:

V = volume final de lixívia (litros);

t = teor de lixívia em Cu (g/l);

C = concentração em H_2SO_4 de V(g/l);

G = cobre contido na lixívia; $G = V \times t$ (g);

m_a = massa de H_2SO_4 utilizada durante lixiviação (g);

M = massa inicial de minério;

M_a = massa de H_2SO_4 adicionada durante lixiviação (g)

T = teor inicial de minério, % Cu.

O consumo unitário será então a diferença entre o ácido adicionado durante a lixiviação menos o que restou ao final do processo, dividido pela quantidade de cobre extraída.

Temos, então, as relações:

$$\text{Massa de } H_2SO_4 \text{ utilizado} = m_a = M_a - C.V \quad (g)$$

$$\text{Consumo de g } H_2SO_4 / gCu = C_1 = \frac{M_a - C.V}{G}$$

$$\text{Consumo de kg } H_2SO_4 / \text{ton. minério: } C_2 = \frac{m_a \times 10^3}{M} = \frac{M_a - C.V}{M}$$

TABELA LXI
 CONSUMO UNITÁRIO DE H₂SO₄
 MÉTODO VOLUMÉTRICO: TESTES ZI-12 E ZI-13

TESTE Nº	FRAÇÃO mesh	PESO g	Cu _T %	Cu _S g	Cu _S %	Cu _I g	Cu _I %	H ₂ SO ₄ g/l	TEMPO HORAS	pH ion.g/l	VOL. ml	Cu g/l	Cu g	Ξ-SO ₄ CCNS. (g)	g/g Cu	Kg/ton min.	
ZI-12	-4 +8	1000	1.60	0.70	7.00	1.10	11.00	25	0	0.20	1500	-	-	-	-	-	
		2	0.25	1420	2.95	4.19	17.8	4.2	17.8
		4	0.20	1500	2.95	4.43	-	4.0	17.8
		20	0.20	1500	3.69	5.54	-	3.2	17.8
		48	0.20	1500	5.29	7.94	-	2.2	17.8
		72	0.20	1500	5.19	7.79	-	2.3	17.8
		96	0.30	1490	5.31	7.91	14.5	4.1	32.3
		120	0.40	1470	4.93	7.25	16.0	6.9	50.3
		144	0.30	1500	4.83	7.25	14.5	8.9	64.8
		168	0.25	1490	4.63	6.90	13.5	11.3	78.3
		192	0.30	1470	4.63	6.81	14.5	13.6	92.8
		216	0.25	1500	4.63	6.95	13.5	15.3	106.3
		240	0.25	1500	4.97	7.46	3.0	15.8	109.3
														I= 109.3			
ZI-13	-8 +4	1000	1.65	0.80	8.00	0.85	8.5	10	0	0.50	1500	-	-	-	-	-	
		2	1.20	1380	3.41	4.71	12.8	2.7	12.8
		4	0.65	1500	3.41	5.72	-	2.5	12.8
		20	0.70	1500	3.91	5.87	-	2.2	12.8
		48	0.85	1450	5.34	7.74	15.0	2.9	22.8
		72	0.60	1500	5.17	7.76	-	2.9	22.8
		96	0.75	1490	5.29	7.88	8.0	3.9	30.8
		120	0.75	1470	4.88	7.17	8.0	5.4	38.8
		144	0.75	1500	4.82	7.23	8.0	6.5	46.8
		168	0.60	1500	4.72	7.08	8.0	7.3	51.8
		192	0.80	1490	4.75	7.08	7.2	8.3	59.0
		216	0.75	1500	4.78	7.17	8.0	9.3	67.0
		240	0.65	1500	5.09	7.64	2.5	9.8	72.5
														I= 72.5			



Para a titulação de H_2SO_4 livre em lixívias foram testados diversos padrões primários, tais como o tetraborato de Na decahidratado, oxalato de $K_2Na_2CO_3$ e NaOH. Embora os resultados fossem coerentes entre si, decidiu-se adotar o método do NaOH por ser mais expedito e que é apresentado no capítulo referente aos métodos analíticos, juntamente com a titulação utilizando Na_2CO_3 .

RESULTADOS

A TABELA LXI mostra os resultados obtidos pelos testes ZI-12 e ZI-13.

Ao término dos testes, os resíduos foram lavados, secos, moídos, quarteados e analisados para cobre total e cobre solúvel, conforme a TABELA LXIII.

TABELA LXII

RECUPERAÇÃO TESTES ZI-12 e ZI-13

Nº	TEMPO	MINÉRIO			RESÍDUO		RECUPERAÇÃO		
		Cu _T	Cu _S	OXID.	Cu _T	Cu _S	Cu _T	Cu _S	Cu _I
		(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
12	10	1.80	0.70	38.9	1.00	0.07	44.4	90.0	15.5
13	10	1.65	0.80	48.	0.77	0.06	53.3	92.5	16.5

A fração que contém maior proporção de cobre solúvel ofereceu as recuperações mais altas, tanto de cobre oxidado como de sulfetado, o que era previsto.

Essencialmente, os valores encontrados pelos dois métodos são coerentes entre si, ressalvados as peculiaridades (e conseqüente erros intrínsecos) de cada método.

CONCLUSÕES

1. O consumo de H_2SO_4 é proporcional à concentração da lixívia, isto é, quanto mais ácido contiver a solução, maior será o consumo deste.

2. Inicialmente, o H_2SO_4 é empregado em reações de solubilização de cobre, como pode-se depreender pela concentração da lixívia; este período dura aproximadamente 4 dias e praticamente todo o cobre solúvel foi recuperado, pois a partir daí há um decréscimo no teor em cobre da lixívia (possivelmente pela redução de cobre II a cobre metálico?)

3. Após 96 horas, o H_2SO_4 é empregado em reação colaterais com a encaixante e ganga, sem acréscimo na quantidade de cobre solubilizado.

4. O consumo unitário de H_2SO_4 em g/g cobre situa-se entre 2.2 a 4.2, valores estes que dependem de concentração inicial de H_2SO_4 , teor inicial do minério em cobre total e cobre oxidado e do tempo de lixiviação, considerado neste caso como 96 horas. Estes valores são equivalentes aos citados na literatura mundial

para a lixiviação de minério misto, como por exemplo:

Inspiration (Arizona, EUA): 2.2

Katanga (África): 2.4

Bagdad (Arizona, EUA): 2.5

5. A solubilização inicial dos óxidos de cobre, os quais estão expostos à ação de H_2SO_4 , é rápida e procede desta maneira até que o pH se eleve a um valor onde há precipitação de sais de cobre.

A taxa de extração do cobre presente nos óxidos é controlada por difusão, ou seja, é proporcional à velocidade de transporte do ácido à interface livre do mineral.

Já o cobre insolúvel tem sua taxa de extração controlada pelo quimismo das reações e pelo tempo.

Aplica-se aí o modelo "shrinking core", isto é, a partícula é atacada em sua periferia, mantendo, porém, o núcleo intacto. À medida que oxigênio penetra através da partícula e a lixívia transporta o cobre solubilizado na interface, o minério vai sendo lixiviado lentamente de fora para dentro.

Deste modo, para recuperação do cobre solúvel no menor período de tempo possível, é necessário adicionar uma solução contendo 50 g/l H_2SO_4 para manter um gradiente de concentrações elevado, com a maior parte do cobre solúvel entrando em solução. Uma vez terminada esta reação, diminuir a concentração em ácido para lixi-

viar o restante do cobre contido, já que neste caso a taxa de extração depende mais do tempo do que da difusão.

Desta maneira, a quantidade de ganga e encaixante que serão atacados é diminuída durante o tempo em que a dissolução de cobre é controlada por difusão do ácido na partícula, ocorrência de reações rápidas e difusão do cobre solubilizado para fora do mineral.

6. A concentração de cobre na solução lixiviante afeta de modo substancial a taxa de extração de cobre adicional e deste modo, a recuperação final. Assim, lixívias iniciais ricas devem ser separadas após a lixiviação inicial, para que o cobre solubilizado não interfira no processo.

7. Para um ciclo de lixiviação de 6 dias, típico de "vat leaching" e apropriado para um minério com as características do misto da Zona Intermediária, temos um consumo de ácido por tonelada de minério da ordem de 46 e 64 kg.

Em condições industriais este valor tende a diminuir, pois os fragmentos de minério serão de maior diâmetro.

8. Como em realidade a finalidade da lixiviação é a recuperação do cobre solúvel, o tempo de lixiviação poderá ser diminuído para 3 ou 4 dias, conforme se pode depreender das TABELAS XXXI, XXXV, XL e XLI.

Parâmetros aproximativos das condições industriais deverão ser estudados em escala piloto.

2.5.4.4 - VARIAÇÃO DO pH COM O TEMPO

TESTES ZI-14 E AD-01

OBJETIVO: verificar comportamento do pH durante a lixiviação em relação ao tempo, para se avaliar o andamento progressivo do consumo de ácido.

CONDIÇÕES:

Minério: misto da ZI e oxidado Andradas.

Fração : mistura ponderada +4, -4+8, -8+14 mesh (8.12, 27.3 e 54.5% em peso, respectivamente).

Teor inicial: 1.70 e 0.50% cobre total, respectivamente.

Vol. lixívia: 1500 mil

Concentrações de H_2SO_4 : ZI-14: 20 g/l
(ZI)

AD-01: 10 g/l
(Andradas)

A variação de pH após 92 horas de lixiviação é a que consta da TABELA LXIII.

Da análise da TAB. LXIII vemos que o minério Andradas consome, em termos relativos, maior quan-

TABELA LXIII

VARIAÇÃO DO pH COM O TEMPO
TESTES ZI-14 E AD-01

Nº	PESO g	H ₂ SO ₄ g/l	TEMPO horas	Cu _T %	pHi	pHf
					ion	g/l
ZI-14A1	1000	20	0.5	1.70	0.40	0.40
A2	"	"	1.0	"	0.40	0.55
A3	"	"	6.0	"	0.55	0.68
A4	"	"	12.0	"	0.68	0.75
A5	"	"	18.0	"	0.75	0.75
A6	"	"	24.0	"	0.75	0.95
A7	"	"	30.0	"	0.95	1.05
A8	"	"	36.0	"	1.05	1.10
A9	"	"	42.0	"	1.10	1.12
A10	"	"	54.0	"	1.12	1.30
A11	"	"	62.0	"	1.30	1.30
A12	"	"	74.0	"	1.30	1.55
A13	"	"	92.0	"	1.55	1.75
AD-01A1	1000	10	0.5	0.50	0.55	0.65
A2	"	"	1.0	"	0.65	0.65
A3	"	"	6.0	"	0.65	0.80
A4	"	"	12.0	"	0.80	0.85
A5	"	"	18.0	"	0.85	0.90
A6	"	"	24.0	"	0.90	1.10
A7	"	"	30.0	"	1.10	1.15
A8	"	"	36.0	"	1.15	1.25
A9	"	"	42.0	"	1.25	1.30
A10	"	"	54.0	"	1.30	1.45
A11	"	"	62.0	"	1.45	1.45
A12	"	"	74.0	"	1.45	1.62
A13	"	"	92.0	"	1.62	1.75

tidade de H_2SO_4 que o misto da ZI. O pH final em ambos os casos é idêntico, porém o minério ZI tem um teor em cobre cerca de 3.4 vezes maior em relação a Andradas, o que compensa e até supera o fato de que no caso do teste ZI-14 temos partido de pH menor (maior quantidade de H_2SO_4).

2.5.4.5 - Efeito do Fe III na Taxa de Extração de Cobre Sulfetado

TESTES ZI-15 E ZI-16

Objetivo:

Avaliar o efeito do Fe III, como agente oxidante capaz de solubilizar Cu presente no minério sob forma de sulfeto.

Sabe-se por estudos prévios (5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13) que uma solução acidulada contendo Fe III oxida mais facilmente sulfetos de cobre a sulfatos do que a solução contendo somente H_2SO_4 .

Com o presente teste quer-se avaliar a viabilidade de extração de cobre sulfetado utilizando Fe III (adicionado como $Fe_2(SO_4)_3 \cdot 9H_2O$)

Condições:

Minério: misto da ZI

Fração : -4+14 mesh

Teores finais: Cobre total = 1.82%
 Cobre solúvel = 1.00%
 % oxidados = 54.9%

Foram utilizados 2 tipos de solução: com H_2SO_4 somente e outra com $Fe_2(SO_4)_3 + H_2SO_4$, nas seguintes concentrações:

	<u>H_2SO_4 (g/l)</u>	<u>FeIII (g/l)</u>	<u>$Fe_2(SO_4)_3/H_2SO_4$ (g/g)</u>
Solução 15:	15.00	-	-
Solução 16:	15.00	4.00	0.95/1.00

Peso amostra: 500 g

Vol. lixívia: 1000 ml

RESULTADOS

As lixívias 15 e 16 contendo cobre dissolvido, foram analisadas de 24 em 24 horas e os teores do rejeito de 48 em 48 horas.

Este procedimento explica-se pelo fato de analisar-se a mesma amostra para cada período de 2 dias, daí ter-se o peso de rejeito ao final dos 2º, 4º e 6º dias. Após o término do período de lixiviação (6 dias), extraiu-se 30% do cobre sulfetado contido na amostra.

A recuperação de cobre total foi de 66% para o caso da amostra A (lixiviada com H_2SO_4 + Fe III) e 55% para o outro caso. Os dados estão expostos à TABELA LXIV.

Como pode-se observar é possível extrair cobre adicional empregando o Fe III como coadjuvante do H_2SO_4 .

Por outro lado, o cobre contido nos sulfetos pode ser recuperado através de flotação do rejeito de lixiviação. Testes neste sentido foram efetuados e os resultados foram superiores à lixiviação com H_2SO_4 + Fe III no que tange à recuperação de cobre insolúvel.

Os teores do resíduo de lixiviação e as respectivas recuperações estão incluídos à TABELA LXV.

TABELA LXIV

EFEITO DO Fe III NA EXTRAÇÃO DO COBRE SULFETADO
TESTES ZI-15 E ZI-16

Nº	TEMPO dias	-FRAÇÃO mesh	PESO g	Cu TOTAL %	Cu OXID. %	OXID. %	Cu CONT. g	VOL. LIX. ml	H ₂ SO ₄ g/l	Fe III g/l	Cu g/l	VOL. FINAL ml	Cu OBT. g	REC. Cu %
ZI-15	0	-3/8" + 14	500	1.82	1.00	54.9	9.10	1000	15	-	0.00	-	-	-
A	1	"	"	"	"	"	"	"	"	-	2.50	1000	2.50	27.5
B	2	"	"	"	"	"	"	"	"	-	3.88	975	3.78	41.5
C	3	"	"	"	"	"	"	"	"	-	4.30	1000	4.30	47.3
D	4	"	"	"	"	"	"	"	"	-	4.64	970	4.50	49.5
E	5	"	"	"	"	"	"	"	"	-	4.90	1000	4.90	53.8
F	6	"	"	"	"	"	"	"	"	-	5.21	975	5.08	55.8
												Σ 5920	Σ 25.06	
ZI-16	0	-3/8" + 14	500	1.82	1.00	54.9	9.10	1000	15	4.00	0.00	-	-	-
A	1	"	"	"	"	"	"	"	"	"	4.10	1000	4.10	45.1
B	2	"	"	"	"	"	"	"	"	"	5.20	1000	5.20	57.1
C	3	"	"	"	"	"	"	"	"	"	6.00	1000	6.00	65.9
D	4	"	"	"	"	"	"	"	"	"	5.50	1000	5.50	60.4
E	5	"	"	"	"	"	"	"	"	"	6.28	994	6.24	68.6
F	6	"	"	"	"	"	"	"	"	"	6.40	981	6.28	69.0
												Σ 5975	Σ 33.32	



CPRM

327

TABELA LXV
RECUPERAÇÕES - TESTES ZI-15 E ZI-16

TESTE	MINÉRIO			RESÍDUO				RECUPERAÇÃO		
	Cu _T	Cu _S	OXID.	Cu _T	Cu _S	OXID.	PESO	Cu _T	Cu _S	Cu _I
ZI-15	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(g)	(%)	(%)	(%)
A	1.82	1.00	54.9							
B	"	"	"	1.10	0.26	23.6	486	41.6	74.7	0.4
C	"	"	"							
D	"	"	"	0.96	0.23	24.0	484	48.9	77.7	13.4
E	"	"	"							
F	"	"	"	0.82	0.09	11.0	482	56.6	91.3	14.6
ZI-16										
A	1.82	1.00	54.9							
B	"	"	"	0.80	0.10	12.5	486	57.1	90.3	17.1
C	"	"	"							
D	"	"	"	0.74	0.07	9.5	486	60.4	93.2	20.7
E	"	"	"							
F	"	"	"	0.61	0.07	11.5	484	67.6	93.2	

CONCLUSÕES

1. A presença de Fe III na lixívia realmente aumenta a recuperação de cobre, seja ele oxidado ou sulfetado, em relação a uma solução simples.

2. De acordo com a TABELA LXVI ao final de 2, 4 e 6 dias, temos os seguintes incrementos nas recuperações de cobre total, cobre solúvel e cobre insolúvel, usando uma lixívia contendo 4 g/l Fe III e 15 g/l H_2SO_4 em relação a outra com somente 15 g/l H_2SO_4 .

TABELA LXVI

RECUPERAÇÕES COMPARADAS TESTES ZI-15 E ZI-16

TEMPO (dias)	H_2SO_4			$H_2SO_4 + Fe III$			INCREMENTO		
	Cu_T (%)	Cu_S (%)	Cu_I (%)	Cu_T (%)	Cu_S (%)	Cu_I (%)	Cu_T (%)	Cu_S (%)	Cu_I (%)
2	41.2	74.7	0.4	57.1	90.3	17.1	15.9	15.6	16.7
4	48.9	77.7	13.4	60.4	93.2	20.7	11.5	15.5	7.3
6	56.6	91.3	14.6	67.6	93.2	36.6	11.0	1.9	22.0

3. Inicialmente o aumento é sensível, chegando a praticamente 16%, para após 4 e 6 dias estabilizar em cerca de 11%. O cobre solúvel e o insolúvel tiveram incrementos praticamente iguais após 2 dias de lixiviação com $H_2SO_4 + Fe III$; aos 4 dias, a percentagem re

lativa ao cobre solúvel manteve-se estável ao passo que a do cobre insolúvel diminuiu indicando que o cobre solúvel foi atacado preferencialmente.

À medida que o cobre solúvel se oxida e apresenta pequeno teor relativo na amostra (depois de 6 dias), o Fe III reage com maior quantidade de cobre sulfetado dando um incremento final de 22%.

4. Pela análise dos dados das TABELAS LXIV e LXV vemos que o Fe III é um eficiente agente oxidante e que proporciona substanciais incrementos na recuperação de cobre solúvel, cobre insolúvel e conseqüentemente no cobre total. A lixiviação com H_2SO_4 + Fe III seria indicada no caso em que a fração insolúvel de cobre é minoritária em relação à fração solúvel (até 30% do cobre total).

5. A pirita presente no minério é responsável pela regeneração de H_2SO_4 e Fe III, agentes ativos da lixiviação. Para se determinar a viabilidade de adição de $Fe_2(SO_4)_3$ à lixívia e produzir cations Fe III, independente da oxidação natural da pirita, deve-se atentar para a economicidade deste procedimento.

Se o cobre adicional recuperado com a adição de Fe III custar menos que o valor do $Fe_2(SO_4)_3$ empregado, então este método deve ser empregado.

6. A análise comparada entre a extração de cobre insolúvel pelo Fe III e por flotação será desenvolvida posteriormente, com o objetivo de se adotar o melhor procedimento sob o ponto de vista técnico-econômico.

7. Sob o ponto de vista apenas de recuperação, a flotação da fração insolúvel apresenta resultados superiores ao Fe III como se verifica adiante.

2.5.4.6 - Tempo de Lixiviação

Efeito do tempo de lixiviação sobre a taxa de extração do cobre e recuperação final.

Para o estudo do fator tempo vamos recorrer aos testes já efetuados para a avaliação do mesmo quanto à taxa de extração e conseqüentemente na recuperação de cobre final.

Evidentemente a lixiviação processa-se de modo mais completo com o passar do tempo podendo-se mesmo extrair 100% do cobre após um período de tempo suficiente. Ocorre que a recuperação de cobre solúvel processa-se segundo reações de cinética elevada, ao passo que os sulfetos são atacados e solubilizados mais vagarosamente em termos relativos. Desta maneira, se quisermos extrair o cobre solúvel no menor prazo possível, o melhor a fazer é utilizar uma solução lixiviante mais concentrada para haver uma rápida difusão (elevado gradiente de concentração) do H_2SO_4 pela partícula de minério e rápido pela partícula de minério e rápido transporte do Cu^{2+} dissolvido.

Após esta fase de grande recuperação inicial, o H_2SO_4 serve para reagir com o cobre solúvel remanescente mas, e isto é muito importante, começa a atacar o cobre insolúvel e os minerais de ganga, estes em

maior taxa de reação do que os primeiros. Então, a partir de um determinado tempo, o H_2SO_4 estará sendo empregado para solubilizar materiais inúteis ao mesmo tempo que extrai uma quantidade de cobre que talvez não compreense o H_2SO_4 gasto.

Para o estudo deste fator em condições reais é necessário empregar condições que simulem as condições encontradas na indústria quanto à granulometria, quantidade de minério a tratar, vasões de lixívia, etc.

De qualquer maneira, os resultados obtidos em escala de laboratório indicam que:

1. A recuperação de cobre total em relação ao tempo segue um comportamento previsível em função da granulometria das partículas, teor de cobre total e de cobre solúvel e finalmente da concentração de H_2SO_4 na lixívia.

Assim, para uma mesma concentração de H_2SO_4 e mesmo teor de oxidados, o tempo ótimo para recuperar mais de 90% do cobre solúvel dependerá da granulometria.

2. Pelos testes efetuados verificamos os seguintes tempos X recuperação de cobre solúvel;

Minério +4 mesh: recuperação de 90% cobre solúvel em 3 dias; em 9 dias, 96.5% do cobre solúvel foi extraído.

Minério -4+8 mesh: 90% cobre solúvel

em 3 dias; em 9 dias, 96.5% do cobre solúvel foi extraído.

Minério -4+8 mesh: 90% cobre solúvel recuperado em 48 horas; em 9 dias este valor aumentou para 96%.

Minério -8+14 mesh: 90% cobre solúvel recuperado em 24 horas, em 9 dias, este cobre aumentou para 96.5%.

Minério -1+3/8" : 90% cobre solúvel recuperado em 10-12 dias.

3. Nota-se que o cobre solúvel é prontamente solubilizado, desde que haja uma concentração de H_2SO_4 suficiente para manter um gradiente entre a lixívia e a interface de reação e o período de tempo sugere o emprego de lixiviação por percolação.

4. Para granulometrias entre -4+14 mesh, o tempo de lixiviação para solubilizar 90% ou mais do cobre solúvel é de 24 a 72 horas por percolação descendente.

2.5.5 - CONCLUSÕES

CONSIDERAÇÕES SOBRE A RECUPERAÇÃO DE COBRE DO MINÉRIO ZI UTILIZANDO LIXIVIAÇÃO ÁCIDA

Pela análise dos ensaios e resultados correspondentes, podemos chegar às seguintes conclusões:

1. O minério misto da Zona Intermediária é passível de ser lixiviado com soluções diluídas de H_2SO_4 , para recuperação do cobre solúvel (oxidado) presente e parte do insolúvel.

2. A concentração de H_2SO_4 deve ser maior ao início da lixiviação, da ordem de 50 g/l para haver gradiente elevado de teores entre a solução e a interface do mineral que reage. Posteriormente este valor poderá ser reduzido a 10 g/l, o suficiente para manter o pH tão baixo que não se precipitem sais hidratados de Fe e Al, além de servir para extrair cobre solúvel remanescente e pequena proporção de cobre insolúvel.

3. O tempo de lixiviação para se recuperar 90% ou mais de cobre solúvel depende da granulometria, mantidos os demais parâmetros constantes. Para frações entre -4+14 mesh, este período varia de 24 a 72 horas.

4. Para partículas compreendidas entre 3/8" a 1" de diâmetro, o período referido no item 3. é de 10 a 12 dias, dependendo da proporção relativa de cobre solúvel presente na amostra.

5. A lixívia carregada (pregnant solution) obtida por percolação descendente, contém de 0.65 a 5.58 g/l de cobre, dependendo das condições de operação e, entre elas, da relação líquido/sólido (em peso).

Assim para diversas relações l/s, obtivemos os seguintes valores médios:

TABELA LXVII
TEORES MÉDIOS DE LIXÍVIA EM COBRE

RELAÇÃO L/S (peso)	Cu (g/l)
1 : 1	2.41
2 : 1	1.54
5 : 1	1.28
10 : 1	0.96

Estes valores são médios e tem caráter orientativo; demonstram porém, que as lixívias carregadas da ZI podem ser tratadas tanto por cementação como por intercâmbio iônico & eletrorecuperação para extração do cobre metálico.

6. Considerando-se o elevado teor do minério em cobre (1.5 - 2%) e a proporção entre cobre solúvel e insolúvel ser próxima a 1, é nossa opinião que para este tipo de minério deva ser empregado um método extrativo que recupere tanto o cobre solúvel como o insolúvel como o insolúvel.

Como vimos, a percolação descendente é um meio eficiente para extrair o cobre solúvel mas não o é para o caso do cobre sulfetado, mesmo empregando Fe III.

7. O processo extrativo indicado neste caso é o dual ou duplo, isto é, lixiviação seguida

da flotação.

Este método vem sendo empregado com sucesso em minérios mistos, principalmente nos Estados Unidos e África.

8. O ciclo de lixiviação sugere a lixiviação por percolação descendente e/ou ascendente em tanques sem agitação (vat leaching), o qual é um processo semi-contínuo.

9. O emprego de lixiviação contínua (lixiviação com agitação) envolve a utilização de moinhos autógenos, os quais não são disponíveis em Camaquã.

10. Empregando o processo duplo, sugere-se a adoção de tanques em um circuito de decantação em contra-corrente (CCD) para partículas $-3/8''$ (9.6 mm); os parâmetros em escala contínua deverão ser fornecidos pelos testes em escala semi-piloto ou piloto.

11. De acordo com o que foi observado, em princípio não há necessidade de eliminação de finos antes da lixiviação, já que os minerais de ganga e da encaixante são bastante tenazes. A inexistência de materiais argilosos também favorece neste aspecto, pois deste modo não há a tendência de aglutinação dos mesmos, principalmente nas frações finas, o que dificulta a percolação das soluções.

12. As lixívias carregadas resultantes dos testes descritos podem ser tratadas por cementação ou intercâmbio iônico & eletrorecuperação, pois apresentam teores em cobre compatíveis com estes dois processos.

2.5.6 - Presença de ions metálicos em lixívia carregada

Durante a lixiviação, muitos outros ions metálicos além de cobre (alguns não metálicos) entram em solução.

Somente como ilustrações apresentamos alguns dados relativos à composição de lixívias diversas analisadas por espectrografia de emissão semiquantitativa:

DESCRIÇÃO DAS AMOSTRAS

As amostras 131 a 142 são resíduos de lixiviação resultantes de testes qualitativos. Condições experimentais:

Minério : misto da Zona Intermediária
Fração : > 4 mesh
Lixívia : 500 ml
 H_2SO_4 : 10 a 100 g/l

As amostras 15 e 16 são resultantes da lixiviação com agitação de escória de ustulação de concentrados de flotação nas condições:

RPM : 2500
Densidade polpa : 10% sólidos
 H_2SO_4 : 25 g/l
Lixívia : 450 ml

Amostras 110 e 126 são resultantes de lixiviação com agitação de diversos materiais contendo cobre. Vê-se que o H_2SO_4 solubiliza juntamente com o cobre, diversos outros cations metálicos.

A presença de Fe^{+2} na lixívia representa condição instável ao passo que a ocorrência de somente Fe^{3+} indica estado de equilíbrio.

Pela análise sob que forma o Fe encontra-se na lixívia, pode-se verificar qualitativamente em que direção tende o equilíbrio termodinâmico.

2.6 - Testes de flotação dos resíduos de lixiviação

2.6.1 - Ensaios Nº 01, 02, 03

2.6.1.1 - Objetivo

Recuperar o cobre contido em resíduos de lixiviação, principalmente o cobre sulfetado, por flotação espumante, incrementando assim, a recuperação total.

2.6.1.2 - Procedimento

1. Quarteamento da amostra original (2230 g), em frações de 500 g. Esta amostra é o resultado da lixiviação do teste ZI-15.

2. Quarteamento de uma amostra respectiva de cada fração para fins de análise química do cobre total e cobre solúvel.

3. Avaliação da liberação dos minerais de cobre presentes na amostra por estudo com lupa de laboratório.

4. Moagem a-65 mesh em moinho de barras (produto para flotação).

Condições de moagem:

- a) Relação água/sólido = 1/2
- b) Tempo: 10 min.
- c) Volume de barras: 35%

5. Ensaios de flotação

Foram realizados em célula Fagergren de laboratório, com capacidade 2000 ml.

CONDIÇÕES

ENSAIOS Nº 01 E 02

Foram usados os seguintes reagentes e proporções:

Etil xantato de Na = 80 e 150 g/ton

Silicato de Na = 400 g/ton

Óleo de pinho = 100 g/ton

pH do ensaio Nº 01 : 9

pH do ensaio Nº 02 : 6.9

ENSAIO Nº 03

Reagentes: Z200 = 60 g/ton

Dowfroth = 20 - 60 g/ton

Silicato de Na = 400 g/ton

pH = 11.5

A regulagem de pH para os 3 ensaios, foi feito pela adição de CaO.

Os ensaios obedeceram à seqüência de operações constantes à Fig. Nº 19.



Nota: O misto (middling) é um produto intermediário que, em uma instalação industrial, sempre recircula à flotação primária, como mostra o fluxograma à Fig. Nº 19.

Os concentrados finais foram obtidos após reflotação dos concentrados primários, para os 3 ensaios, conforme Fig. Nº 19.

2.6.1.3 - Resultados obtidos.

Os resultados dos ensaios, com a respectiva análise química dos diversos produtos encontrados estão sumarizados à TABELA LXVIII.

CÁLCULOS - BALANÇO DE MASSAS

Para os cálculos das diversas grandezas intervenientes em concentração por flotação, utilizaremos a seguinte simbologia:

- K = razão de concentração
- F = peso de alimentação (g)
- C = peso de concentrado (g)
- c = teor do concentrado (% Cu total)
- c' = teor do concentrado (% Cu solúvel)
- T = peso de rejeito (g)

t = teor do rejeito (% Cu total)

t' = teor do rejeito (% Cu solúvel)

f = teor da alimentação (% Cu total)

f' = teor da alimentação (% Cu solúvel)

R = recuperação (% Cu total)

R' = recuperação (% Cu solúvel)

As relações entre as diversas grandezas fornecem as seguintes expressões:

$$K = \frac{F}{C} ; F = C+T \text{ ou } Ff = Cc + Tt$$

$$K = \frac{C - t}{f - t}$$

$$R = 100 \frac{Cc}{Ff} \text{ ou } R = 100 \frac{c(f - t)}{f(c - t)}$$

$$R' = 100 \frac{c' (f' - t')}{f' (c' - t')}$$

Utilizando estas expressões, temos as recuperações e razões de concentração correspondentes à TABELA LXIX.

A TABELA LXX apresenta as médias e medianas dos resultados:

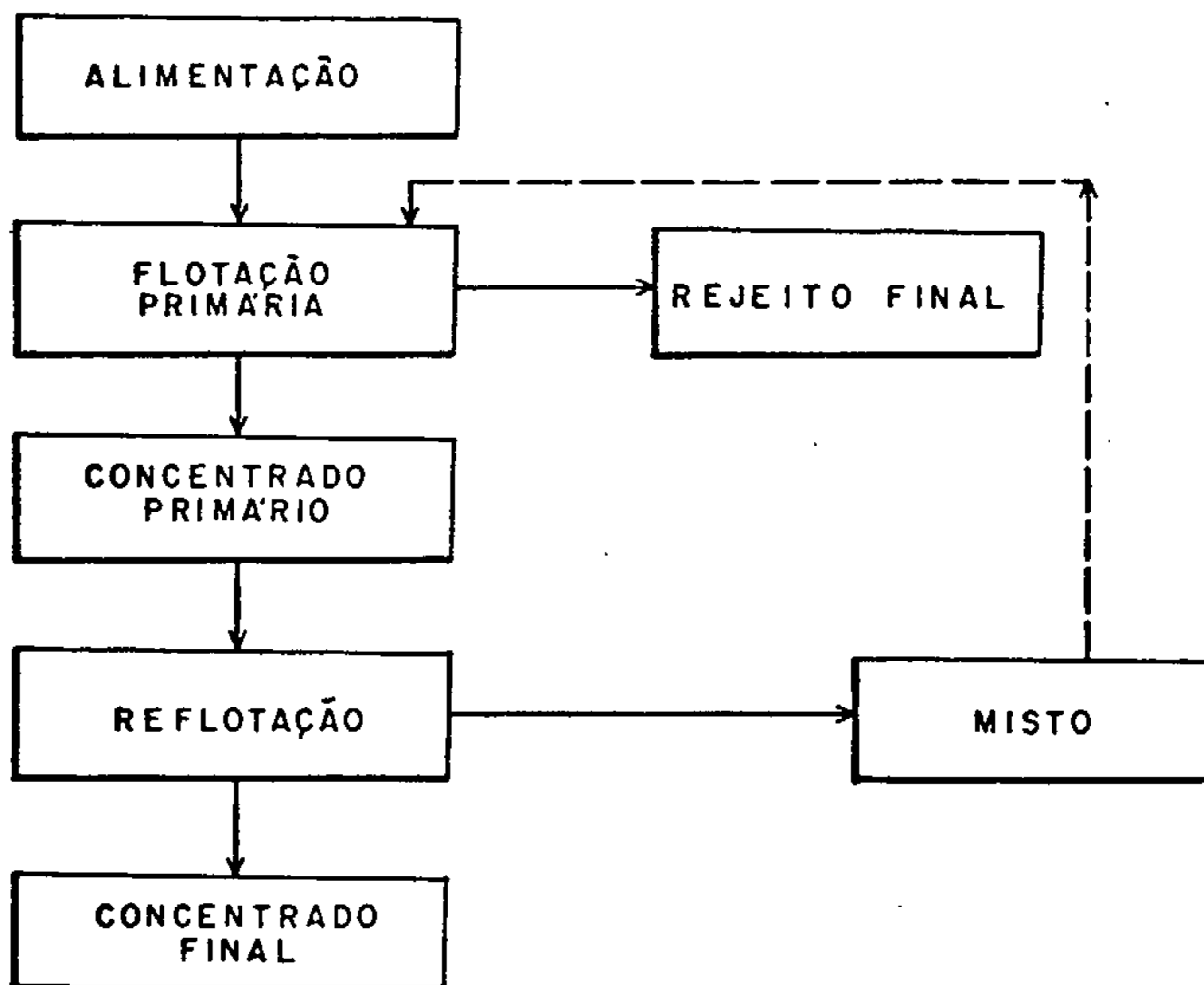


FIG. Nº 19 -- FLUXOGRAMA DOS ENSAIOS DE FLOTAÇÃO 01, 02 e 03

TABELA LXVIII
 ENSAIOS DE FLOTAÇÃO Nºs 01, 02 e 03

ENSAIO PRODUTO	1					2					3				
	DITEMI			Km 85		DITEMI			Km 85		DITEMI			Km 85	
	PESO %	Cu _T %	DIST. %	Cu _T %	Cu _S %	PESO %	Cu _T %	DIST. %	Cu _T %	Cu _S %	PESO %	Cu _T %	DIST. %	Cu _T %	Cu _S %
CONCENTRADO FINAL	0.93	62.50	76.71	65.75	0.89	1.04	61.50	78.45	68.70	0.91	1.03	60.00	74.24	64.21	0.67
MISTO (MIDDLING)	2.27	0.95	2.85	0.94	0.10	1.21	1.42	2.12	1.31	0.20	2.59	2.68	8.34	2.59	0.25
REJEITO FINAL	96.80	0.16	20.40	0.17	0.10	97.75	0.16	19.23	0.15	0.09	96.38	0.15	17.38	0.16	0.10
ALIMENTAÇÃO CALCULADA	100	0.76	100	0.80	0.11	100	0.81	100	0.77	0.10	100	0.83	100	0.81	0.11

TABELA LXIX
 RECUPERAÇÃO COMPARADAS - ENSAIOS FLOTAÇÃO
 01, 02, 03

ENSAIO	DITEMI		LAB Km-85			BALANÇO MASSAS		
	Nº	K	R	K	R	R'	DITEMI	Km-85
	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
1	102.2	79.2	111.2	77.8	10.2	97.4	97.5	
2	94.4	80.5	96.3	81.7	11.1	90.6	96.6	
3	88.0	81.0	95.6	81.3	10.7	86.3	94.3	
					MÉDIA	91.4	96.1	
					MEDIANA	90.6	96.6	

TABELA LXX
 MÉDIAS E MEDIANAS - ENSAIOS FLOTAÇÃO
 01, 02, 03

LAB	MÉDIAS (% Cu _T)			MEDIANAS (% Cu _T)		
	CONC.	MISTO	REJ.	CONC.	MISTO	REJ.
DITEMI	61.33	1.68	0.16	61.50	1.42	0.16
Km-85	64.55	1.61	0.16	63.70	1.31	0.16

2.6.1.4 - Conclusões

1. Os resultados obtidos indicam que

o resíduo de lixiviação ácida, após lavagem, pode ser concentrado com sucesso por flotação espumante com o objetivo de recuperar o cobre insolúvel remanescente.

2. Pela observação com lupa binocular, verificou-se ser a calcosina o mineral de cobre mais abundante.

3. As recuperações dos 3 ensaios foram satisfatórios (em torno de 80%), assim como os teores de concentrado (~60%).

4. Se considerarmos a recuperação do misto, o qual, em uma instalação industrial retorna à flotação primária, haverá, em consequência, um incremento na recuperação total.

5. Em suma: é tecnicamente viável a recuperação da fração sulfetada que aparece nos resíduos de lixiviação, às condições utilizadas.

2.6.2 - Ensaio de flotação de resíduos de lixiviação Nº 04, 05, 06, 07, 08.

2.6.2.1 - Objetivo

Os 5 resíduos do teste de lixiviação ZI-10 foram objeto de teste de flotação espumante no laboratório da DITEMI (Rio) no sentido de recuperar o cobre insolúvel (sulfetos) presentes nestes visando assim aumentar a recuperação total de cobre contido no minério bruto.

TEORES DOS RESÍDUOS

O teste ZI-10 foi subdividido em 5 subtestes, onde variou-se o teor de minério (involuntariamente) e a concentração de H_2SO_4 .

A análise química dos resíduos oferecem os seguintes teores (TABELA LXXI).

TABELA LXXI

TEORES DOS RESÍDUOS - TESTE ZI-10

AMOSTRA	COBRE TOTAL	COBRE SOLÚVEL
ZI-10	(%)	(%)
A	0.24	0.24
B	0.26	0.03
C	1.47	0.09
D	0.39	0.03
E	0.37	0.04

Natureza dos ensaios

Os ensaios de flotação com os resíduos de lixiviação foram realizados a nível de bancada (batch flotation).

2.6.2.2 - Trabalhos realizados

Na preparação de cada uma das amostras foi seguido o seguinte roteiro:

1. Britagem a -10 mesh (< 1.7 mm);
2. Amostragem por quarteamento e retirada de uma alíquota para análise química;
3. Observação do grau da liberação dos minerais de cobre por meio de lupa binocular;
4. Moagem a- 65 mesh a moinho de barras; este material constitui a alimentação para os ensaios de flotação.

Condições de moagem:

- Relação sólido/água = 2=1
- Tempo de moagem = 5 min.
- Volume de barras = 35%

2.6.2.3 - Condições de operação

Os ensaios, em número de 5 correspondentes a igual número de amostras, foram efetuados em célula Fagergren de 2000 ml. Segue relação dos reagentes e condições operacionais para cada ensaio.



Amostra ZI-10A (Ensaio 04)

etil xantato de sódio - 125 g/ton
silicato de sódio - 625 g/ton
óleo de pinho - 140 g/ton
pH (regulado com CaO) - 6.9

Amostra ZI-10 B (Ensaio 05)

etil xantato de sódio - 115 g/ton
silicato de sódio - 290 g/ton
óleo de pinho - 125 g/ton
pH (regulado com CaO) - 6.9

Amostra ZI-10 C (Ensaio 06)

etil xantato de sódio - 60 g/ton
isopropil xantato de sódio - 60 g/ton
silicato de sódio - 300 g/ton
óleo de pinho - 125 g/ton
pH (regulado com CaO) - 7.1

Amostra ZI-10 D (Ensaio 07)

isopropil xantato de sódio - 160 g/ton
silicato de sódio - 390 g/ton
óleo de pinho - 170 g/ton
pH (regulado com CaO) - 6.8

Amostra ZI-10 E (Ensaio 08)

Z 200 - 85 g/ton
Dow froth - 340 g/ton

silicato de sódio - 290 g/ton
 pH (regulado com CaO) - 11.5

Os concentrados finais foram obtidos após reflotação dos concentrados primários para os 5 ensaios, conforme mostra o esquema da Fig. Nº 20.

2.6.2.4 - Resultados obtidos

Os resultados dos ensaios podem ser visualizados às TABELAS LXXIII, LXIV, LXXV e LXXVI.

ENSAIO PRODUTOS	04 (ZI-10 A)				
	PESO (%)	COBRE TOTAL (%)	COBRE INSOLÚVEL (%)	DISTRIBUIÇÃO (%)	
				COBRE TOTAL	COBRE INSOLÚVEL
CONCENTRADO FINAL	1.05	31.79	31.50	80.0	86.9
CONCENTRADO SECUNDÁRIO	1.87	0.46	0.36	2.1	1.8
MISTO	5.15	0.56	0.48	6.9	6.5
REJEITO FINAL	91.93	0.05	0.02	11.0	4.8
ALIMENTAÇÃO CALCULADA	100.0	0.42	0.38	100.0	100.0
HEAD SAMPLE	-	0.40	0.35	-	-

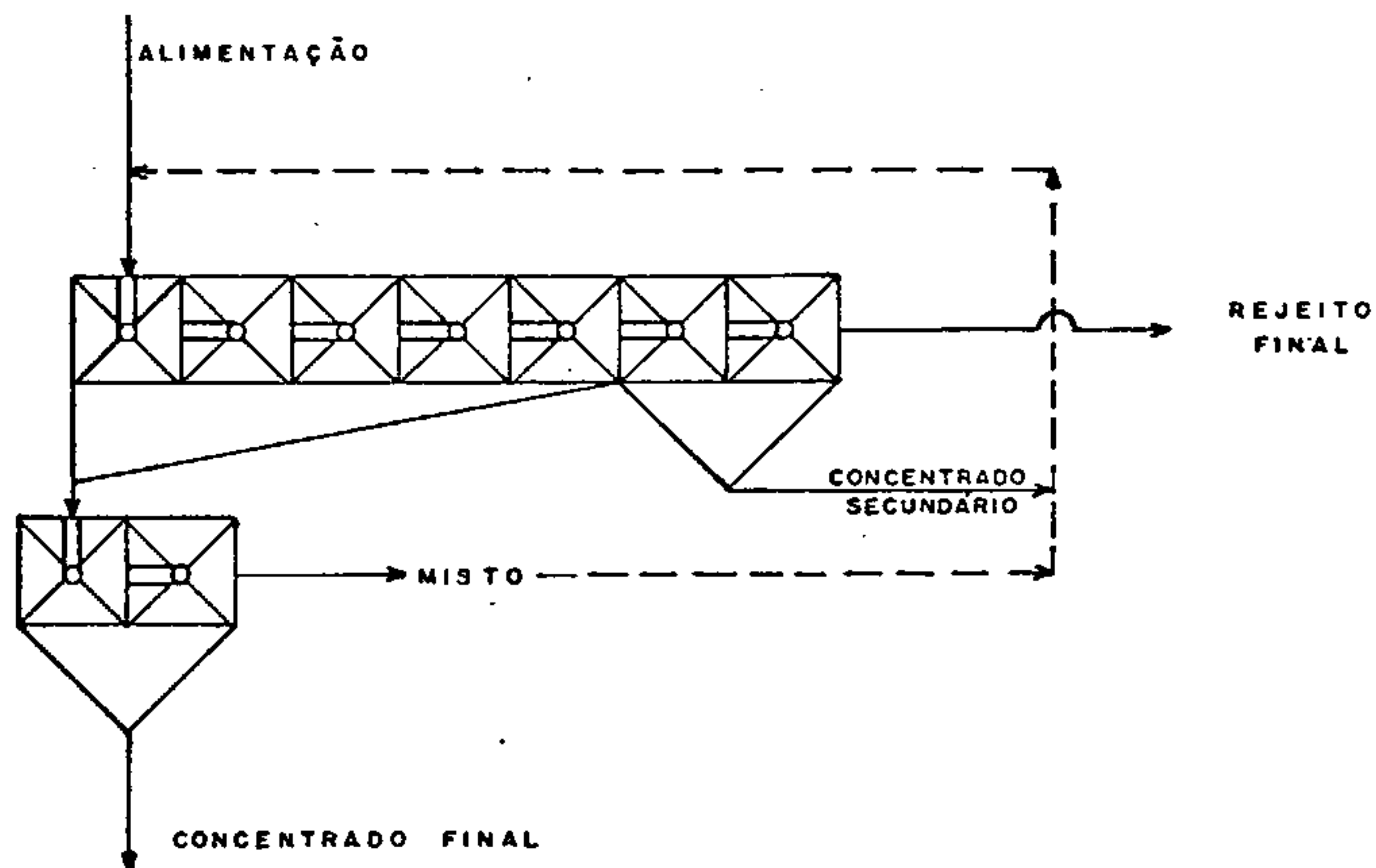


FIG. Nº 20 - DIAGRAMA DE OPERAÇÕES - ENSAIOS 04, 05, 06, 07, 08.

TABELA LXXIII
 RESULTADOS - ENSAIO FLOTAÇÃO 05

ENSAIO PRODUTOS	04 (ZI-10 B)				
	PESO (%)	COBRE TOTAL (%)	COBRE INSOLÚVEL (%)	DISTRIBUIÇÃO (%)	
				COBRE TOTAL	COBRE INSOLÚVEL
CONCENTRADO FINAL	0.94	55.59	54.75	85.7	89.8
CONCENTRADO SECUNDÁRIO	3.23	0.58	0.45	3.1	2.5
MISTO	4.13	0.77	0.63	5.2	4.5
REJEITO FINAL	91.70	0.04	0.02	6.0	3.2
ALIMENTAÇÃO CALCULADA	100.0	0.61	0.57	100.0	100.0
HEAD SAMPLE	-	0.58	0.52	-	-

TABELA LXXIV
 RESULTADOS - ENSAIO FLOTAÇÃO 06

ENSAIO PRODUTOS	06 (ZI-10 C)				
	PESO (%)	COBRE TOTAL (%)	COBRE INSOLÚVEL (%)	DISTRIBUIÇÃO (%)	
				COBRE TOTAL	COBRE INSOLÚVEL
CONCENTRADO FINAL	0.85	59.00	58.16	84.1	90.3
CONCENTRADO SECUNDÁRIO	3.33	0.41	0.18	2.3	1.1
MISTO	3.39	1.02	0.84	5.8	5.2
REJEITO FINAL	92.43	0.05	0.02	7.8	3.4
ALIMENTAÇÃO CALCULADA	100.0	0.59	0.55	100.0	100.0
HEAD SAMPLE	-	0.59	0.54	-	-

TABELA LXXV
 RESULTADOS - ENSAIO FLOTAÇÃO 07

ENSAIO PRODUTOS	07 (ZI-10 D)				
	PESQ (%)	COBRE TOTAL (%)	COBRE INSOLÚVEL (%)	DISTRIBUIÇÃO (%)	
				COBRE TOTAL	COBRE INSOLÚVEL
CONCENTRADO FINAL	86.3	57.47	56.68	86.3	93.7
CONCENTRADO SECUNDÁRIO	2.0	0.38	0.13	1.6	0.6
MISTO	4.8	0.57	0.40	4.8	3.7
REJEITO FINAL	92.0	0.04	0.01	7.3	2.0
ALIMENTAÇÃO CALCULADA	100.	0.51	0.46	100.0	100.0
HEAD SAMPLE	-	0.59	0.54	-	-

TABELA LXXVI
 RESULTADOS - ENSAIO FLOTAÇÃO 08

ENSAIO PRODUTOS	08 (ZI-10 E)				
	PESO (%)	COBRE TOTAL (%)	COBRE INSOLÚVEL (%)	DISTRIBUIÇÃO (%)	
				COBRE TOTAL	COBRE INSOLÚVEL
CONCENTRADO FINAL	0.36	59.86	50.10	78.5	87.7
CONCENTRADO SECUNDÁRIO	1.40	0.19	0.11	1.2	0.7
MISTO	4.51	0.43	0.32	8.3	7.0
REJEITO FINAL	93.73	0.03	0.01	12.0	4.6
ALIMENTAÇÃO CALCULADA	100.0	0.23	0.21	100.0	100.0
HEAD SAMPLE	-	0.27	0.24	-	-

Empregando as expressões já expostas, calculou-se razão de concentração (K) e a recuperação de cobre (R) para cada teste, conforme a TABELA LXXVII

TABELA LXXVII
RECUPERAÇÃO - TESTES 04, 05, 06, 07, 08

ENSAIO	K	R
Nº	F/C, %	% Cu _T
04	85.8	90.6
05	97.5	93.5
06	109.2	91.6
07	122.2	92.2
08	249.3	89.0

Os ensaios realizados obedecem à sequência de operações conforme a Fig. Nº 10.

2.6.2.5 - Conclusões

Os resultados obtidos indicam claramente que:

1. É tecnicamente viável a recuperação dos sulfetos de cobre presentes em resíduos de lixiviação do minério misto ZI;

2. Os teores dos concentrados variaram de 30 a 60% cobre total, considerados elevados; em condições industriais, estes valores tendem a baixar;

3. A recuperação de cobre total chegou a superar 90% nos testes A, B, C e D. Somente no teste E, atingiu valor inferior (89%).

Estas cifras podem ser incrementadas se forem replotados os mistos, conforme é prático usual na indústria.

4. A observação em lupa binocular dos concentrados mostrou certa predominância de calcopirita nos concentrados finais, o que talvez justifique a baixa recuperação de cobre sulfetado obtida nos testes de lixiviação, já que este é o sulfeto de cobre que oferece maior resistência à oxidação.

XI. ANDRADAS

XI. ANDRADAS

1. SINTESE DA MINERALOGIA - CONDIÇÕES DE OPERAÇÃO

Os minerais de minério principais são representados por crisocola, malaquita, calcosina (mais restritamente) e óxidos de ferro.

A azurita é rara.

Há predominância de minerais oxidados sobre os sulfetos, estes últimos contribuindo com cerca de 5% do total.

A mineralogia de Andradadas, no que se refere aos minerais de cobre, oferece condições favoráveis, em princípio, à aplicação da lixiviação ácida, já que crisocola e malaquita são minerais que apresentam elevada solubilidade em ácidos diluídos. (V. TAB.VI princ. min. cobre e propriedades).

O minério de Andradadas foi recebido em fragmentos que variam de 40 a 90 mm de \varnothing .

A cominuição e etapas subseqüentes foram em suas características gerais, idênticas às adotadas para o minério misto da ZI.

Como, porém, este minério apresenta uma característica indesejável, qual seja, a de se aglutinar as frações finas (stickness), houve a necessidade de se efetuar algumas modificações no fluxograma de cominuição.

Após britagem primária e secundária, o minério foi estocado sob duas formas:

a) Classificado em frações granulométricas obtidas com auxílio de um vibrador de peneiras do tipo Sherwen (V. foto 13);

b) Formando uma pilha de minério "as is" (foto 14).

2. ANÁLISE QUÍMICA E DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DE COBRE E CARBONATOS

O minério classificado foi submetido à análise química e apresentou os resultados da TABELA LXXVIII.



TABELA LXXVIII
TEORES EM COBRE - MINÉRIO ANDRADAS

FRAÇÃO (mesh)	LAB Km-85			CBC		
	Cu _T	Cu _S	OXID.	Cu _T	Cu _S	OXID.
	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
+3/4"	0.17	0.11	64.7	-	-	-
-3/4"+3/8"	0.35	0.28	80.0	0.41	0.31	70.6
+4	0.40	0.30	75.0	0.44	0.37	84.0
-4+8	0.45	0.30	66.7	0.60	0.39	65.0
-8+14	0.45	0.32	71.1	0.47	0.47	100.0
-14+28	0.48	0.38	79.2	0.48	0.48	100.0
-28+48	0.56	0.42	75.0	0.54	0.54	100.0
-48+65	0.62	0.32	51.6	0.64	0.57	89.0
-65+100	0.58	0.48	82.8	0.64	0.57	67.5
-100	0.70	0.53	75.7	0.74	0.50	83.4
-3/8"+3/4"	0.34	0.18	52.9			
+4	0.38	0.27	71.1			
-4+8	0.43	0.26	60.5			
-8+14	0.45	0.21	46.7			

OBS.:

1. A média ponderada de cobre total, segundo CBC, é de 0.50% (mais exatamente 0.499916%);

2. Amostras colhidas na pilha de estocagem deram como média:

Cobre total = 0.43%

Cobre solúvel = 0.32%

Oxidados = 74.5%

3. Amostra representativa de Andradas apresentou os seguintes valores em Ca e Mg:

TABELA LXXIX

ANÁLISE DE CARBONATOS - ANDRADAS

AMOSTRA	CaO	MgO	Ca ²⁺	Mg ²⁺	CaCO ₃ EQUIVAL.
Nº ou FRAÇÃO	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
1502-SP-M-009	0.3	4.0	-	-	8.5
-3/4"+3/8"	-	-	N.D.	3.03	10.5
+4 mesh	-	-	N.D.	2.63	9.1
-4+8 mesh	-	-	N.D.	2.92	10.1
-8+14 mesh	-	-	N.D.	3.03	10.5

N.D. = Não detectado

TABELA LXXX
 MINÉRIO ANDRADAS
 ANÁLISE DE COBRE E CARBONATOS

FRAÇÃO (mesh)	Cu _T (%)	Cu _S (%)	OXID. (%)	CaO (%)	MgO (%)	CaCO ₃ equiv. (%)
-3/4"+3/8"	0.30	0.28	93.3	0.26	5.8	12.6
+4	0.46	0.43	93.5	0.26	5.4	11.8
-4+9	0.45	0.43	95.6	0.23	5.6	12.2
-8+14	0.50	0.47	94.0	0.25	5.8	12.6
-14+28	0.55	0.53	96.4	0.24	5.9	12.8
-28+48	0.62	0.59	95.2	0.21	5.9	12.8
-48+100	0.52	0.48	92.3	0.19	5.8	12.5
-100	0.67	0.60	89.6	0.21	5.7	12.3

Vê-se pelas TABELAS LXXIX e LXXX que existe razoável proporção de CaCO_3 equivalente no minério, entre 8-12% o que talvez explique os relativamente altos consumos unitários de H_2SO_4 obtidos durante os testes de lixiviação.

Somente as partículas maiores que 14 mesh foram utilizadas nos testes. Acima desta malha, o minério de Andradas tende a se aglutinar, funcionando como cimento um mineral com propriedades similares ao talco (sericita?).

À TABELA LX apresenta a análise granulométrica do minério Andradas, depois de cominuído no LAB km-85 em condições já descritas.

TABELA LXXXI

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA E DISTRIBUIÇÃO - ANDRADAS

FRAÇÃO	DIÂMETRO	PESO	RETIDO	ACUMULADO
(mesh)	(mm)	(g)	(%)	(%)
-1"+3/4"	18.850	9.7	0.97	0.97
-3/4"+3/8"	9.423	148.0	14.80	15.77
+4	4.699	246.2	24.62	40.39
-4+8	2.362	168.6	16.06	57.25
-8+14	1.168	121.6	12.16	69.40
-14+28	0.598	90.7	9.07	78.48
-28+48	0.295	56.5	5.65	84.13
-48+65	0.208	33.8	3.38	87.51
-65+100	0.147	3.9	0.39	87.90
-100+200	0.074	39.0	3.90	91.80
-200	< 0.074	82.0	8.20	100.00
Σ			100.00	

3. ESCOLHA DO MÉTODO DE LIXIVIAÇÃO

O minério de Cerro dos Andradas é de baixo teor. Esse teor gira em torno de 0.50% cobre total e esse cobre engloba um percentual de oxidado que é solúvel em lixívias ácidas e uma outra parte sob a forma de sulfatos que não se solubiliza ou se dissolve apenas parcialmente.

Entre os métodos conhecidos, optou-se pelo método de lixiviação por percolação, pois em escala de bancada não se poderia tratar o minério por "heap leaching", pois como é sabido esse método envolve um grande período de lixiviação que vai de 60 dias a 12 meses. Quanto ao "Pressure Leaching", esse envolve temperaturas e pressões relativamente altas (pressões de 3.5 a 14.0 atm e temperaturas acima de 100°C), e não contávamos com equipamento para esse tipo de operação. Por outro lado, esse método constitui-se em uma alternativa para as operações pirometalúrgicas convencionais, e o objetivo dos testes foi de avaliar o comportamento do minério em relação aos diversos parâmetros que estão ligados à economicidade de um processo adequado às características do minério Andradas. Em etapa posterior deverá ser testada a lixiviação em pilhas (heap leaching) em escala piloto.

Procurou-se quantificar os parâmetros mais importantes que exercem papel significativo sobre a taxa de extração do cobre contido ou que tenha influência na economicidade do processo. Os fatores estudados foram:

- 1) Concentração de H_2SO_4
- 2) Granulometria



3. Fe III
4. Consumo unitário de H_2SO_4
5. Tempo

Outrossim, procedeu-se ainda a ensaios de flotação utilizando-se como alimentação os resíduos de lixiviação com o intuito de se recuperar o cobre remanescente (quase todo sulfetado).

4. METODOLOGIA

A massa de minério e o volume de solução nos percoladores foram fixados em 1000 g e 1500 ml, respectivamente. O sistema utilizado foi a percolação descendente em percoladores com capacidade para 2000 ml. A lixívia foi recirculada por airlifts e todas as junções foram vedadas com parafina para que a perda fosse a mínima possível, aproveitando-se da experiência adquirida durante a lixiviação do minério da Zona Intermediária.

O equipamento utilizado foi o mesmo que no caso de Camaquã.

As lixívias e os rejeitos foram retirados a cada 24 horas e analisados. Devido à falta de um aparelho de absorção atômica em que se necessita uma quantidade pequena de amostra para efetuar a análise, necessitou-se usar um percolador para cada dia, o que de certa forma retardou em muito o andamento dos ensaios. Nos primeiros testes tentou-se usar um percolador para cada teste, porém chegamos à conclusão ser este procedimento ine-

requível pois sendo a análise química processada por via não instrumental, necessitava-se de 50 ml para a análise. Uma vez que estas foram efetuadas em duplicatas, ao fim de 7 dias, mesmo evitando ao máximo as perdas, contariamos obrigatoriamente com menos 350 ml e esse fato dificultaria e prejudicaria o balanço de massas.

5. PARÂMETROS OPERACIONAIS

5.1 - Efeito da concentração de ácido-TESTE AD-01

Objetivo: Verificar o efeito da concentração de H_2SO_4 sobre a taxa de extração de cobre. Procurou-se manter os demais parâmetros constantes.

5.1.1 - Procedimento

Preparou-se 4 amostras de 500 g, cada uma delas com partículas compreendidas entre $-3/4"$ a $+14$ mesh. Essas amostras foram colocadas em soluções de diferentes concentrações, porém do mesmo volume (1000 ml) e as amostras agitadas periodicamente.

As lixívias foram analisadas somente duas vezes, a primeira delas após haver completado um dia de contato e a outra após 7 dias.

5.1.2 - Resultados

Podem ser visualizados à TABELA LXXXII.

TABELA LXXXII
 TESTE AD-01 - RESULTADOS

FRAÇÃO (mesh)	Cu _T (%)	H ₂ SO ₄ (g/l)	Cu (g/l)	
			1 DIA	7 DIAS
-3/4"+14	0.40	5	0.71	1.14
"	"	10	1.04	1.61
"	"	15	1.09	1.65
"	"	20	1.27	1.85

5.1.3 - Conclusões

1. Pela análise dos dados, a concentração de 20 g/l de H₂SO₄ é a que apresenta maior extração de cobre, depois de 7 dias, enquanto o inverso ocorre com a de 5 g/l;

2. A diferença entre os valores máximo e mínimo de cobre extraído é relativamente pequena se a compararmos com a razão das concentrações de H₂SO₄ utilizadas;

3. Sabe-se que a relação estequiométrica H₂SO₄/Cu é, em torno de 1.75; supondo-se que todo o cobre contido esteja sob forma de carbonato e levando-se em conta ainda outras reações paralelas com o ácido podemos admitir um valor H₂SO₄/Cu = 2.5;

4. Com um teor de 0.4% cobre, e admitindo a relação do item anterior necessita-se de 10 g de H_2SO_4 para solubilizar as 4 g de cobre contidas em 1000 g de amostra.

5. Pela experiência adquirida na lixiviação do minério ZI, sabe-se que é necessário deixar algum H_2SO_4 livre na lixívia, a fim de manter o pH tão baixo de modo a não haver hidrólise e precipitação de sais metálicos que podem estar eventualmente presentes.

6. Desta maneira escolheu-se a concentração de 15 g/l para os testes de lixiviação, o que em termos absolutos é um valor baixo se comparado às concentrações citadas na literatura mundial.

5.2 - Granulometria

5.2.1 - Procedimento

Devido ao método de lixiviação escolhido e à capacidade dos percoladores, foi fixada uma determinada faixa granulométrica de operação que teve por limite superior a fração 3/4" e por limite inferior a fração 14 mesh. Pela análise granulométrica observa-se que a percentagem de partículas 3/4" é muito pequena, daí não ter sido esta usada isoladamente e sim em conjunto com as partículas de 3/8" ou em conjunto com as outras formando uma só amostra. Desta maneira os testes efetuados, englobam 5 amostras com as seguintes granulometrias e seus respectivos teores de cobre total e cobre solúvel, correspon

dentes aos ensaios AD-02, AD-03, AD-04, AD-05 e AD-06.

TABELA LXXXIII

TEORES INICIAIS DE COBRE
TESTES AD-020, 030, 040, 050, 060.

TESTE	FRAÇÃO	Cu _T	Cu _S	OXID.
Nº	(mesh)	(%)	(%)	(%)
AD-020	-3/4"+14	0.41	0.25	61.0
AD-030	-3/4"+3/8"	0.35	0.28	80.0
AD-040	+4	0.40	0.30	75.0
AD-050	-4+8	0.45	0.30	66.7
AD-060	-8+14	0.45	0.32	71.1

5.2.2 - Eficiência de extração

A eficiência de extração foi calculada a partir de balanço de massas efetuado com base no teor de cobre e massa de minério no rejeito, e no teor de cobre e massas de minério na alimentação. Assim sendo, buscamos relacionar alimentação e rejeito, uma vez que o concentrado no caso é líquido (lixívia) e seria muito difícil relacioná-lo com sólido. Além disso, o cobre obtido na lixívia na verdade não corresponde ao valor verdadeiro, pois erros como perda de lixívia no manuseio, por mais que sejam evitados, sempre ocorrem; associado a isso, parte do cobre solubilizado durante a lixiviação ficará re-

tido no corpo do minério, muito embora utilizamo-nos da lavagem. Parte da lixívia é perdida devido ao arrasto que sofre pelo ar comprimido que aciona os airlifts. Mesmo com as devidas precauções tomadas, os valores absolutos com que se operou não chegam a ser suficientemente significativos para absorverem e diluírem os diversos erros mencionados e que normalmente ocorrem em trabalhos dessa natureza. Dessa forma, como dissemos anteriormente, o balanço de massa foi calculado em função da massa e o teor do rejeito, utilizando-se a seguinte expressão:

$$E = \frac{T \cdot x \cdot t}{F \cdot x \cdot f} \times 100$$

onde:

T = peso do rejeito (g)

t = teor em cobre do rejeito (%)

F = peso da amostra (g)

f = teor em cobre da amostra (%)

5.2.3 - Lixiviação sem correção da acidez

Apresentamos a seguir as tabelas com os resultados obtidos, após lixiviação das diversas frações granulométricas por um período de 7 dias com solução de H_2SO_4 (15 g/l) sem correção da acidez, isto é, sem compensação do ácido consumido.

TABELA LXXXIV

RESULTADOS - TESTE AD-020 - FRAÇÃO {-3/4" + 14 mesh}

TESTE	PESO	TEMPO	TEOR MINÉRIO		COBRE CONTIDO		TEOR RESÍDUO		PESO REJEITO	COBRE OBTIDO	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO	
			Nº	(g)	(dias)	Cu _T	Cu _S	Cu _T			Cu _S	Cu _T
			(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)			(%)	(%)
AD-021	1000.0	1	0.41	0.35	4.1	3.5	0.23	0.13	987.0	2.13	45.0	63.0
AD-022	"	2	"	"	"	"	0.20	0.13	986.0	2.45	52.0	63.0
AD-023	"	3	"	"	"	"	0.15	0.11	983.0	2.48	64.0	70.0
AD-024	"	4	"	"	"	"	0.15	0.10	983.0	2.66	64.0	70.0
AD-025	"	5	"	"	"	"	0.15	0.10	983.0	2.71	64.0	70.0
AD-026	"	6	"	"	"	"	0.15	0.10	984.0	3.05	64.0	70.0
AD-027	"	7	"	"	"	"	0.27	0.12	990.0	1.52	35.0	66.0
TOTAL	7000.0				28.7	24.5			6896.0	17.00	55.4	67.0

PESO TOTAL EXTRAÍDO: 104 g

PESO TOTAL DE COBRE EXTRAÍDO: 17 g

TABELA LXXXV

TESTE AD-030-RESULTADOS - FRAÇÃO {-3/4" + 3/8"}

TESTE	PESO	TEMPO	TEOR MINÉRIO		COBRE CONTIDO		TEOR RESÍDUO		PESO RESÍDUO	COBRE OBTIDO	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO	
			Cu _T	Cu _S	Cu _T	Cu _S	Cu _T	Cu _S			Cu _T	Cu _S
Nº	(g)	(dias)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)
AD-031	1000.0	1	0.35	0.28	3.5	2.8	0.24	0.19	992.0	1.45	32.0	33.0
AD-032	"	2	"	"	"	"	0.22	0.19	991.0	1.67	38.0	33.0
AD-033	"	3	"	"	"	"	0.20	0.13	987.0	1.65	44.0	55.0
AD-034	"	4	"	"	"	"	0.15	0.08	986.0	2.00	58.0	72.0
AD-035	"	5	"	"	"	"	0.17	0.08	983.0	2.28	52.0	73.0
AD-036	"	6	"	"	"	"	0.17	0.12	992.0	2.10	52.0	58.0
AD-037	"	7	"	"	"	"	0.20	0.06	987.0	1.90	44.0	79.0
TOTAL	7000.0				24.5	19.6			6918.0	13.05	45.7	57.6

PESO TOTAL EXTRAÍDO: 82.00 g

PESO COBRE EXTRAÍDO: 13.05 g

TABELA LXXXVI

TESTE AD-040 - RESULTADOS - FRAÇÃO +4 mesh

TESTE	PESO	TEMPO	TEOR MINÉRIO		COBRE CONTIDO		TEOR RESÍDUO		PESO RESÍDUO	COBRE OBTIDO	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO	
			Cu _T	Cu _S	Cu _T	Cu _S	Cu _T	Cu _S			Cu _T	Cu _S
Nº	(g)	(dias)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)
AD-041	1000.0	1	0.40	0.30	4.0	3.0	0.20	0.13	990.0	2.39	50.0	57.0
AD-042	"	2	"	"	"	"	0.18	0.14	992.0	2.38	55.0	54.0
AD-043	"	3	"	"	"	"	0.17	0.12	988.0	2.66	58.0	61.0
AD-044	"	4	"	"	"	"	0.14	0.11	984.0	2.66	65.0	64.0
AD-045	"	5	"	"	"	"	0.15	0.09	983.0	2.50	66.0	71.0
AD-046	"	6	"	"	"	"	0.13	0.09	984.0	2.70	68.0	71.0
AD-047	"	7	"	"	"	"	0.13	0.09	989.0	2.77	68.0	71.0
TOTAL	7000.0				28.0	21.0			6910.0	18.06	61.0	64.0

PESO TOTAL EXTRAÍDO:: 90.00 g

PESO COBRE EXTRAÍDO:: 18.00 g

TABELA LXXXVII

TESTE AD-050 - RESULTADOS - FRAÇÃO -4 +8 mesh

TESTE	PESO	TEMPO	TEOR MINÉRIO		COBRE CONTIDO		TEOR RESÍDUO		PESO RESÍDUO	COBRE OBTIDO	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO	
			Nº	(g)	(dias)	Cu _T	Cu _S	Cu _T			Cu _S	Cu _T
			(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)			(%)	(%)
AD-041	1000.0	1	0.45	0.30	4.5	3.0	0.16	0.10	988.0	2.49	65.0	67.0
AD-042	"	2	"	"	"	"	0.13	0.07	985.0	2.80	72.0	77.0
AD-043	"	3	"	"	"	"	0.13	0.07	984.0	2.79	72.0	77.0
AD-044	"	4	"	"	"	"	0.13	0.07	983.0	2.66	72.0	77.0
AD-045	"	5	"	"	"	"	0.13	0.06	989.0	2.99	72.0	80.0
AD-046	"	6	"	"	"	"	0.11	0.05	986.0	2.95	76.0	84.0
AD-047	"	7	"	"	"	"	0.10	0.04	987.0	3.04	78.0	87.0
TOTAL	7000.0				31.5	21.0			6902.0	19.72	72.0	78.0

PESO TOTAL EXTRAÍDO: 98.00 g

PESO COBRE EXTRAÍDO: 19.72 g

TABELA LXXXIX

TESTE AD-060 - RESULTADOS - FRAÇÃO -8 +14 mesh

TESTE	PESO	TEMPO	TEOR MINEIRO		COBRE CONTIDO		TEOR RESÍDUO		PESO RESÍDUO	COBRE OBTIDO	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO	
			Cu _T	Cu _S	Cu _T	Cu _S	Cu _T	Cu _S			Cu _T	Cu _S
Nº	(g)	(dias)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)
AD-061	1000.0	1	0.45	0.32	4.5	3.2	0.15	0.07	991.0	2.90	67.0	78.0
AD-062	"	2	"	"	"	"	0.12	0.06	986.0	2.80	74.0	82.0
AD-063	"	3	"	"	"	"	0.12	0.06	979.0	3.21	74.0	82.0
AD-064	"	4	"	"	"	"	0.12	0.07	983.0	3.20	74.0	79.0
AD-065	"	5	"	"	"	"	0.12	0.05	984.0	3.21	74.0	85.0
AD-066	"	6	"	"	"	"	0.11	0.04	987.0	3.31	76.0	88.0
AD-067	"	7	"	"	"	"	0.11	0.03	979.0	3.25	76.0	91.0
TOTAL	7000.0				31.5	22.4			6889.0	21.88	73.6	83.6

PESO TOTAL EXTRAÍDO: 111 g

PESO COBRE EXTRAÍDO: 21.88 g

5.2.4 - Lixiviação com correção de acidez

Testes AD-070 e AD-080

Procedimento

Essas mesmas frações foram lixiviadas sob as mesmas condições, só que desta vez efetuou-se a correção da acidez, pois como se sabe, à medida que a reação vai se processando o ácido vai sendo consumido, fazendo com que o pH e a concentração variem, daí a necessidade de se fazer a correção. Essa correção ou ajuste foi processado da seguinte forma: a cada 24 horas as lixívias eram recolhidas dos percoladores e fazia-se a leitura do pH correspondente. A partir desse valor, era adicionada a quantidade de H_2SO_4 necessária para que as condições iniciais de trabalho fossem atingidas. As amostras foram lixiviadas por períodos de 7 (AD-070) e de 14 dias (AD-080) e nas tabelas a seguir mostramos a quantidade de ácido adicionada após esses períodos nas respectivas amostras e as eficiências de extração obtidas.

TABELA XC

 H_2SO_4 ADICIONADO - TESTES AD-070, AD-080

FRAÇÃO	ÁCIDO ADICIONADO (g)	
	7 dias	14 dias
mesh		
-3/4"+14	43.80	88.70
-3/4"+3/8"	35.30	81.10
+4	46.30	83.10
-4+8	53.40	104.20
-8+14	59.10	113.40

TABELA XCI
 TESTE AD-070
 EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO COM CORREÇÃO ACIDEZ -7 DIAS

TESTE	FRAÇÃO	TEOR		PESO	TEMPO	COBRE CONTIDO		RESÍDUO	TEOR RESÍDUO		COBRE OBTIDO	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO	
		Cu _T	Cu _S			(g)	(dias)		Cu _T	Cu _S		(g)	Cu _T
Nº	(mesh)	(%)	(%)	(g)	(dias)	(g)	(g)	(g)	(%)	(%)	(g)	(%)	(%)
AD-071	-3/4"+14	0.41	0.35	1000.0	7	4.1	3.5	977.0	0.12	0.04	3.13	71.0	90.0
AD-072	-3/4"+3/8"	0.35	0.28	"	"	3.5	2.8	981.0	0.12	0.04	2.17	66.0	87.0
AD-073	+4	0.40	0.30	"	"	4.0	3.0	976.0	0.12	0.04	3.24	71.0	87.0
AD-074	-4+8	0.45	0.30	"	"	4.5	3.0	971.0	0.09	0.03	3.21	81.0	91.0
AD-075	-8+14	0.45	0.32	"	"	4.5	3.2	968.0	0.10	0.03	3.21	76.0	91.0

TABELA XCII

TESTE AD-080

EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO COM CORREÇÃO ACIDEZ 14 DIAS

TESTE	FRAÇÃO	TEOR		PESO	TEMPO	COBRE CONTIDO		RESÍDUO	TEOR RESÍDUO		COBRE OBTIDO	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO	
		Cu _T	Cu _S			Cu _T	Cu _S		Cu _T	Cu _S		Cu _T	Cu _S
Nº	(mesh)	(%)	(%)	(g)	(dias)	(g)	(g)	(g)	(%)	(%)	(g)	(%)	(%)
AD-081	-3/4"+14	0.41	0.35	1000.0	14	4.1	3.5	961.0	0.10	0.04	3.22	77.0	90.0
AD-082	-3/4"+3/8"	0.35	0.28	"	"	3.5	2.8	964.0	0.11	0.05	2.20	70.0	83.0
AD-083	+4	0.40	0.30	"	"	4.0	3.0	958.0	0.09	0.04	3.24	78.0	88.0
AD-084	-4+8	0.45	0.30	"	"	4.5	3.0	965.0	0.08	0.04	3.13	83.0	88.0
AD-085	-8+14	0.45	0.30	"	"	4.5	3.2	937.0	0.07	0.03	2.94	85.0	92.0

5.3 - Efeito do Fe III

TESTES AD-090, AD-100, AD-110, AD-120, AD-130

O uso do sulfato fêrrico (fonte de Fe III), deve-se ao fato dele atuar como agente oxidante dos sulfetos e além disso, quando usado em adição à solução ácida, reduzir o consumo do ácido.

5.3.1 - Quimismo

As reações sugeridas são:

Calcopirita



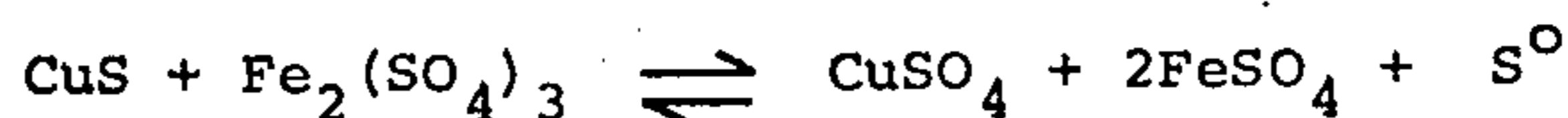
Bornita



Calcosina



Covelina



A bornita se dissolve em duas etapas, na primeira passando a calcopirita e na segunda a sulfato de cobre e ferro. Aparentemente, todo o enxofre do sulfeto é oxidado a enxofre elementar.

Com base em referência bibliográfica (14) utilizamos 4 gramas de Fe III para uma solução de 15 g/l de H_2SO_4 . A rigor, o teste com sulfato férrico requer um estudo mais detalhado, com utilização de instrumental analítico mais sofisticado do que dispúnhamos no LAB km-85.

5.3.2 - Resultados

Seguem-se tabelas com respectivos dados obtidos no cálculo das eficiências de extração dos 5 testes efetuados.

TABELA XCIII

TESTE AD-090: RESULTADOS - FRAÇÃO {-3/4" +14 mesh}

TESTE	PESO	TEMPO	TEOR MINÉRIO		COBRE CONTIDO		TEOR RESÍDUO		PESO RESÍDUO	COBRE CONTIDO	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO	
			Cu _T	Cu _S	Cu _T	Cu _S	Cu _T	Cu _S			Cu _T	Cu _S
Nº	(g)	(dias)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)
AD-091	1000.0	1	0.41	0.35	4.1	3.5	0.20	0.13	986.0	2.22	52.0	63.0
AD-092	"	2	"	"	"	"	0.19	0.08	988.0	2.56	54.0	77.0
AD-093	"	3	"	"	"	"	0.18	0.09	985.0	2.70	57.0	75.0
AD-094	"	4	"	"	"	"	0.13	0.09	988.0	2.63	69.0	75.0
AD-095	"	5	"	"	"	"	0.18	0.09	984.0	2.57	57.0	75.0
AD-096	"	6	"	"	"	"	0.13	0.08	984.0	3.08	69.0	77.0
AD-097	"	7	"	"	"	"	0.13	0.09	980.0	3.05	69.0	75.0
TOTAL	7000.0				28.7	24.5			6895.0	18.81	61.0	73.0

PESO TOTAL EXTRAÍDO: 105.0 g

PESO COBRE EXTRAÍDO: 18.8 g

TABELA XCIV

TESTE AD-100 - RESULTADOS - FRAÇÃO {-3/4" +3/8"}

TESTE	PESO	TEMPO	TEOR MINÉRIO		COBRE CONTIDO		TEOR RESÍDUO		PESO RESÍDUO	COBRE CONTIDO	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO	
			Nº	(g)	(dias)	Cu _T	Cu _S	Cu _T			Cu _S	Cu _T
			(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)			(%)	(%)
AD-101	1000.0	1	0.35	0.28	3.5	2.8	0.23	0.14	996.0	1.14	35.0	50.0
AD-102	"	2	"	"	"	"	0.20	0.14	990.0	1.51	43.0	50.0
AD-103	"	3	"	"	"	"	0.19	0.13	989.0	1.68	46.0	54.0
AD-104	"	4	"	"	"	"	0.17	0.13	988.0	1.78	52.0	54.0
AD-105	"	5	"	"	"	"	0.16	0.10	987.0	2.01	55.0	65.0
AD-106	"	6	"	"	"	"	0.15	0.08	985.0	2.10	58.0	72.0
AD-107	"	7	"	"	"	"	0.12	0.08	983.0	2.36	66.0	72.0
TOTAL	7000.0				24.5	19.6			6918.0	12.58	51.0	59.6

PESO TOTAL EXTRAÍDO: 82 g

PESO COBRE EXTRAÍDO: 12.58 g

TABELA XCV

TESTE AD-110 - RESULTADOS - FRAÇÃO +4 mesh

TESTE	PESO	TEMPO	TEOR MINÉRIO		COBRE CONTIDO		TEOR RESÍDUO		PESO RESÍDUO	COBRE CONTIDO	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO	
			Nº	(g)	(dias)	Cu _T	Cu _S	Cu _T			Cu _S	Cu _T
			(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)			(%)	(%)
AD-111	1000.0	1	0.40	0.30	4.0	3.0	0.20	0.17	993.0	2.06	50.0	44.0
AD-112	"	2	"	"	"	"	0.18	0.14	993.0	2.31	55.0	54.0
AD-113	"	3	"	"	"	"	0.15	0.13	985.0	2.62	63.0	57.0
AD-114	"	4	"	"	"	"	0.13	0.11	984.0	2.86	68.0	64.0
AD-115	"	5	"	"	"	"	0.12	0.06	983.0	2.99	70.0	88.0
AD-116	"	6	"	"	"	"	0.10	0.05	982.0	3.00	75.0	84.0
AD-117	"	7	"	"	"	"	0.09	0.03	981.0	3.01	78.0	90.0
TOTAL	7000.0				28.0	21.0			6901.0	18.85	66.0	67.7

PESO TOTAL EXTRAÍDO: 99.00 g

PESO COBRE EXTRAÍDO: 18.85 g

TABELA XCVI

TESTE AD-120 : RESULTADOS - FRAÇÃO -4 +8 mesh

TESTE	PESO	TEMPO	TEOR MINÉRIO		COBRE CONTIDO		TEOR RESÍDUO		PESO RESÍDUO	COBRE CONTIDO	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO	
			Nº	(g)	(dias)	Cu _T	Cu _S	Cu _T			Cu _S	Cu _T
			(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)			(%)	(%)
AD-121	1000.0	1	0.45	0.30	4.5	3.0	0.19	0.12	994.0	2.50	58.0	63.0
AD-122	"	2	"	"	"	"	0.17	0.09	986.0	2.69	63.0	70.0
AD-123	"	3	"	"	"	"	0.15	0.08	985.0	2.77	67.0	74.0
AD-124	"	4	"	"	"	"	0.14	0.07	985.0	2.94	69.0	77.0
AD-125	"	5	"	"	"	"	0.13	0.05	984.0	3.13	72.0	84.0
AD-126	"	6	"	"	"	"	0.12	0.05	984.0	3.23	74.0	84.0
AD-127	"	7	"	"	"	"	0.11	0.03	982.0	3.29	76.0	90.0
TOTAL	7000.0				31.5	21.0			6900.0	20.55	68.0	77.4

PESO TOTAL EXTRAÍDO: 100 g

PESO COBRE EXTRAÍDO: 20.55 g

TABELA XCVII

TESTE AD-130 : RESULTADOS - FRAÇÃO -8 +14 mesh

TESTE	PESO (g)	TEMPO (dias)	TEOR MINÉRIO		COBRE CONTIDO		TEOR RESÍDUO		PESO RESÍDUO (g)	COBRE CONTIDO (g)	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO	
			Cu _T (%)	Cu _S (%)	Cu _T (g)	Cu _S (g)	Cu _T (%)	Cu _S (%)			Cu _T (%)	Cu _S (%)
AD-131	1000.0	1	0.45	0.32	4.5	3.2	0.17	0.10	993.0	2.73	62.0	70.0
AD-132	"	2	"	"	"	"	0.15	0.08	989.0	2.95	67.0	76.0
AD-133	"	3	"	"	"	"	0.14	0.08	989.0	3.02	69.0	76.0
AD-134	"	4	"	"	"	"	0.13	0.07	985.0	3.23	72.0	79.0
AD-135	"	5	"	"	"	"	0.12	0.07	982.0	3.34	74.0	79.0
AD-136	"	6	"	"	"	"	0.10	0.06	982.0	3.37	78.0	82.0
AD-137	"	7	"	"	"	"	0.08	0.03	982.0	3.48	82.0	91.0
TOTAL	7000.0				31.5	22.4			6902.0	22.12	72.0	79.0

PESO TOTAL EXTRAÍDO: 98.00 g

PESO COBRE EXTRAÍDO: 22.12 g

TABELA XCVIII
 EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO EM FUNÇÃO DA GRANULOMETRIA

GRANULOMETRIA (mesh)	CICLO DE 7 DIAS			CICLO DE 14 DIAS		
	H ₂ SO ₄ (15 g/l)	H ₂ SO ₄ + Fe III (15 g/l + 4 g/l)	H ₂ SO ₄ (15 g/l) ACIDEZ CORRIGIDA	H ₂ SO ₄ (15 g/l)	H ₂ SO ₄ + Fe III (15 g/l + 4 g/l)	H ₂ SO ₄ (15 g/l) ACIDEZ CORRIGIDA
-3/4"+14	55.0	61.0	62.0	-	-	77.0
-3/4"+3/8"	46.0	51.0	67.0	-	-	70.0
+4	61.0	66.0	61.0	-	-	79.0
-4+8	72.0	62.0	81.0	-	-	83.0
-8+14	74.0	73.0	79.0	-	-	86.0

5.4 - Conclusões parciais

Dos testes efetuados em diferentes condições, podemos concluir a respeito da eficiência da extração sob o ponto de vista de granulometria (TABELA XCVIII):

1. A eficiência de extração é inversamente proporcional ao diâmetro de partícula empregada.

2. O uso de Fe III não influi de modo significativo no sentido de uma maior extração do cobre em relação à lixívia contendo apenas H_2SO_4 .

Tal fato talvez se explique pela presença em pequena proporção de sulfetos de cobre no minério, os quais, como salientado, são preferencialmente oxidados pelo Fe III.

3. A eficiência de extração é função do tempo de lixiviação.

4. A correção periódica da acidez incrementa a extração de cobre, indicando que reações colaterais ocorrem durante a solubilização do metal. Inferese que, quando o pH atinge determinado valor as relações de ácido com a ganga se tornam preferenciais em relação aos minerais de cobre, ou pelo menos, tem maior taxa de reação.

5.5 - CONSUMO UNITÁRIO DE ÁCIDO SULFÚRICO

5.5.1 - Considerações gerais

O minério de Andradas, que apresenta baixo teor de (0.4 a 0.5%), foi tratado com uma quantidade de ácido que apresenta a relação "ácido/cobre contido", bem maior do que a estequiométrica.

Essa relação está fundamentada em:

(1) ensaios preliminares que indicaram um consumo relativamente alto de ácido;

(2) o material testado era proveniente de amostragem de canal de trincheiras superficiais e nesse material não foi constatada a presença de carbonatos, a não ser os de cobre (CASTRO, V.H.S., 1975); contudo, através do relatório de pesquisa da jazida (CASTANHO, 74) verifica-se que, em profundidade, a rocha chega a ser classificada como clorita/xisto carbonatado, ou até como calcário xistoso, ocorrendo também frequentes intercalações de veios de calcita. As amostras globais de testemunhos de sondagens fornecem resultados médios expressos em CaCO_3 equivalente que atingem 8%, havendo casos em que se chegou aos 17% de CaCO_3 .

De qualquer forma, terá que ser feito um estudo de viabilidade econômica, em relação ao custo de consumo de ácido vs. valor de cobre extraído, fator esse que não foi enfocado, pois foge ao escopo do presente trabalho.

5.5.2 - Ensaio sem correção da acidez

A seqüência da operação foi a mesma seguida no caso de Camaquã. Para determinação do H_2SO_4 livre utilizou-se o método volumétrico (titulação com NaOH).

Foram usadas 2 lixívias:

1. Com H_2SO_4 (15 g/l) - Testes AD-140, AD-150, AD-160, AD-170, AD-180.

2. H_2SO_4 + Fe III (15 g/l + 4 g/l) - Testes AD-190, AD-200, AD-210, AD-220, AD-230.

Período de tempo adotado: 7 dias

RESULTADOS

Estão sumarizados às TABELAS XCIX, C, CI, CII, CIII, CIV, CV, CVI, CVII, para frações individualizadas.

5.5.3 - Com correção da acidez

As TABELAS CVI e CVII estão resumidos os resultados do consumo de ácido para as granulometrias empregadas em função do período de lixiviação, 7 e 14 dias, respectivamente (testes AD-240 e AD-250).

TABELA XCIX

TESTE AD-140 : CONSUMO H_2SO_4 - FRAÇÃO $\{-3/4" +14 \text{ mesh}\}$

TESTE	TEMPO	pHi	H_2SO_4	pHf	H_2SO_4	COBRE OBTIDO	H_2SO_4	H_2SO_4
Nº	(dias)	(ion.g/l)	(g)	(ion.g/l)	(g)	(g)	Kg/ton min.	Kg/KgCu
AD-141	1	0.30	22.5	0.75	7.83	2.13	14.67	6.88
AD-142	2	"	"	0.90	5.68	2.45	16.82	6.86
AD-143	3	"	"	1.00	4.20	2.48	18.30	7.38
AD-144	4	"	"	1.15	2.52	2.66	19.98	7.51
AD-145	5	"	"	1.25	1.82	2.71	20.68	7.63
AD-146	6	"	"	1.25	1.75	3.05	20.75	6.80
AD-147	7	"	"	1.65	0.67	1.52	21.83	14.36
TOTAL			157.5		24.47	17.00	133.03	7.82

TABELA C

TESTE AD-150: CONSUMO H_2SO_4 - FRAÇÃO $\{-3/4" + 3/8"\}$

TESTE	TEMPO	pHi	H_2SO_4	pHf	H_2SO_4	COBRE OBTIDO	H_2SO_4	H_2SO_4
Nº	(dias)	(ion.g/l)	(g)	(ion.g/l)	(g)	(g)	Kg/ton min.	Kg/KgCu
AD-151	1	0.30	22.5	0.60	11.16	1.45	11.34	7.82
AD-152	2	"	"	0.62	10.73	1.67	11.77	7.05
AD-153	3	"	"	0.85	6.25	1.65	16.25	9.85
AD-154	4	"	"	0.90	5.60	2.00	16.90	8.45
AD-155	5	"	"	1.15	2.52	2.28	19.98	8.76
AD-156	6	"	"	1.20	2.30	2.10	20.20	9.62
AD-157	7	"	"	1.35	1.08	1.90	21.92	11.27
TOTAL			157.5		39.64	13.05	117.86	9.03

TABELA CI

TESTE AD-160 : CONSUMO H_2SO_4 - FRAÇÃO: +4 mesh

TESTE	TEMPO	pHi	H_2SO_4	pHf	H_2SO_4	COBRE OBTIDO	H_2SO_4	H_2SO_4
Nº	(dias)	(ion.g/l)	(g)	(ion.g/l)	(g)	(g)	Kg/ton min.	Kg/KgCu
AD-161	1	0.30	22.5	0.65	10.10	2.39	12.40	5.18
AD-162	2	"	"	0.80	6.96	2.38	15.54	6.52
AD-163	3	"	"	0.95	4.72	2.66	17.78	6.68
AD-164	4	"	"	1.12	2.96	2.66	19.54	7.34
AD-165	5	"	"	1.20	2.08	2.50	20.42	8.16
AD-166	6	"	"	1.30	1.48	2.70	21.02	7.78
AD-167	7	"	"	1.45	0.94	2.77	21.56	7.78
TOTAL					29.24	18.06	128.26	7.10

TABELA CII

TESTE AD-170 : CONSUMO H_2SO_4 - FRAÇÃO: -4 +8 mesh

TESTE	TEMPO	pHi	H_2SO_4	pHf	H_2SO_4	COBRE OBTIDO	H_2SO_4	H_2SO_4
Nº	(dias)	(ion.g/l)	(g)	(ion.g/l)	(g)	(g)	Kg/ton min.	Kg/KgCu
AD-171	1	0.30	22.5	0.80	6.72	2.49	15.78	6.33
AD-172	2	"	"	0.90	5.40	2.80	17.10	6.10
AD-173	3	"	"	1.05	3.51	2.79	18.99	6.80
AD-174	4	"	"	1.20	1.92	2.66	20.58	7.73
AD-175	5	"	"	1.30	1.55	2.99	20.95	7.00
AD-176	6	"	"	1.35	1.28	2.95	21.22	7.19
AD-177	7	"	"	1.52	0.13	3.04	21.77	7.16
TOTAL			157.5		21.11	19.72	136.39	6.91

TABELA CIII

TESTE AD-180 : CONSUMO H_2SO_4 - FRAÇÃO: -8 +14 mesh

TESTE	TEMPO	pHi	H_2SO_4	pHf	H_2SO_4	COBRE OBTIDO	H_2SO_4	H_2SO_4
Nº	(dias)	(ion.g/l)	(g)	(ion.g/l)	(g)	(g)	Kg/ton min.	Kg/KgCu
AD-181	1	0.30	22.5	1.00	4.20	2.90	18.30	6.31
AD-182	2	"	"	1.15	2.16	2.80	20.34	7.26
AD-183	3	"	"	1.20	2.01	3.21	20.49	6.38
AD-184	4	"	"	1.23	1.96	3.20	20.54	6.42
AD-185	5	"	"	1.45	0.87	3.21	21.63	6.74
AD-186	6	"	"	1.48	0.86	3.31	21.64	6.54
AD-187	7	"	"	1.60	0.67	3.25	21.83	6.72
TOTAL			157.5		12.73	21.88	144.77	6.62

TABELA CIV

TESTE AD-190 : CONSUMO H_2SO_4 - FRAÇÃO : {-3/4" +14 mesh}

TESTE	TEMPO	pHi	H_2SO_4	pHf	H_2SO_4	COBRE OBTIDO	H_2SO_4	H_2SO_4
Nº	(dias)	(ion.g/l)	(g)	(ion.g/l)	(g)	(g)	Kg/ton min.	Kg/KgCu
AD-191	1	0.30	22.5	0.60	11.16	2.22	11.34	6.10
AD-192	2	"	"	0.75	7.56	2.56	14.94	5.83
AD-193	3	"	"	0.80	6.72	2.70	15.78	5.84
AD-194	4	"	"	0.85	6.16	2.63	16.34	6.21
AD-195	5	"	"	0.95	4.55	2.57	17.95	6.98
AD-196	6	"	"	1.00	4.32	3.08	18.18	5.90
AD-197	7	"	"	1.05	3.64	3.05	18.86	6.18
TOTAL			157.50		44.11	18.80	113.39	6.03

TABELA CV

TESTE AD-200 : CONSUMO H_2SO_4 - FRAÇÃO : {3/4" + 3/8"}

TESTE	TEMPO	pHi	H_2SO_4	pHf	H_2SO_4	COBRE OBTIDO	H_2SO_4	H_2SO_4
Nº	(dias)	(ion.g/l)	(g)	(ion.g/l)	(g)	(g)	Kg/ton min.	Kg/KgCu
AD-201	1	0.30	22.5	0.50	14.58	1.14	7.92	6.94
AD-202	2	"	"	0.60	13.16	1.51	9.34	6.18
AD-203	3	"	"	0.70	11.12	1.68	11.38	6.77
AD-204	4	"	"	0.75	8.62	1.78	13.88	7.80
AD-205	5	"	"	0.90	7.20	2.01	15.30	7.61
AD-206	6	"	"	0.90	6.26	2.10	16.24	7.73
AD-207	7	"	"	1.00	5.50	2.36	17.00	7.20
TOTAL		"	157.5		66.44	12.58	91.06	7.23

TABELA CVI

TESTE AD-210 : CONSUMO H_2SO_4 - FRAÇÃO : +4 mesh

TESTE	TEMPO	pHi	H_2SO_4	pHf	H_2SO_4	COBRE OBTIDO	H_2SO_4	H_2SO_4
Nº	(dias)	(ion.g/l)	(g)	(ion.g/l)	(g)	(g)	Kg/ton min.	Kg/KgCu
AD-211	1	0.30	22.50	0.60	12.35	2.06	10.15	4.93
AD-212	2	"	"	0.70	10.94	2.31	11.56	5.00
AD-213	3	"	"	0.80	8.40	2.62	14.10	5.38
AD-214	4	"	"	0.90	7.50	2.86	15.50	5.42
AD-215	5	"	"	1.00	5.30	2.99	17.20	5.75
AD-216	6	"	"	1.00	4.70	3.00	17.80	5.93
AD-217	7	"	"	1.10	4.11	3.01	18.39	6.11
TOTAL			157.50		40.95	18.85	104.70	5.55

TABELA CVII

TESTE AD-220 : CONSUMO H_2SO_4 - FRAÇÃO {-4+8 mesh}

TESTE	TEMPO	pHi	H_2SO_4	pHf	H_2SO_4	COBRE OBTIDO	H_2SO_4	H_2SO_4
Nº	(dias)	(ion.g/l)	(g)	(ion.g/l)	(g)	(g)	Kg/ton min.	Kg/KgCu
AD-231	1	0.30	22.50	0.60	11.01	2.50	11.49	4.60
AD-232	2	"	"	0.70	10.10	2.69	12.40	4.61
AD-233	3	"	"	0.80	7.00	2.77	15.50	5.60
AD-234	4	"	"	0.90	5.26	2.94	17.24	5.86
AD-235	5	"	"	1.10	3.31	3.13	19.19	6.13
AD-236	6	"	"	1.10	3.02	3.23	19.48	6.03
AD-237	7	"	"	1.20	2.74	3.29	19.76	6.01
TOTAL			157.5		42.44	20.55	115.06	5.59

TABELA CVIII

TESTE AD-230 : CONSUMO H_2SO_4 - FRAÇÃO: -8+14 mesh

TESTE	TEMPO	pHi	H_2SO_4	pHf	H_2SO_4	COBRE OBTIDO	H_4SO	H_2SO
Nº	(dias)	(ion.g/l)	H SO	(ion.g/l)	(g)	(g)	Kg/ton.min.	Kg/KgCu
AD-221	1	0.30	22.50	0.70	9.74	2.73	12.76	4.67
AD-222	2	"	"	0.75	6.76	2.95	15.74	5.33
AD-223	3	"	"	0.95	6.31	3.02	16.19	5.39
AD-224	4	"	"	0.90	4.70	3.23	17.40	5.39
AD-225	5	"	"	1.20	2.89	3.34	20.26	6.06
AD-226	6	"	"	1.20	2.23	3.37	20.27	6.01
AD-227	7	"	"	1.30	1.92	3.48	20.58	5.91
TOTAL			157.5		34.55	22.12	123.20	5.56

TABELA CIX

TESTE AD-240 : CONSUMO H_2SO_4 - PERÍODO : 7 dias

TESTE	FRAÇÃO	H_2SO_4 in.	Cu^{2+}	H_2SO_4 fin.	COBRE OBTIDO	H_2SO_4 Adic.	H_2SO_4	H_2SO_4
Nº	(mesh)	(g/l)	(g/l)	(g/l)	(g)	(g)	Kg/ton min.	Kg/KgCu
AD-241	-3/8"+14	15.0	2.09	11.86	3.13	43.80	26.00	8.30
AD-242	-3/8"+3/8"	"	1.45	14.49	2.17	35.30	13.57	6.25
AD-243	+4	"	2.16	13.05	3.24	46.30	26.72	8.24
AD-244	-4+8	"	2.14	11.89	3.21	53.40	35.57	11.08
AD-245	-8+14	"	2.14	11.02	3.21	59.10	42.60	13.27

TABELA CX

TESTE AD-250 : CONSUMO H_2SO_4 - PERÍODO : 14 dias

TESTE	FRAÇÃO	H_2SO_4 in.	Cu^{2+}	H_2SO_4 fin.	COBRE OBTIDO	H_2SO_4 Adic.	H_2SO_4	H_2SO_4
Nº	(mesh)	(g/l)	(g/l)	(g/l)	(g)	(g)	Kg/ton min.	Kg/KgCu
AD-251	-3/4"+14	15.0	2.15	18.46	3.22	88.70	61.00	18,94
AD-252	-3/4"+3/8"	"	1.47	19.62	2.20	81.10	51.67	23.48
AD-253	+4	"	2.16	13.05	3.24	83.10	63.53	19.60
AD-254	-4+8	"	2.09	16.59	3.13	104.20	79.32	25.34
AD-255	-8+14	"	1.96	16.43	2.94	113.40	88.76	30.19

5.6 - Quadro geral

De posse dos resultados, foi elaborado um quadro comparativo dos dados obtidos com as frações granulométricas lixiviadas de três maneiras (TABELA CXI):

1. Somente com H_2SO_4 durante 7 dias sem correção da acidez.
2. Com $H_2SO_4 + Fe(SO_3)_4$ durante 7 dias sem correção da acidez.
3. Somente com H_2SO_4 durante 7 e 14 dias, fazendo-se a correção da acidez, sendo que nesse caso utilizamos somente 1 kg de material de cada fração granulométrica.

6. FLOTAÇÃO DOS REJEITOS DE LIXIVIAÇÃO MINÉRIO ANDRADAS

6.1 - Objetivo

Recuperar o cobre remanescente na amostra após ter sofrido lixiviação ácida. Este cobre encontra-se principalmente sob a forma sulfetada e atinge valores baixíssimos.

6.2 - Teores

Das 42 amostras de rejeito processadas pela DITEMI (Rio), algumas continham apenas 0.03% co-

bre total. O teor médio destas amostras foi de 0.066% cobre (com um desvio padrão de 0.025), conforme TABELA CXII.

Em princípio, a concentração deste material foi considerada inviável devido a:

1. Alto custo de moagem de material extremamente pobre, para liberar a pequena porcentagem de sulfetos contidos.

2. Altos custos da instalação industrial, de porte necessariamente exagerado, devido à alta tonelagem de alimentação em relação ao peso do concentrado a ser obtido (razão de concentração).

3. Dificuldades na obtenção de boa seletividade na flotação, necessitando normalmente diversos estágios de reflotação para produção de um concentrado de teor adequado.

Mesmo observando essas considerações, alguns ensaios exploratórios foram realizados como descrito a seguir.

6.3 - Trabalhos realizados

1. Britagem a 10 mesh.
2. Quarteamento de uma amostra representativa para fins de análise química.
3. Moagem.

No primeiro teste foi realizado uma moagem a -65 mesh.

Nos testes seguintes, para que fosse alcançado uma maior liberação dos minerais sulfetados, procedeu-se uma moagem a -100 mesh seguida de uma deslamagem a 400 mesh para a retirada do material muito fino (lama), normalmente prejudicial à flotação.

O tempo de moagem foi de 8 minutos no primeiro ensaio para uma redução a -65 mesh e variou de 12 a 13 minutos nos ensaios seguintes para uma redução a -100 mesh. A relação sólido/água utilizada na moagem foi de 2/1.

6.4 - Condições e resultados

As condições de flotação foram variadas de teste para teste, sempre com o intuito de se chegar a um melhor resultado. Assim vários coletores de eficiência comprovada, foram etil xantato de potássio, reagente nº 208 da Cyanamid e o reagente Z-200 da Dow Chemicals. Foram usados diferentes tipos de espumantes (óleo de pinho, mistura de ácido cresílico com "fuel oil" e Dow-Froth 250); como depressor usou-se silicato de sódio. O regulador de pH utilizado foi o CaO.

Em todos os ensaios, procedeu-se à flotação de concentrado primário. Testou-se nessa operação o efeito de quebracho e do reagente nº 160 da Cyanamid na limpeza do concentrado primário, pois sem adição destes compostos não tinha havido praticamente seletividade

TABELA CXI
 QUADRO GERAL DE RESULTADOS - ANDRADAS

TIPO DE TESTE	COBRE OBTIDO g	CONSUMO DE ÁCIDO (Kg/ton de minério)	CONSUMO DE ÁCIDO (Kg H ₂ SO ₄ /KgCu)	EFICIÊNCIA DE EXTRAÇÃO %	FRAÇÃO GRANULOMÉTRICA mesh
Lixiviação com H ₂ SO ₄ durante 7 dias sem correção da acidez.	17.00	133.03	7.82	55.00	-3/4" + 14
	13.05	117.86	9.03	46.00	-3/4" + 3/8"
	18.06	128.60	7.10	61.00	+ 4
	19.72	136.39	6.91	72.00	- 4 + 8
	21.88	144.77	6.62	74.00	- 8 + 14
Lixiviação com H ₂ SO ₄ + + Fe(SO ₄) ₃ durante 7 dias	18.80	113.39	6.03	61.00	-3/4" + 14
	12.58	91.06	7.23	51.00	-3/4" + 3/8"
	18.85	104.70	5.55	66.00	+ 4
	20.55	115.06	5.59	68.00	- 4 + 8
	22.12	123.20	5.56	72.00	- 8 + 14
Lixiviação com H ₂ SO ₄ durante 7 dias com correção da acidez.	3.13	26.00	8.30	71.00	-3/4" + 14
	2.17	13.57	6.25	66.00	-3/4" + 3/8"
	3.24	26.72	8.24	71.00	+ 4
	3.21	35.57	11.08	81.00	- 4 + 8
	3.21	42.60	13.27	79.00	- 8 + 14
Lixiviação com H ₂ SO ₄ durante 14 dias com correção da acidez.	3.22	61.00	18.94	77.00	-3/4" + 14
	2.20	51.67	23.48	70.00	-3/4" + 3/8"
	3.24	63.53	19.60	78.00	+ 4
	3.13	79.32	25.34	83.00	- 4 + 8
	2.94	88.76	30.19	85.00	- 8 + 14

TABELA CXII

TEORES EM COBRE - RESÍDUOS DA LIXIVIAÇÃO ANDRADAS

AMOSTRA	GRANULOMETRIA	COBRE TOTAL	COBRE SOLÚVEL	COBRE SULFETADO
Nº	(mesh)	(%)	(%)	(%)
AD-01	-3/4" + 14	0.23	0.13	0.10
AD-02	" "	0.20	0.13	0.07
AD-03	" "	0.15	0.11	0.04
AD-04	" "	0.15	0.10	0.05
AD-05	" "	0.15	0.10	0.05
AD-06	" "	0.15	0.10	0.05
AD-07	" "	0.27	0.12	0.15
AD-11	" "	0.20	0.13	0.07
AD-12	" "	0.19	0.08	0.11
AD-13	" "	0.18	0.09	0.09
AD-14	" "	0.13	0.09	0.04
AD-15	" "	0.18	0.09	0.09
AD-16	" "	0.13	0.08	0.05
AD-17	" "	0.13	0.09	0.04
AD-21	-3/4" + 3/8"	0.24	0.19	0.05
AD-22	" "	0.22	0.14	0.08
AD-23	" "	0.20	0.13	0.07
AD-24	" "	0.15	0.08	0.07
AD-25	" "	0.17	0.08	0.09
AD-26	" "	0.17	0.12	0.05
AD-27	" "	0.20	0.06	0.14
AD-31	+ 4	0.20	0.13	0.07
AD-32	" "	0.18	0.14	0.04
AD-33	" "	0.17	0.12	0.05
AD-34	" "	0.14	0.11	0.03
AD-35	" "	0.15	0.09	0.06
AD-36	" "	0.13	0.09	0.04
AD-37	" "	0.13	0.09	0.04
AD-41	- 4 + 8	0.16	0.10	0.06
AD-42	" "	0.13	0.07	0.06
AD-43	" "	0.13	0.07	0.06
AD-44	" "	0.13	0.07	0.06
AD-45	" "	0.13	0.06	0.07
AD-46	" "	0.11	0.05	0.06
AD-47	" "	0.10	0.04	0.06
AD-51	- 8 + 14	0.15	0.07	0.08
AD-52	" "	0.12	0.06	0.06
AD-53	" "	0.12	0.06	0.06
AD-54	" "	0.12	0.07	0.05
AD-55	" "	0.12	0.05	0.07
AD-56	" "	0.11	0.04	0.07
AD-57	" "	0.11	0.03	0.08

alguma. A adição desses reagentes não melhorou em nada a qualidade do concentrado obtido.

6.5 - Conclusões

1. Para material dessa natureza, é inviável a recuperação dos sulfetos por flotação. Os ensaios realizados vieram apenas comprovar o que já se esperava.

2. A qualidade dos concentrados obtidos mostrou, pela observação em lupa binocular, que não houve nenhuma seletividade, dispensando portanto resultados de análise química (de CAMPOS, A.R. e da LUZ, A.B.-1976).

7. CONCLUSÕES FINAIS

1. Sob o ponto de vista técnico, o minério de Andradas é passível de ser tratado por lixiviação ácida, com o objetivo de se recuperar o cobre contido

2. Como era esperado, as maiores eficiências de extração foram aquelas obtidas com partículas de pequeno diâmetro (maior área de contato e conseqüente superfície de reação entre sólido/líquido), demonstrando que a eficiência é inversamente proporcional à granulometria.

A amostra constituída de partículas mistas apresentou resultados que merecem maior atenção e

estudos mais detalhados pois justamente este tipo de material é utilizado em condições industriais.

3. A adição de 4 g de Fe III à lixívia teve como consequência em relação à solução com somente H_2SO_4 :

- maior eficiência de extração;
- menor consumo de ácido.

4. A concentração de H_2SO_4 utilizada na solubilização do cobre foi de 15 g/l; concentrações acima deste valor não aumentam a eficiência de extração servindo em contrapartida, como solvente para diversos minerais de ganga.

5. As recuperações de cobre total e cobre solúvel atingem valores satisfatórios e são proporcionais ao tempo de lixiviação.

6. O consumo de ácido é relativamente elevado (comparado a depósitos similares) e será tanto maior quanto maior for o tempo de contato entre soluto e solvente, e a concentração inicial.

O valor do consumo encontra-se no limiar dos valores máximos considerados econômicos na literatura especializada. Em etapa posterior deverá ser adotada a lixiviação com amônia para um cotejo econômico com o H_2SO_4 .

Como agravante, ressalte-se que o mi-

nério testado é proveniente das partes mais superficiais do jazimento onde os teores de carbonato são menores, pois foram total ou parcialmente dissolvidos e carregados (CASTRO, V.H.S., 1975); em partes mais profundas, o teor expresso em CaCO_3 equivalente atinge a média de 8%, chegando em algumas litologias a 17%, segundo análises constantes do relatório de pesquisa da CRM.

7. Os resultados dos ensaios de flotação indicam a inviabilidade técnica de se recuperar a fração sulfetada do minério remanescente da lixiviação.

8. Os parâmetros obtidos com correção de acidez indicam que em condições industriais os resultados serão superiores aos obtidos em escala de bancada (descontínua) ao passo que industrialmente o processo é contínuo.

9. O teor das lixívias obtidas variou de 1 a 3 g/l de cobre o que é adequado tanto para cementação como intercâmbio iônico & eletrorecuperação.

10. O baixo teor e pequena reserva (em termos relativos) sugerem, como uma primeira aproximação do problema a adoção de um método de lixiviação que exija capital inicial de investimento baixo, como por exemplo, a lixiviação em pilhas (heap leaching) ou em terraços (pad leaching).

XII - VOLTA GRANDE

1. METODOLOGIA

As amostras já referidas num total de 240 kg foram submetidas à seguinte seqüência de operações:

- Quarteamento do minério bruto, dando uma alíquota de 60 kg;
- Britagem primária em britador tipo Blake, 5" x 6";
- Britagem secundária, idem, 4" x 5";
- Britagem terciária, idem, 3.5" x 2.5";
- Moagem primária em moinhos de bolas;
- Pulverização em moinhos de discos;
- Classificação em peneiras da série Tyler dando os seguintes produtos:
 - 3/4" + 3/8"
 - +4 mesh
 - 4 +8
 - 8 +14 mesh
 - 14 +28 mesh
 - 28 +48 mesh
 - 48 +100 mesh
 - 100 +200 mesh
 - 200 +325 mesh

2. ANÁLISES QUÍMICAS

TABELA CXIII
ANÁLISE ESPECTROGRÁFICA - MINÉRIO
VOLTA GRANDE

ELEM.	ppm	ELEM.	ppm	ELEM.	ppm
Fe *	7	Be	3	Pb	30
Mg *	0.7	Bi	20	Sb	-
Ca *	0.05	Cd	-	Sc	5
Ti *	0.2	Co	50	Sn	-
Mn	200	Cr	20	Sr	100
Ag	3	Cu	1500	V	70
As	700	La	< 20	W	70
Au	1000	Mo	-	Y	10
B	1000	Nb	< 10	Zn	-
Ba	100	Ni	10	Zr	100

OBS.: A representatividade da amostra V001b é relativa e os resultados da respectiva análise devem ser encarados como orientativos.

* Em %



Foram dosados cobre total e cobre solúvel de cada fração e os resultados estão à TABELA CXIV, com as percentagens relativas de cobre solúvel e cobre in solúvel em relação ao cobre total.

TABELA CXIV
ANÁLISE DE COBRE - MINÉRIO VOLTA GRANDE

FRAÇÃO	Cu _T	Cu _S	OXID.	SULF.
(mesh)	(%)	(%)	(%)	(%)
-3/4" + 3/8"	1.80	0.02	1.1	98.9
+ 4	1.90	0.02	1.1	98.9
-4 + 8	2.29	0.01	0.4	99.6
-8 + 14	2.66	0.02	0.8	99.2
-14 + 28	3.16	0.02	0.6	99.4
-28 + 48	3.58	0.02	0.6	99.4
-48 + 100	3.81	0.02	0.5	99.5
-100 + 200	4.12	0.04	1.0	99.0
-200 + 325	3.76	0.04	1.1	98.9

3. INTERPRETAÇÃO DOS RESULTADOS ANALÍTICOS

Pela análise da TABELA CXIV vemos que

1. Os teores de cobre total são relativamente elevados, o que de certa forma era previsto visto que as amostras provieram de setor fortemente mineralizado.

2. A proporção de cobre solúvel é praticamente insignificante em relação ao cobre total, sendo em valor absoluto inferior aos teores dos resíduos de lixiviação na maioria das plantas industriais em atividade.

3. A alta proporção de cobre sulfetado, indica que o método mais eficiente para concentração deste tipo de minério é a flotação espumante.

4. O sulfeto predominante é a calcopirita, extremamente resistente à oxidação e portanto inadequado à lixiviação, tanto ácido como alcalina.

Mesmo tendo em vista que "a priori" o minério de Volta Grande não deveria apresentar bom rendimento na extração de cobre por lixiviação foram conduzidos alguns testes comprovativos.

4. TESTES DE LIXIVIAÇÃO

4.1 - Objetivo

Avaliar a taxa de extração de cobre em função da granulometria, concentração de ácido e consumo do mesmo. Foram levados a efeito os testes VG-01-, VG-02, VG-03 e VG-04, os quais tiveram as seguintes condições iniciais:

TABELA CXV

CONDIÇÕES INICIAIS - TESTES VG-01, VG-02, VG-03, VG-04

TESTE	PESO	FRAÇÃO	Cu _T	Cu _S	VOL.	H ₂ SO ₄	Fe III	TEMPO
Nº	(g)	(mesh)	(%)	(%)	(ml)	(g/l)	(g/l)	(dias)
VG-01	500	+4	2.46	0.02	1000	50	-	10
VG-02	"	-14+28	2.69	0.02	"	25	-	"
VG-03	"	-28+48	3.16	0.02	"	10	-	"
VG-04	"	*	3.12	0.02	"	50	20.7	"

* Mistura das frações +4, -14+28 e -28+48 mesh nas proporções de 1: 2:2.

4.2 - Procedimento

O minério, isento de finos, foi lixiviado por percolação descendente em equipamento já des-

crito.

A cada 24 horas fazia-se a leitura de pH, adicionando-se H_2SO_4 para retorno às condições iniciais.

A cada 48 horas foi coletada uma alíquota de lixívia com 50 ml para análise do cobre contido e deste modo acompanhar o andamento da extração.

O resíduo de lixiviação ao final de 10 dias, foi lavado, seco, moído e analisado para cobre total e cobre solúvel.

4.3 - Resultados

Os resultados experimentais estão expostos à TABELA CXVI.

TABELA CXVI
RESULTADOS - TESTES VG-01, VG-02

TESTE	TEMPO	pHi	pHf	H ₂ SO ₄ CONS.	PESO RESÍDUO	Cu ²⁺	Cu ²⁺
Nº	(dias)	(ion.g/l)	(ion.g/l)	(g)	(g)	(g/l)	(g)
VG-01	1	0.0	0.00	-	-		
	2	"	0.30	35.0	-	0.29	0.29
	3	"	0.00	-	-		
	4	"	0.05	10.0	-	0.38	0.38
	5	"	0.00	-	-		
	6	"	0.05	10.0	-	0.41	0.41
	7	"	0.00	-	-		
	8	"	0.00	-	-	0.52	0.52
	9	"	0.00	-	-		
	10	"	0.05	-	476.0	0.58	0.58
TOTAL				55.0			0.58
VG-02	1	0.30	0.30	10.00	-		
	2	"	0.15	16.25	-	0.35	0.35
	3	"	0.60	3.00	-		
	4	"	0.25	9.70	-	0.41	0.41
	5	"	0.15	2.25	-		
	6	"	0.25	9.70	-	0.46	0.46
	7	"	0.25	9.70	-		
	8	"	0.10	-	-	0.52	0.52
	9	"	0.10	-	-		
	10	"	0.20	-	472.0	0.64	0.64
TOTAL				60.6			0.64

TABELA CKVII
 RESULTADOS - TESTES, VG-03, VG-04

TESTE	TEMPO	pHi	pHf	H ₂ SO ₄ CONS.	PESO RESÍDUO	Cu ²⁺	Cu ²⁺
Nº	(dias)	(ion.g/l)	(ion.g/l)	(g)	(g)	(g/l)	(g)
VG-03	1	1.00	1.00	7.00	-	0.37	0.37
	2	"	1.15	8.20	-	0.37	0.37
	3	"	0.60	2.25	-		
	4	"	0.90	6.44	-	0.43	0.43
	5	"	0.75	6.70	-		
	6	"	0.60	6.44	-	0.39	0.39
	7	"	0.70	8.50	-		
	8	"	0.40	4.00	-	0.42	0.42
	9	"	0.40	4.00	-		
	10	"	0.40	-	473.0	0.44	0.44
TOTAL				53.5	-		0.44
VG-04	1	0.55	0.55	16.25	-		
	2	"	0.20	5.80	-	0.52	0.52
	3	"	0.35	36.00	-		
	4	"	0.00	-	-	0.50	0.50
	5	"	0.05	10.00	-		
	6	"	0.05	-	-		
	7	"	0.00	-	-	0.62	0.62
	8	"	0.00	-	-		
	9	"	0.05	-	-		
	10	"	0.15	-	456.7	0.67	0.67
TOTAL				68.9			0.67

As recuperações de cobre total, solúvel e insolúvel podem ser visualizadas à TABELA CXVIII.

TABELA CXVIII

RECUPERAÇÃO - TESTES VG-01, VG-02, VG-03, VG-04

TESTE	MINÉRIO				RESÍDUO			RECUPERAÇÃO		
	Cu _T	Cu _S	Cu _I	PESO	PESO	Cu _T	Cu _S	Cu _T	Cu _S	Cu _I
Nº	(%)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
VG-01	2.46	0.02	2.44	500	476	2.34	0.01	9.8	52.4	9.1
VG-02	2.69	0.02	2.67	"	472	2.41	0.005	15.4	76.4	15.0
VG-03	3.24	0.02	3.22	"	473	3.05	0.005	10.9	76.0	10.6
VG-04	3.12	0.02	3.10	"	457	2.94	0.01	13.8	54.0	13.6

4.4 - CONCLUSÕES

1. O cobre sulfetado de Volta Grande é solubilizado em pequena proporção por soluções de H_2SO_4 de 10 a 40 g/l, mesmo empregando Fe III.

2. As recuperações indicaram uma eficiência de extração de cobre total entre 9 a 15%; cobre solúvel é extraído numa proporção de 52 a 76%, porém sua importância em relação ao cobre total é insignificante.

3. Pela análise dos resultados da TABELA CXVIII, concluimos ser impraticável a recuperação do cobre de Volta Grande por lixiviação ácida, devido às baixas recuperações obtidas e elevado consumo de ácido, o qual é empregado em reações com a ganga. (mais de 90g H_2SO_4/gCu).

4. Para a concentração deste minério, sugerimos a flotação espumante ou cianetação, caso os teores de Au e Ag se mostrem mais interessantes sob o ponto de vista econômico que os de cobre (recuperado neste caso como sub-produto).



XIII - MINA DO SEIVAL

XIII - MINA DO SEIVAL

1. INTRODUÇÃO

Os trabalhos experimentais foram prejudicados pela constatação de que "não há dados seguros sobre a efetiva existência de reservas de minério oxidado", que justifique um programa de ensaios tecnológicos.

Mesmo assim, as amostras coletadas foram objeto de testes de lixiviação, quanto mais não seja, para verificação do comportamento deste tipo específico de minério tratado com lixiviação ácida.

2. OBJETIVOS

- Extrair o cobre contido no minério empregando lixiviação ácida, mediante método adequado.

3. CARACTERIZAÇÃO QUÍMICA E MINERALÓGICA

O minério é do tipo misto, com granulometria em torno de 5 cm (2"). Dos 135 kg da amostra total, foi retirada uma alíquota de aproximadamente 15 kg, após britagem, homogeneização e quarteamento.

TABELA CXIX
ANÁLISE DO MINÉRIO SEIVAL

DOSAGEM	%
Cu total	0.6
Cu oxidado	0.4
CaO	5.0
BaO	0.1
MgO	4.3
Fe ₂ O ₃	6.7
Al ₂ O ₃	11.3
SiO ₂	49.2
K ₂ O	0.5
Na ₂ O	2.1
S	0.2

A análise espectrográfica semiquantitativa sumária do mesmo minério apresentou:

TABELA CXX
ANÁLISE ESPECTROGRÁFICA - SEIVAL

ELEMENTO	%	ELEMENTO	ppm
Fe	7.0	Ag	20
Mg	3.0	Ni	300
Ca	3.0	Sr	200
Ti	0.7	Zn	200
Mn	0.1	Zr	100
Ba	0.5		
Cr	0.1		
Cu	1.0		

Com uma amostra britada a 4 malhas, foi feita uma análise granulométrica que apresentou a seguinte distribuição do cobre:

TABELA CXXI
DISTRIBUIÇÃO COBRE-SEIVAL

FRAÇÃO (mesh)	PESO (g)	Cu _T (%)	DISTRIBUIÇÃO, %	
			DIRETA	ACUMULADA
+4	31.80	0.5	25.95	25.95
-4 +14	39.49	0.7	45.11	71.06
-14 +20	4.48	0.5	3.66	74.72
-20 +35	6.62	0.6	6.48	81.20
-35 +48	2.45	0.6	2.40	83.60
-48 +65	1.71	0.6	1.68	85.28
-65 +100	1.71	0.6	1.68	86.96
-100 +200	2.24	0.6	2.19	89.15
-200	9.50	0.7	10.85	100.00
ALIM. CALCULADA	100.00	0.61	100.00	100.00
HEAD SAMPLE	-	0.60	-	-

4. SEPARAÇÃO EM MEIO DENSO E SEPARAÇÃO MAGNÉTICA

TESTES SE-01 E SE-02

Foi feita uma separação em líquido denso, seguida de uma separação magnética do material a-fundado. As diversas frações obtidas para o produto -100 + 150 mesh, foram analisadas para ferro e cobre. Os resultados encontram-se nas tabelas que se seguem:

TABELA CXXII

TESTE SE-01: SEPARAÇÃO EM MEIO DENSO *

FRAÇÃO	PESO	AFUNDADO	FLUTUADO
(mesh)	(g)	(%)	(%)
-65 +100	80.1	3.0	97.0
-100 +150	95.8	3.0	97.0
-150 +325	84.0	2.0	98.0

* BROMOFORMIO: $\rho = 2.84$

TABELA CXXIII

TESTE SE-02 : SEPARAÇÃO MAGNÉTICA

FRAÇÃO	PESO	IMA MANUAL	SEPARADOR FRANZ - INT. CORRENTE (A)			
			0.3	0.5	0.75	>0.75
(mesh)	(g)	PESO (%)	(%)	(%)	(%)	(%)
-65 +100	2.32	2.26	7.17	37.70	23.60	29.30
-100 +150	2.95	2.28	10.93	36.97	20.58	29.24
-150 +325	1.42	4.46	13.23	36.81	10.53	34.97

TABELA CXXIV
ANÁLISE DE COBRE E FERRO NAS FRAÇÕES MAGNÉTICAS

FRAÇÃO MAGNÉTICA	Fe *	Cu *
	(%)	(%)
Imã manual	Não dosado	1.6
0.3 A	24.3	2.7
0.5 A	21.0	3.9
0.75 A	11.5	12.0
> 0.75 A	2.8	12.8

Granulometria : -100 + 150 Mesh

* Dosagem por absorção atômica

Dando prosseguimento à classificação e caracterização mineralógica da amostra, foi feito um estudo em lâminas delgadas apresentando o seguinte resultado:

composição mineralógica: plagioclásio, vidro parcialmente desvitrificado, calcita, sílica microcristalina, sílica criptocristalina, clorita, malaquita, sericita, zircão, fragmentos de rochas, óxidos de ferro, serpentina, opacos.

Classificação: brecha básica.

Foram enviadas para análise por difração de raios-X duas amostras, uma com o material "in natura" e a outra com o afundado obtido na separação em meio denso (bromofórmio). Na primeira foram identificadas feldspatos, quartzo, calcita e clorita, e na segunda barita e calcita.

5. TESTES DE LIXIVIAÇÃO - TESTES SE-03 E SE-04

5.1 - Porosidade e permeabilidade

Para verificar o grau de porosidade do minério, um bloco de 2", seco, foi colocado em um becher que continha uma solução de ácido sulfúrico a 10 g/l, ficando submerso durante 60 minutos. A seguir o bloco foi fragmentado por impacto, observando-se completa penetração da solução em seu interior. No mesmo teste, repetido para um segundo bloco observou-se um grau de penetração bem inferior ao primeiro.

Para testar a permeabilidade do leito na lixiviação por percolação, foram utilizadas três provetas de 500 cm³ de capacidade, preenchidas com minério nas granulometrias -2 +65, -2+100 e -2 mesh. Foi utilizado minério deslamado, formando-se amostras de 500 g, originando leitos de aproximadamente 60 cm de altura (diâmetro da proveta = 4 cm). A passagem de lixívia através do leito foi observada para as duas primeiras provetas; na terceira (material a - 2 mesh) houve bloqueio, agravado com a formação de gesso (presença de carbonatos).

5.2 - Lixiviação por inundação - TESTE SE-03

Com o objetivo de estudar os efeitos da concentração e do excesso de ácido na solução lixiviante, foram realizados testes de lixiviação por inundação. Estes consistiram na utilização de uma bateria de bechers, nos quais foram colocados amostras iguais, contendo 100 gramas de minério cada e com granulometria inferior a 4 malhas. Em cada becher era adicionado ácido a uma concentração diferente. O tempo de lixiviação utilizado foi de 24 horas, sendo que, periodicamente era feito um revolvimento no material contido no becher com o auxílio de um bastão. Os resultados obtidos encontram-se em tabelas a seguir.

Condições do teste:

Peso da amostra = 100 g

Tempo de lixiviação = 24 horas

Excesso de H_2SO_4 = 6 vezes a relação estequiométrica

Cobre total = 0.6%

Cobre oxidado = 0.4%

Condições do teste SE-04

Conc. lixívia : 10 g/l H_2SO_4

Tempo lixiviação : 24 horas

Peso amostra : 100 g

Cobre total : 0.6%

Cobre oxid. : 0.4%

5.3 - Lixiviação por percolação-teste SE-05

Este teste foi conduzido nas seguintes condições:

Peso amostra	-	4.688 g
Granulometria	-	-1/2" + 2 malhas
Tempo lixiviação	-	20:00 horas
Conc. solução	-	10.5 g/l H_2SO_4
Cobre total	-	0.6%
Cobre oxidado	-	0.4%
Coluna de acrílico	-	118 cm altura x 7.2 cm diâmetro
Recirculação solução	-	air lift (ar comprimido)

Resultados obtidos:

Lixívia : Cu = 0.89 g/l
Fe = 0.02 g/l
 H_2SO_4 livre = 0.94 g/l

TABELA CKXV

TESTE SE-03 : EFEITO DA CONCENTRAÇÃO DE ÁCIDO

ÁCIDO	CONC. H ₂ SO ₄		VOL. LIXÍVIA		Cu ²⁺ (g/l)	COBRE EXTRAÍDO (g)	EFIC. EXTRAÇÃO COBRE SOL. (%)	CONSUMO H ₂ SO ₄ g/gCu	Fe TOTAL (g/l)
	(g/l) INICIAL	(g/l) FINAL	(ml) INICIAL	(ml) FINAL					
H ₂ SO ₄	0	0	-	-	0.001	-	-	-	-
"	2	0.67	2790	2790	0.05	0.140	35.0	26.07	0.02
"	5	0.84	1110	1100	0.16	0.176	44.0	26.14	0.05
"	10	1.12	555	585	0.30	0.176	44.0	27.61	0.08
"	20	2.13	277	278	0.64	0.178	44.5	27.70	0.17
"	30	3.10	185	193	1.00	0.193	48.3	25.49	0.20
"	40	4.32	138	136	1.40	0.190	47.5	25.95	0.26
"	50	3.92	111	128	1.64	0.210	52.5	23.90	0.36
"	100	3.72	55	76	2.10	0.160	40.0	32.75	0.24
HCl	10	0.15	417	475	0.13	0.062	15.5	65.65	0.01
"	20	0.25	210	270	0.24	0.065	16.3	62.62	0.01
"	30	0.38	141	175	0.29	0.051	12.8	79.80	0.01
"	40	0.23	107	138	0.21	0.029	7.3	141.72	0.01

TABELA CXXVI

TESTE SE-04 : EFEITO DO EXCESSO DE ÁCIDO

MÚLTIPLO DA RELAÇÃO ESTEQUIOM.	Cu^{2+}	Fe TOTAL	H_2SO_4 livre	COBRE EXTRAÍDO	EFICIÊNCIA EXTRAÇÃO Cu Solúvel	CONSUMO H_2SO_4
	(g/l)	(g/l)	(g/l)	(g)	(%)	g/gCu
1.5	0.01	0.01	0.1	-	-	-
2.0	0.01	0.01	0.01	-	-	-
2.5	0.01	0.01	0.01	-	-	-
3.0	0.18	0.02	0.37	0.05	13	53.20
3.5	0.32	0.08	0.77	0.11	28	27.09

Cobre extraído : 2.63 g
Cobre oxidado na carga : 18.75 g
Eficiência extração cobre total : 14%
Consumo de ácido : 12 g H₂SO₄ /g cobre lixiviado

6. CONSIDERAÇÕES FINAIS E CONCLUSÕES

Além de uma recuperação baixa do cobre, o consumo unitário de ácido apresentou resultados bastante altos. Isto, de princípio, poderia ser atribuído à presença acentuada de impurezas (CaO, MgO, etc), prejudiciais ao processo da lixiviação em questão. Por outro lado, impurezas do tipo CaO provocam a formação de gesso, reduzindo, parcialmente, a percolação da solução através do leito do minério. Para contornar o problema de consumo de ácido, estava sendo elaborado uma programação para aprofundar a pesquisa, onde além de lixiviação ácida seria considerada a lixiviação amoniacal quando os trabalhos sobre a Mina Seival foram suspensos, devido à inexistência, no momento, de dados de reserva que justificassem o aprofundamento do estudo.



PROJETO LIXIVIAÇÃO DE COBRE NO RIO GRANDE DO SUL

RESUMO DOS TRABALHOS EXPERIMENTAIS

RESUMO DOS TRABALHOS EXPERIMENTAIS

I. MINA DO CAMAQUÃ

No contexto da Mina do Camaquã, foram estudados dois tipos de minério, visando a extração de seu conteúdo em cobre por meio de lixiviação ácida: a) Rejeitos de flotação ("tailings"); b) Minério misto da Zona Intermediária.

1. REJEITOS DE FLOTAÇÃO

1.1 - Caracterização químico-mineralógica

Sob o ponto de vista de composição químico-mineralógica, os dois rejeitos (antigo e atual), depositados em locais distintos, são bastante homogêneos, com exceção de algumas variações no teor de cobre solúvel e na proporção cobre total/cobre solúvel.

A análise mineralógica das frações leve e pesada forneceu as seguintes informações:

1) O mineral magnético identificado foi magnetita;

2) Os agregados da fração leve são de natureza variada, com predominância dos seguintes tipos: quartzo com calcopirita; feldspato potássico e calco-sódico; quartzo com feldspatos potássico e calco-sódico.

3) Os agregados da fração pesada são constituídos principalmente de quartzo associado a um ou mais dos seguintes minerais: hematita, calcopirita, pirita, malaquita, bornita e calcopirita.

4) A separação magnética e em meio denso revelou que a fração afundada contém partículas de sulfetos impregnados de hematita, significando que os sulfetos de cobre não foram completamente liberados durante a moagem.

5) A difração por raios-X da fração pesada acusou a presença de: calcopirita, pirita, malaquita, pseudomalaquita, calcosina e bornita. Na fração leve foram encontrados quartzo, feldspatos, mica, clorita e caulinita.

6) A proporção de CaO e MgO varia de 0.2% a 0.5% e 1.3% a 1.8% respectivamente, dando um teor em CaCO_3 equivalente médio de 3.9%.

7) A análise por absorção atômica acusou teores em Au variando de 0.15 a 0.20 ppm e 1.0 a 1.5 ppm de Ag.

8) O cobre presente nos rejeitos é constituído em sua maioria (média superior a 60%) de sulfetos primários, tais como calcopirita, bornita e pirita.

1.2 - Análise granulométrica e distribuição de cobre

A análise granulométrica, dosagem em

cobre de cada fração e respectiva distribuição estão constantes das tabelas I e II.

TABELA I

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA - DOSAGEM E DISTRIBUIÇÃO DE COBRE
REJEITO ANTIGO

FRAÇÃO	PESO	PESO ACUM.	Cu _T	DISTRIB. Cu
(mesh)	(%)	(%)	(%)	(%)
+20	1.1	1.1	0.3	2
-20 +35	13.9	15.0	0.3	26
-35 +48*	20.6	35.6	0.2	25
-48 +65	16.3	51.9	0.1	10
-65 +100	16.4	68.3	0.1	10
-100 +150	8.4	76.7	< 0.1	< 5
-150 +200	6.3	83.0	< 0.1	< 4
-200 +270	3.5	86.5	< 0.1	< 2
-270 +325	1.9	88.4	< 0.1	< 1
-325	11.6	100.0	0.2	14
ALIMENTAÇÃO CALCULADA	100.0	100.0	0.16	
"HEAD SAMPLE"			0.20	

cobre de cada fração e respectiva distribuição estão constantes das tabelas I e II.

TABELA I

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA - DOSAGEM E DISTRIBUIÇÃO DE COBRE
REJEITO ANTIGO

FRAÇÃO	PESO	PESO ACUM.	Cu _T	DISTRIB. Cu
(mesh)	(%)	(%)	(%)	(%)
+20	1.1	1.1	0.3	2
-20 +35	13.9	15.0	0.3	26
-35 +48*	20.6	35.6	0.2	25
-48 +65	16.3	51.9	0.1	10
-65 +100	16.4	68.3	0.1	10
-100 +150	8.4	76.7	< 0.1	< 5
-150 +200	6.3	83.0	< 0.1	< 4
-200 +270	3.5	86.5	< 0.1	< 2
-270 +325	1.9	88.4	< 0.1	< 1
-325	11.6	100.0	0.2	14
ALIMENTAÇÃO CALCULADA	100.0	100.0	0.16	
"HEAD SAMPLE"			0.20	

1.3 - "HEAD SAMPLE"

A análise química de "head sample" forneceu os seguintes resultados:

REJEITO ANTIGO

Cu total	= 0.20%	BaO	= 0.1%
Cu oxidado	= 0.10%	SiO ₂	= 76.5%
Fe ₂ O ₃	= 3.9%	K ₂ O	= 1.2%
Al ₂ O ₃	= 8.7%	Na ₂ O	= 2.1%
CaO	= 0.5%	S	= 0.4%
MgO	= 1.0%		

REJEITO ATUAL

Cu total	= 0.15%	BaO	= 0.42%
Cu oxidado	= 0.05%	SiO ₂	= 75.45%
Fe ₂ O ₃	= 4.68%	K ₂ O	= 0.22%
Al ₂ O ₃	= 8.33%	Na ₂ O	= 2.73%
CaO	= 0.53%	S	= 0.37%
MgO	= 1.24%		

1.4 - Ensaio de lixiviação

Os rejeitos de Camaquã são constituídos em 47% por partículas -48 mesh e uma coluna constituída por material com esta granulometria tem baixa permeabilidade, descartando "a priori", a lixiviação por percolação. Apesar disso, foram efetuados testes de solubilização de cobre nas seguintes modalidades:

- 1) Lixiviação por inundação
- 2) Lixiviação por percolação
- 3) Lixiviação por agitação

1.5 - Resultados

Na lixiviação por inundação, utilizaram-se concentrações de H_2SO_4 de zero a 100 g/litro.

A eficiência de extração de cobre total variou de 2.5% a 35%, enquanto que o cobre solúvel foi extraído em proporções que variaram de 5% a 70%, num período de 24 horas. O consumo de ácido sulfúrico por grama de cobre obtida variou entre 8.0 e 10.1, significando que outro material, além dos carbonatos, está sendo atacado pelo ácido.

O gráfico 1 mostra a correlação entre a recuperação de cobre total e cobre solúvel em função da concentração de H_2SO_4 .

O gráfico 2 apresenta o consumo de ácido por grama de cobre solubilizada.

A lixiviação por percolação foi prejudicada pela baixa permeabilidade do material, mesmo sendo deslamado em -325 mesh.

O material utilizado foi o rejeito atual e mesmo para uma recirculação de lixívia baixa, houve de início a formação de lago no topo da coluna, evidenciando que a taxa de percolação ficou reduzida a praticamente zero em virtude da baixa permeabilidade. A quantidade de lixívia que atravessou a coluna foi muito pequena, porém sua cor azulada demonstrou que houve solubilização parcial dos minerais de cobre. Não foram colhidos dados quantitativos dos três testes realizados, por não haver percolação efetiva das soluções.

Na lixiviação por agitação foram utilizados bechers de 2000 ml à guiza de reatores, em cinco testes efetuados.

As concentrações de H_2SO_4 variaram de 10 a 50 g/l; a velocidade de 560 a 2500 RPM; o tempo de 120 a 360 minutos. Foi testado a influência do Fe III na taxa de solubilização dos sulfetos presentes, a qual demonstrou ser favorável.

A recuperação de cobre após 120 ou 360 minutos de lixiviação variou de 39 a 55% para o cobre total e 63 a 90% de cobre solúvel.

Durante a execução dos ensaios, notou-se que parte do cobre solubilizado reduzia-se a cobre metálico, sem que houvesse, aparentemente, razões para tanto.

1.6 - Flotação

Conforme constatado pelos resultados analíticos, a maior parte do cobre contido no rejeito encontra-se sob a forma de partículas inclusas. Os ensaios de flotação visaram recuperar esta fração, fazendo-se a remoagem do material a -65 mesh.

Nos cinco testes efetuados, o teor do concentrado obtido variou de 12 a 18% Cu, nas seguintes condições:

Relação sólido/líquido = 2:1
Tempo de moagem = 12 minutos

Reagentes Usados:

Coletor : etil-xantato de Na = 80 g/ton
Depressor de ganga: Silicato de Na = 280 a 430 g/ton
Espumante: óleo de pinho = 60 a 90 g/ton
pH = 6.9 a 7.5 (regulado com CaO)

A recuperação de cobre total é aparentemente baixa (37 a 45%); se considerarmos apenas a fração sulfetada, este valor atinge 90%.

Observou-se uma perda acentuada de cobre na lama descartada, (da deslamagem prévia) porém atribuiu-se que, em sua maioria seja constituído de óxidos não flutuáveis nas condições adotadas.

É possível elevar o teor dos concentrara



dos obtidos através de um maior número de operações de limpeza (reflotação).

1.7 - Conclusões

Lixiviação por percolação: inviável em virtude de granulometria inadequada dos rejeitos ao processo e conseqüente baixa permeabilidade.

Lixiviação por agitação: processo caro, que normalmente só é viável economicamente para concentrados ou minérios de alto teor, neste caso com o emprego de moagem autógena.

Nas condições adotadas foram obtidos as recuperações de:

Cobre total	= 35 a 55%
Cobre solúvel	= 60 a 90%
Cobre insolúvel	= 10 a 40%

A proporção de cobre solúvel em relação ao cobre total é de 40% ou menos e não tem o significado econômico do cobre sulfetado, o qual é pouco susceptível à oxidação. Assim, o processo é inviável nas condições adotadas.

Flotação: apresentou resultados promissores, porém a viabilidade do seu emprego depende de um estudo econômico e do emprego das instalações de concentração já existentes à Mina do Camaquã. Necessita de:
a) ciclonação com corte a 100 mesh para eliminação dos fi

nos de baixo teor, com redução de massa da ordem de 30%; b) remoagem do underflow dos ciclones a -65 mesh; c) re-flotação dos concentrados primários até elevação do teor a um mínimo compensador.

2. ZONA INTERMEDIÁRIA

2.1 - Caracterização químico-mineralógica

As litologias são: conglomerados, brechas e arenitos arcossianos.

A composição dos seixos é variada, encontrando-se quartzitos, xistos, ardósias, rochas graníticas, riolito, quartzo, feldspatos, andesito, gnaisse e arenito arcossiano.

Quanto aos minerais de minério, há predominância de minerais oxidados de cobre sobre os sulfetados, esses contribuindo com cerca de 15 a 20% do total.

Globalmente, os minerais de minério podem ser estimados do seguinte modo, em ordem decrescente de abundância:

Crisocola	=	60%
Malaquita	=	20%
Calcosina	=	15%
Calcopirita	=	rara
Bornita	=	5%
Covelina	=	rara

Pseudomalaquita = traços

Antlerita e brocantita = traços

Os minerais de ganga são, em ordem decrescente de importância: quartzo, barita, goethita e pirita. O teor em carbonatos é baixo, dando como média 0.4% CaO e 1.5% MgO, o que em CaCO_3 é equivalente a 3.9%.

2.2 - Análise granulométrica e distribuição de cobre

A análise granulométrica, dosagem de cobre e sua distribuição estão à Tabela III.

TABELA III

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA, DOSAGEM E DISTRIBUIÇÃO DE COBRE
ZONA INTERMEDIÁRIA

FRAÇÃO (mesh)	PESO (%)	Cu _T (%)	Cu _S (%)	OXIDADOS (%)	DISTRIBUIÇÃO % Cu _T	
					DIRETA	ACUMUL.
+ 4	5	1.47	1.04	71	4.00	4.00
-4 +8	4	1.83	0.98	54	3.98	7.98
-8 +14	5	1.99	0.91	46	5.41	13.39
-14 +28	14	2.03	0.95	47	15.45	28.84
-28 +48	16	1.97	0.93	47	17.31	46.15
-48 +100	18	1.86	0.89	48	18.21	64.36
-100 +200	18	1.68	0.91	54	16.44	80.80
-200 +325	10	1.80	1.05	58	9.79	90.59
-325	10	1.73	1.31	76	9.41	100.00

A análise dos principais constituintes do minério ofereceu os seguintes resultados:

Fe_2O_3 = 1.4%

SiO_2 = 68.0%

Al_2O_3 = 13.6%

BaO = 0.1%

MgO = 1.5%

CaO = 0.5%

K_2O = 0.7%

S = 0.1%

Na_2O = 4.5%

P_2O_5 = 0.1%

Por absorção atômica, foram encontrados os valores médios de 0.40 ppm Au e 3.50 ppm Ag; por espectrografia de emissão, 50 ppm Mo.

2.3 - Ensaio de lixiviação

O método de lixiviação empregado foi a percolação descendente (downward percolation) e utilizadas partículas no intervalo +14 mesh -1".

Parâmetros estudados:

2.3.1 - Granulometria

A taxa de solubilização de cobre é inversamente proporcional à granulometria do minério, isto é, quanto menor a partícula, mais cobre será lixiviado por unidade de tempo, mantidas as demais condições constantes.

As frações -8 +14, -4 +8 e +14 mesh, após lixiviação por 9 dias, ofereceram recuperações de cobre solúvel acima de 90% e de cobre total da ordem de 50 a 70%, conforme os gráficos 3, 4 e 5.

A fração graúda (+3/8" -1") foi lixiviada com soluções contendo 10 g/l e 25 g/l H_2SO_4 . Após 28 dias de lixiviação, recuperou-se 67.7% e 46.9% do cobre total contido. Ficou patenteado neste teste que o fator que mais influi na recuperação do cobre é a proporção de cobre solúvel presente na amostra e que nos dois casos foi de 65% a 35.1%, respectivamente.

O tempo relativamente longo de lixiviação indica que para uma maior rapidez na recuperação deve-se cominuir o material a uma granulometria mais fina, porém que possibilite uma efetiva percolação da lixívia.

O minério da Zona Intermediária pode ser eficientemente lixiviado para recuperação de cobre solúvel e parte do insolúvel, dentro das frações -1" +14 mesh. A taxa de solubilização do cobre, tanto solúvel co-

mo insolúvel é inversamente proporcional ao diâmetro da partícula. Os resultados estão expressos no gráfico 6.

2.3.2 - Concentração de ácido sulfúrico

Para avaliação da concentração ótima de H_2SO_4 efetuaram-se dois tipos de testes: qualitativo e quantitativo.

TESTE QUALITATIVO

Tomaram-se 8 becher com 250g de minério cominuído não classificado, contendo soluções de H_2SO_4 nas concentrações 5, 10, 15, 20, 30, 40 e 50 g/l.

A intervalos regulares, esta mistura foi agitada com um bastão de vidro e as lixívias foram coletadas após 1, 5, 10 e 15 dias de lixiviação estática. Ficou evidenciado que concentrações acima de 25 g/l não favorecem de modo significativo a taxa de solubilização do cobre.

TESTE QUANTITATIVO

Foram tomadas cinco amostras, fração +4 mesh e lixiviadas durante 18 dias, empregando soluções com 10, 20, 30, 40 e 50 g/l H_2SO_4 . As lixívias foram coletadas periodicamente e analisadas, assim como o resíduo sólido ao final do teste.

CONCLUSÕES

A recuperação de cobre solúvel é superior a 90%, para qualquer concentração situada entre 10 e 50 g/l; as recuperações mais altas (97.8%) foram obtidas com lixívias contendo 20 e 40 g/l, com uma proporção de cobre solúvel de 83.0% e 74.2%, respectivamente.

A recuperação de cobre total atinge valores próximos aos 80%, quando a proporção de oxidados de cobre é superior a 2/3 do cobre total, na faixa 10-50 g/l H_2SO_4 .

A taxa de extração do cobre é proporcional à concentração de H_2SO_4 durante as primeiras 48 horas. Após este período as taxas são praticamente idênticas para o intervalo 10-50 g/l de H_2SO_4 .

A solubilização de cobre aumenta diminuindo conseqüentemente o tempo necessário ao processo se usarmos concentrações com até 50 g/l.

Inicialmente deve-se empregar uma concentração alta (50 g/l) para extrair rapidamente todo o cobre solúvel; após pode-se empregar concentrações mais baixas (10 a 20 g/l) para recuperar o cobre remanescente. O gráfico 7 mostra os resultados obtidos.

2.3.3 - Consumo de ácido sulfúrico

Foram realizados testes com as frações +4, -4 +8, e -8 +14 mesh, misturadas nas proporções de 18.2%, 27.3% e 54.5%, respectivamente.

Os métodos utilizados para determinação do consumo de ácido por grama de cobre extraída foram dois: a) diferenças de pH e b) titulação de H_2SO_4 livre.

O consumo de ácido pelo minério misto da Zona Intermediária é relativamente baixo, em virtude de pequena proporção de compostos consumidores do mesmo, quais sejam: carbonatos de Ca, Mg e Cu, material cloritizado, óxidos de Fe, fosfatos e óxidos de cobre em geral.

Após 4 e 5 dias, o ataque preferencial do ácido aos compostos de cobre diminui de intensidade, passando a reagir com outros materiais da ganga, resultando em um acréscimo sensível no consumo.

O consumo gH_2SO_4/gCu variou de 2.2 a 4.2 para os 4 primeiros dias. De um modo geral, os valores de consumo dependem da concentração inicial de ácido, teor inicial do minério em cobre solúvel e cobre total e do tempo de lixiviação.

O consumo em $Kg H_2SO_4/ton$ minério variou de 20.5 durante os dois ou três dias iniciais, até 109.3 durante o final da lixiviação (oito ou mais dias).

A taxa de extração do cobre solúvel é controlada por difusão, ou seja, é proporcional à velocidade de transporte do ácido à interface livre do mineral.

Os valores do consumo encontrados são similares aos apresentados por plantas industriais que utilizam a lixiviação por percolação, empregando minério misto com características semelhantes ao da Zona Intermediária.

2.3.4 - Efeito do Fe III na solubilização do cobre sulfetado

Para avaliação do papel desempenhado pelo Fe III na oxidação dos sulfetos de cobre foram conduzidos dois testes, um utilizando lixívia com 15 g/l H_2SO_4 , enquanto o segundo continha, além de 15 g/l H_2SO_4 mais 4 g/l Fe III.

A recuperação de cobre total com a lixívia contendo Fe III, foi, ao cabo de 6 dias, 67.6% ao passo que no outro caso, este valor foi de 56.6%, indicando que o Fe III é um agente efetivo, conforme os gráficos 8 e 9.

2.3.5 - Tempo de lixiviação

A recuperação de cobre em relação ao tempo de lixiviação segue um comportamento previsível em função da granulometria, teor relativo de cobre total e cobre solúvel e finalmente da concentração de ácido.

Em termos de cobre solúvel, os tempos necessários para se recuperar 90% ou mais do mesmo para as diversas frações granulométricas, são os seguintes:

+4 mesh	= 90% em 3 dias; 9 dias: 96.5%
-4 +8 mesh	= 90% em 48 horas; 9 dias: 96%
-8 +14 mesh	= 90% em 24 horas; 9 dias: 96.5%
+3/8" -1"	= 90% em 10-12 dias
-4 +14 mesh	= 90% em 24-72 horas

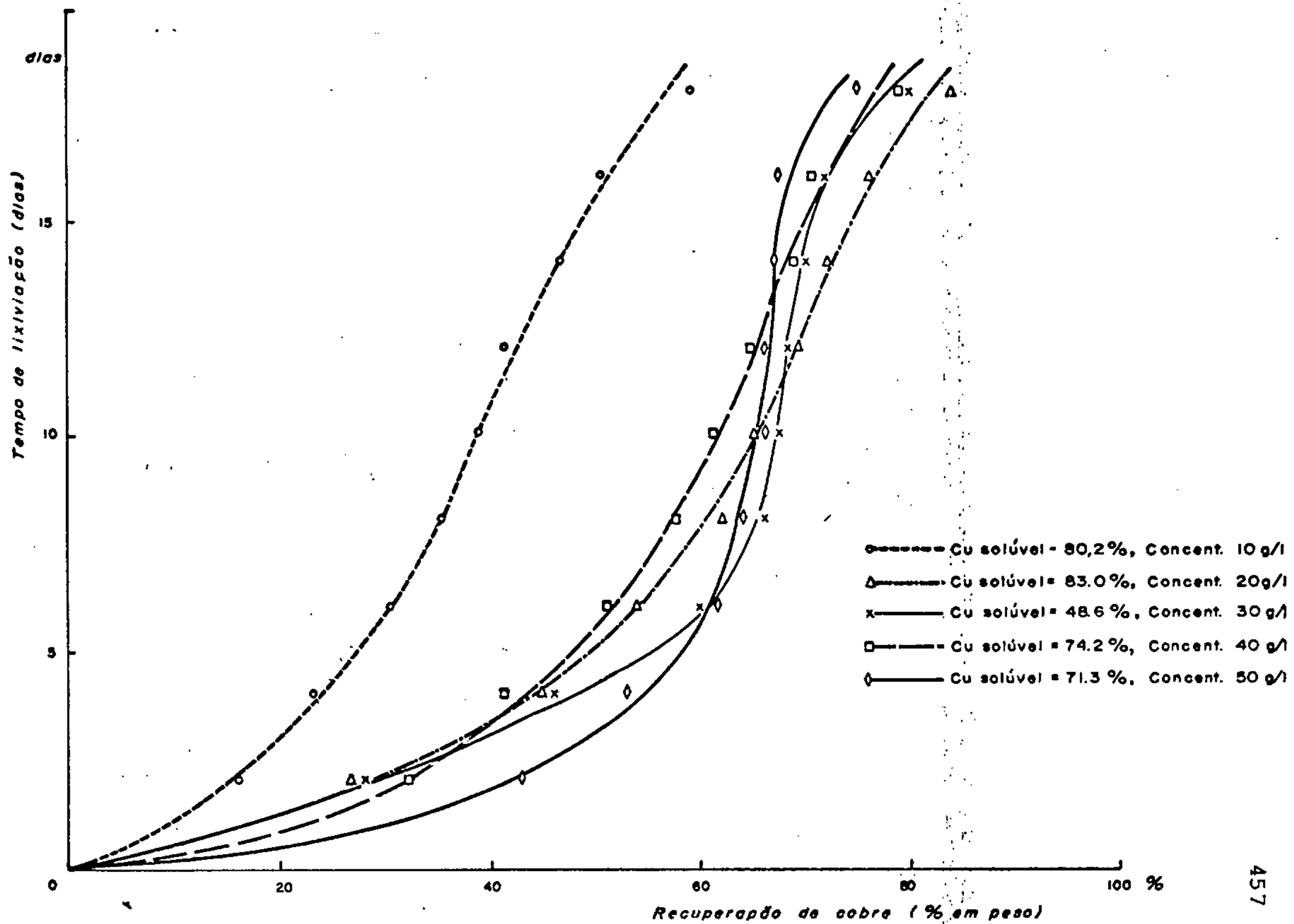


GRÁFICO 7 - Lixiviação por percolação - Zona Intermediária
 Minério = misto
 Fração = + 4 mesh

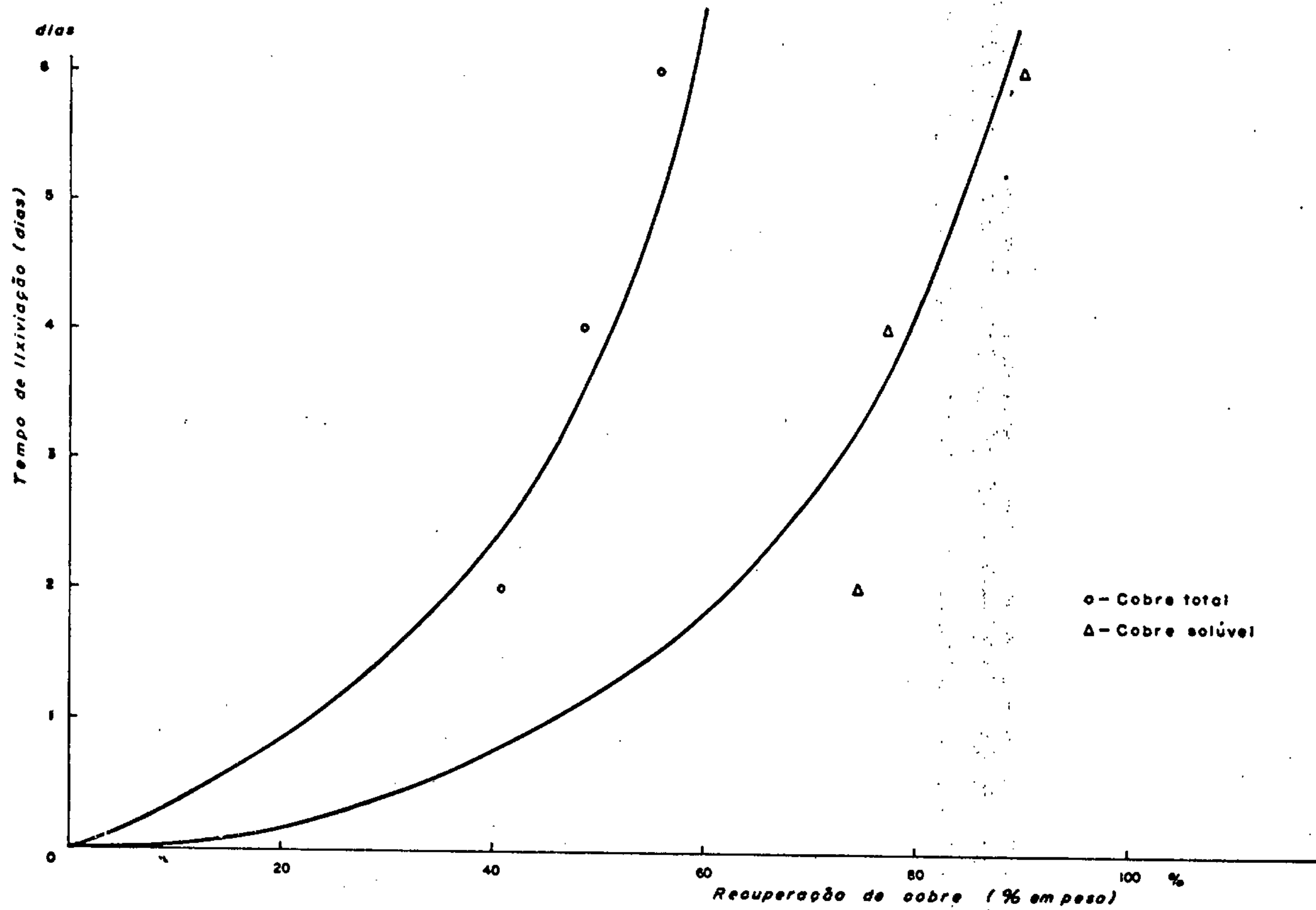


GRÁFICO B - Lixiviação por percolação - Efeito do Fe^{III}, Teste ZI-15
Cu solúvel = 54.9%, Concentrado H₂SO₄

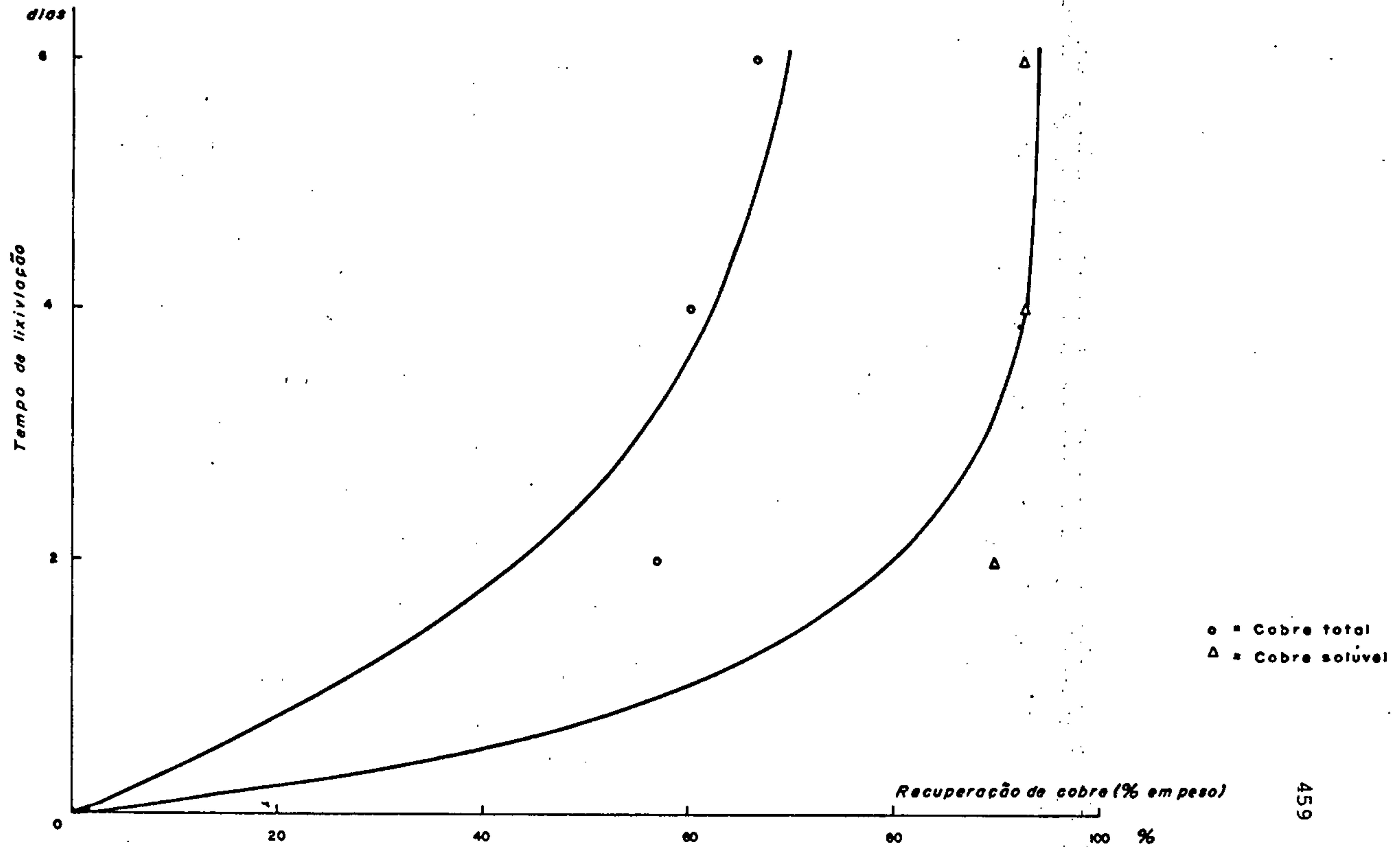


GRÁFICO 9 - Lixiviação por percolação - Efeito do Fe_{III} - Teste ZI-16
 Lixívia = 15 g/l H_2SO_4 , 4 g/l Fe_{III} , Cu solúvel = 54.9 %

2.3.6 - Conclusões

Da lixiviação em laboratório, chegou-se às seguintes conclusões:

1. O minério misto da Zona Intermediária é passível de ser lixiviado por soluções diluídas de H_2SO_4 (10 a 50 g/l) com o objetivo principal de recuperar o cobre solúvel presente e, subsidiariamente, parte do insolúvel.

2. As recuperações de cobre solúvel estão tipicamente acima de 90%, nas condições adotadas e que são similares à prática industrial.

3. Os ciclos de tempo sugerem a utilização de lixiviação por percolação descendente ou ascendente em tanques ("vat leaching"), em um processo semi-contínuo.

4. Mesmo empregando Fe III, grande parte do cobre sulfetado não é oxidado, permanecendo insolúvel.

5. Não há necessidade de eliminação de finos para a percolação, já que minério e encaixante são bastante tenazes e materiais argilosos estão praticamente ausentes.

2.4 - Flotação dos resíduos de lixiviação

2.4.1 - Objetivos

Recuperar a fração sulfetada de cobre não lixiviável, incrementando assim a recuperação total.

Foram realizados oito ensaios a nível de bancada (batch flotation).

2.4.2 - Condições de operação

As condições de operação variaram dentro dos seguintes intervalos:

- a) Relação água/sólido = 1/2
- b) Tempo de moagem = 5 a 10 minutos
- c) Volume de barras = 35%
- d) Moagem = -65 mesh

Reagentes usados:

Etil xantato de Na	= 80 a 150 g/ton
Silicato de Na	= 300 a 625 g/ton
Óleo de pinho	= 100 a 170 g/ton
Isopropil xantato de Na	= 60 a 160 g/ton
Z 200	= 60 a 85 g/ton
Dowfroth	= 20 a 340 g/ton
pH	= 6.9 a 11.5

2.4.3 - Resultados

A recuperação de cobre variou de 77.8 a 93.5%, enquanto que os concentrados apresentaram teores de 31.50% a 62.50% cobre, os quais podem ser incrementados se reflotar os mistos (middlings), conforme prática usual na indústria.

2.4.4 - Conclusão

É tecnicamente viável a recuperação do cobre presente nos resíduos de lixiviação por flotação espumante, às condições empregadas.

CONCLUSÃO FINAL

MÉTODO EXTRATIVO A SER ADOTADO

Os resultados obtidos nos testes de lixiviação e flotação indicam que para o minério em questão o processo extrativo a ser adotado deve ser o duplo ou "dual": lixiviação por percolação do minério cominuído à granulometria -3/8" em tanques ("vat leaching"), em circuito de decantação em contra-corrente (CCD), para extração do cobre solúvel, seguido de remoagem dos resíduos da lixiviação a -65 mesh e subsequente flotação, para recuperação da fração de cobre insolúvel.

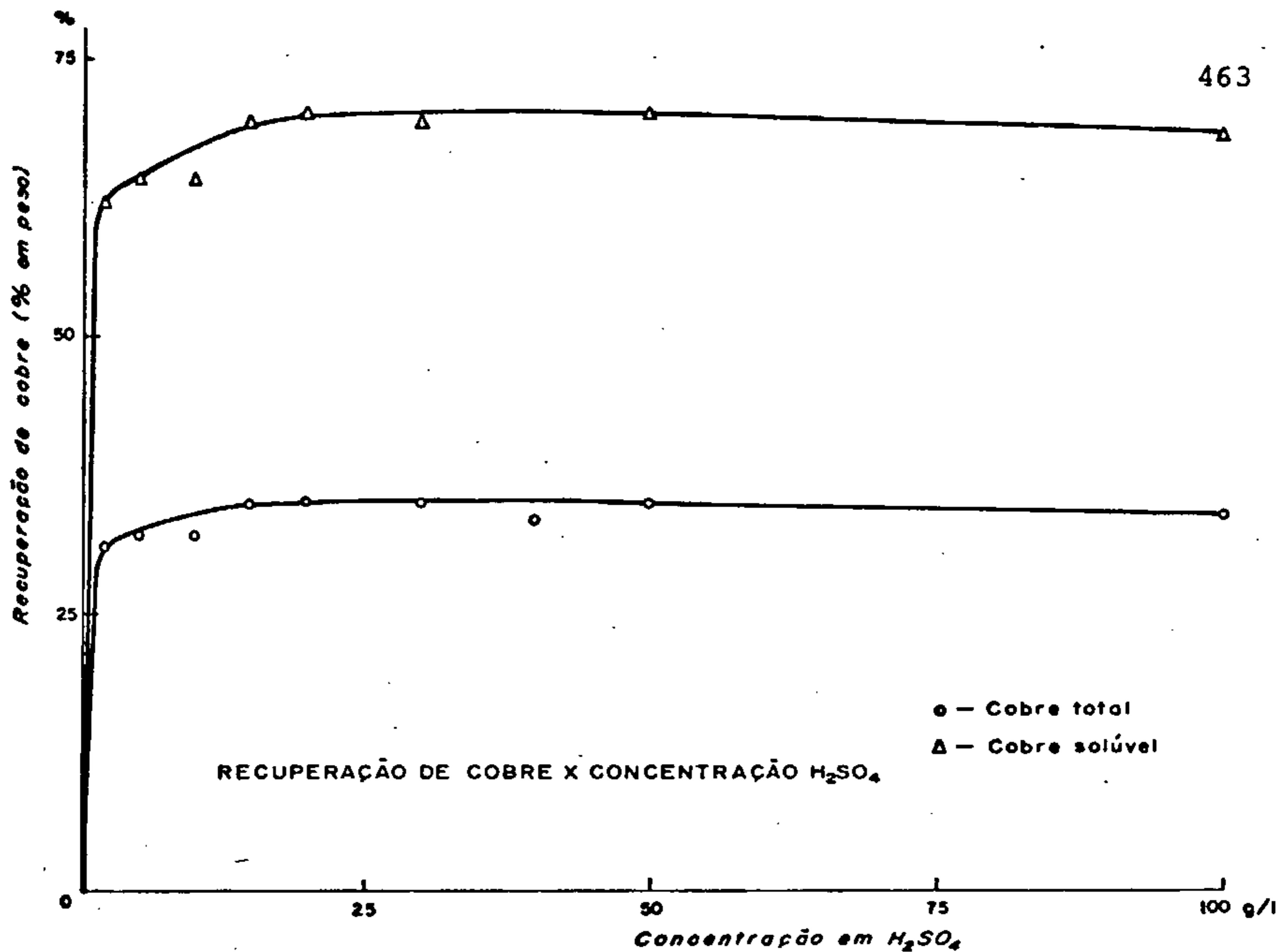


GRÁFICO 1 - Lixiviação por inundação - Rejeito antigo

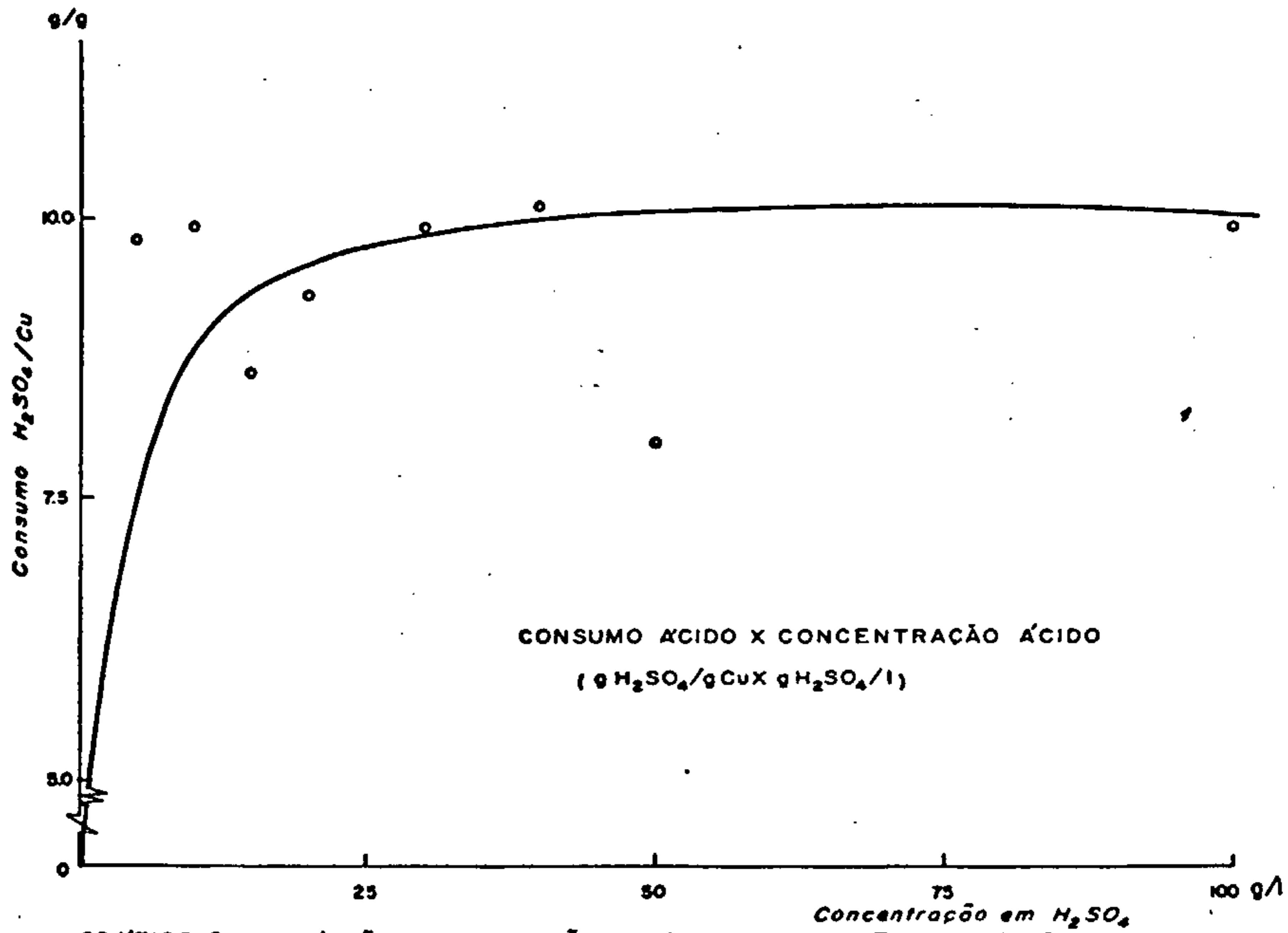


GRÁFICO 2 - Lixiviação por inundação - Rejeito antigo, Teste ZI-0

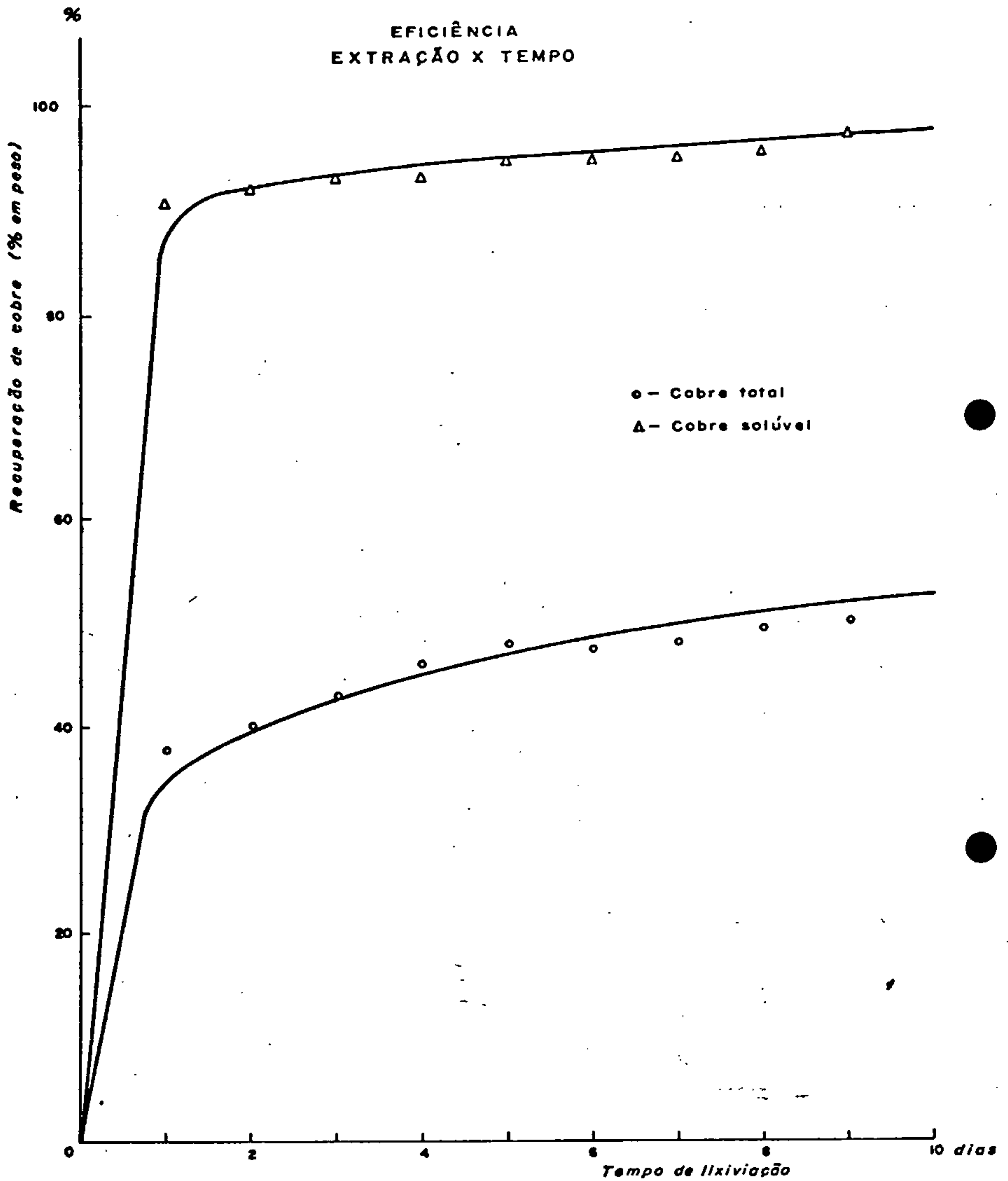


GRÁFICO-3 - Lixiviação por percolação - Zona intermediária, Teste ZI-05

Minério = misto
 Fração: -8 +4 mesh
 Concentração H_2SO_4 : 25 g/l
 Oxidados Cu: 40%

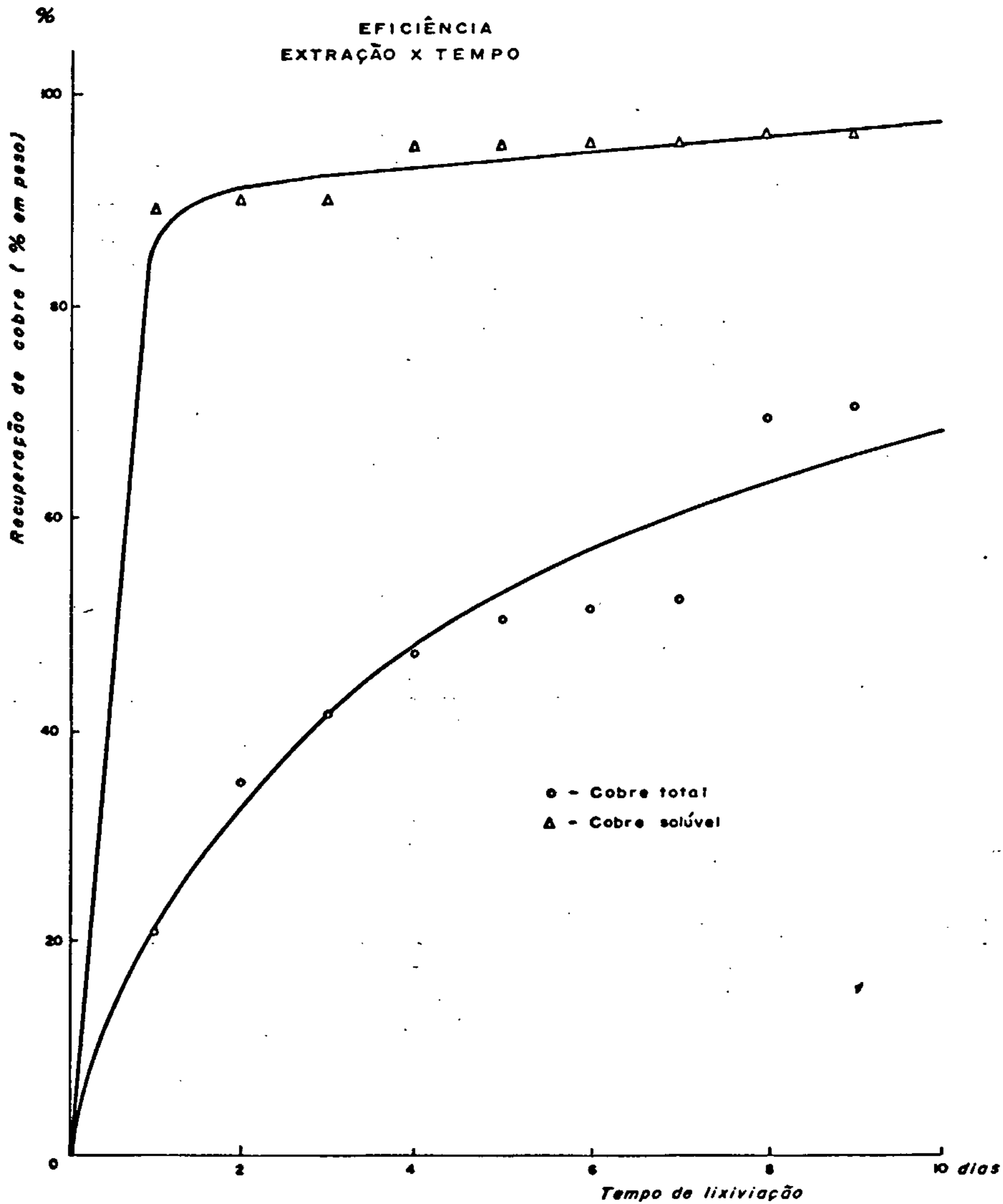


GRÁFICO 4 - Lixiviação por percolação - Zona Intermediária, Teste ZI-06
 Minério = misto
 Fração = -8 + 4 mesh
 Concentração: H_2SO_4 = 25 g/l
 Oxidados Cu: 55,6 %

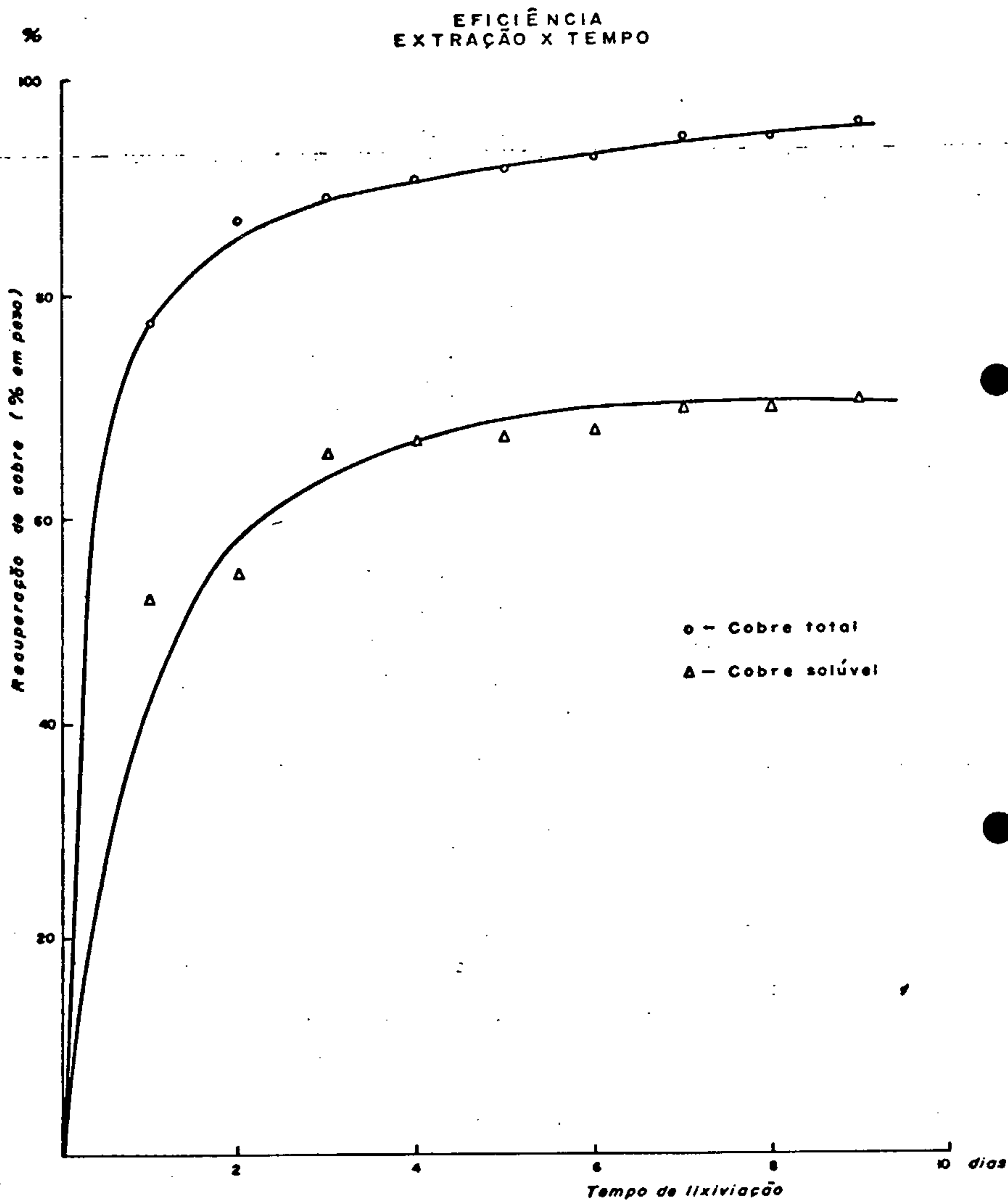


GRÁFICO 5 - Lixiviação por percolação - Zona Intermediária - Teste ZI-07
 Minério = misto
 Fração = + 4 mesh - $\frac{3}{8}$
 Concentrado: H_2SO_4 = 25 g/l
 Cu oxidado = 77.8%

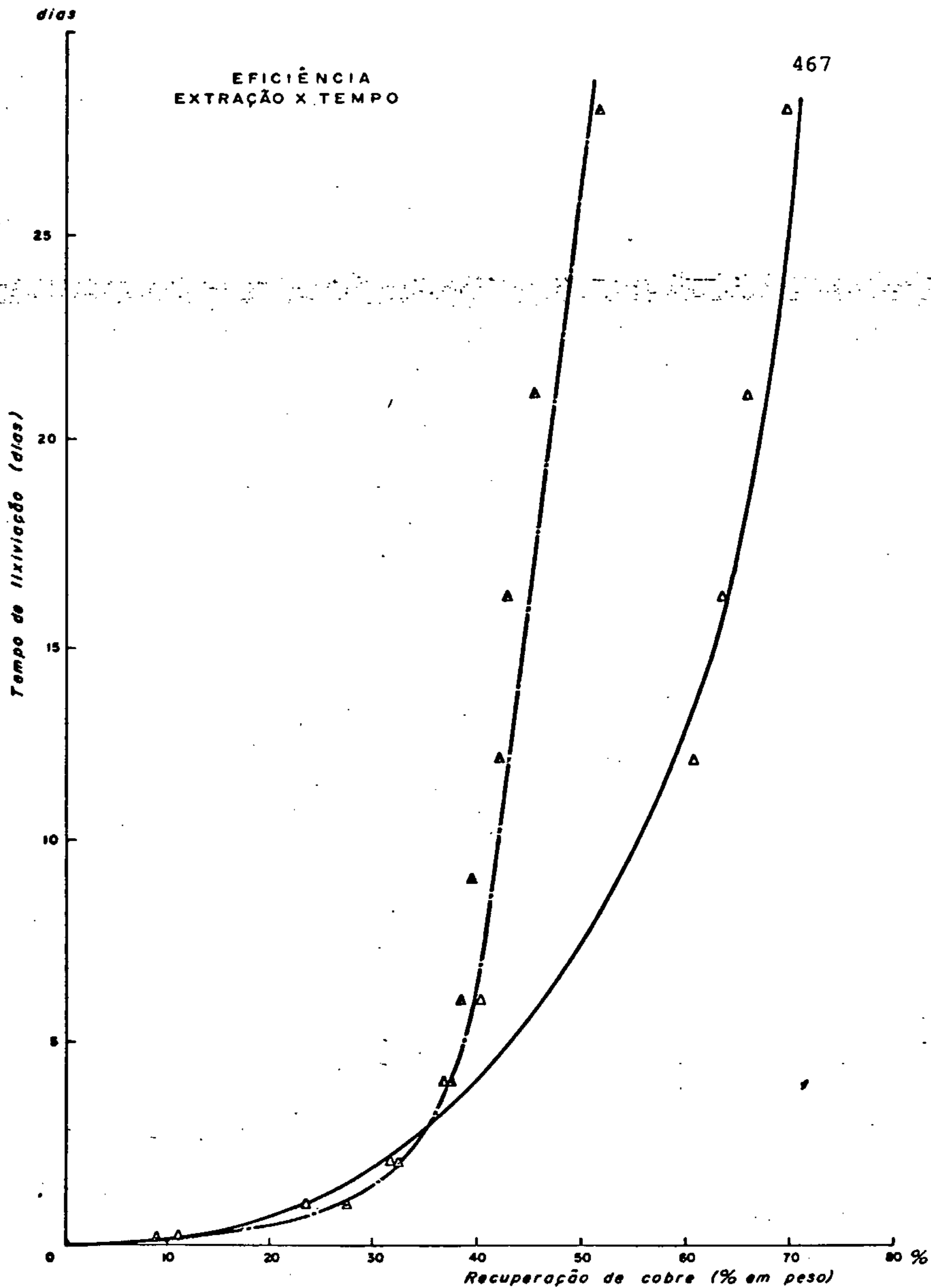


GRÁFICO 6 - Lixiviação por percolação - Zona Intermediária, Teste ZI-08
 Minério = misto
 Fração = + $\frac{3}{8}$ - 1"
 △ — Cu solúvel = 65%, Concentrado H_2SO_4 = 10 g/l
 ▲ — Cu solúvel = 35.1%, Concentrado H_2SO_4 = 25 g/l

3. CERRO DOS ANDRADAS

3.1 - Composição Mineralógica

É um minério do tipo misto (oxidado + sulfetado), sendo que 80% do cobre contido está sob a forma de minerais oxidados. Os principais são crisocola e malaquita, havendo predominância de crisocola. Entre os sulfetos podemos citar: calcosina, calcopirita, bornita e pirita, merecendo destaque somente a calcosina. Os sulfetos contribuem em cerca de 5% do cobre total, em peso.

O minério apresenta em média 8% de carbonatos expressos em CaCO_3 equivalente, atingindo valores máximos de 17%.

Em ordem decrescente, encontramos fazendo parte da ganga, os seguintes compostos: óxidos de Fe, quartzo e pirita. Em escala bem menor: magnetita e barita. Não possui ouro e prata associados, em teores apreciáveis.

Não foram identificados outros elementos associados que lhe confirmam maior valor econômico ou prejudiquem seu aproveitamento.

3.2 - Análise Química e Distribuição de Cobre e Carbonatos

O minério de Cerro dos Andradas é de baixo teor; a média em cobre total é de 0.50%, com maior

incidência de cobre oxidado.

A tabela IV apresenta a distribuição de cobre total e solúvel, bem como de carbonatos de Ca e Mg para cada faixa granulométrica, de +3/4" até -100 mesh.

TABELA IV
DISTRIBUIÇÃO DE COBRE E CARBONATOS DE Ca e Mg
- ANDRADAS -

MALHA	Cu _T	Cu _S	OXIDADOS COBRE	MgO	CaO	CaCO ₃ equiv.
(mesh)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)*
+3/4"	0.17	0.11	64.7	N.D.	N.D.	-
-3/4" +3/8"	0.35	0.28	80.0	5.8	0.26	12.6
+4	0.40	0.30	75.0	5.4	0.26	11.8
-4 +8	0.45	0.30	66.7	5.6	0.23	12.2
-8 +14	0.45	0.32	71.1	5.8	0.25	12.6
-14 +28	0.48	0.38	79.2	5.9	0.24	12.8
-28 +48	0.52	0.42	75.7	5.9	0.21	12.8
-48 +65	0.62	0.32	51.6	5.8	0.19	12.5
-65 +100	0.58	0.48	82.8	5.8	0.19	12.5
-100	0.70	0.53	75.7	5.7	0.21	12.3

N.D. Não determinado

* Calculado

3.3 - Análise Granulométrica

A análise granulométrica do material britado a 1" apresentou os resultados constantes à Tabela V.

TABELA V
DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA
- ANDRADAS -

FRAÇÃO	DIÂMETRO	PESO	RETIDO	ACUMULADO
(mesh)	(mm)	(g)	(g)	(%)
-1" +3/4"	18.850	9.7	0.97	0.97
-3/4" +3/8"	9.423	148.0	14.80	15.77
+4	4.699	246.2	24.62	40.39
-4 +8	2.362	168.6	16.86	57.25
-8 +14	1.168	121.6	12.16	69.40
-14 +28	0.598	90.7	9.07	78.48
-28 +48	0.295	56.5	5.65	84.13
-48 +65	0.208	33.8	3.38	87.51
-65 +100	0.147	3.9	0.39	87.90
<100 +200	0.074	39.0	3.90	91.80
-200	<0.074	82.0	8.20	100.00
TOTAL		1000.0	100.00	

3.4 - Resultados Experimentais

Por analogia com os resultados obtidos na lixiviação do minério da Zona Intermediária e por testes qualitativos, foi determinada a concentração ótima de ácido sulfúrico no caso de Andradas, ou seja, 15 g/l, a qual foi adotada em todos os testes.

As condições dos ensaios experimentais foram os seguintes:

Peso de minério: 1000 g
Volume de lixívia: 1500 ml
Concentração ácido: 15 g/l
Tempo: 7 e 14 dias
Granulometria: - 3/4" +14 mesh

Foram realizados três tipos de ensaios
a) Lixiviação ácida sem correção da acidez; b) Lixiviação ácida com sulfato férrico; c) Lixiviação ácida com correção de acidez.

Somente um teste teve a duração de 14 dias e para as condições adotadas, não apresentou praticamente nenhuma vantagem sobre o período de 7 dias.

A faixa granulométrica de trabalho apresentou os seguintes teores:

FRAÇÃO (mesh)	Cu _T (%)	Cu _S (%)	OXIDADOS de Cu (%)
-3/4" +14 mesh	0.41	0.25	61
-3/4" +3/8"	0.35	0.28	80
+4	0.40	0.30	75
-4 +8	0.45	0.30	67
-8 +14	0.45	0.32	71

RESULTADOS

EFICIÊNCIA DE EXTRAÇÃO

A recuperação de cobre total e cobre solúvel, sem e com correção de acidez variou conforme a granulometria empregada, mantidas as demais condições constantes.

Os melhores resultados, como previsto, foram obtidos com a fração mais fina (-8 +14 mesh), com eficiências de extração de 82% (Cu total) e 91% (Cu solúvel) com correção de acidez e 76% (Cu total) e 91% (Cu solúvel), sem correção de acidez.

A fração mais grosseira (-3/4" +3/8"), apresentou recuperações da ordem de 58% (Cu total) e 79% (Cu solúvel) sem correção de acidez e 66% (Cu total) e 72% (Cu solúvel) com correção.

As demais frações testadas (-3/4" +14 mesh + 4 mesh, -4 +8 mesh) ofereceram resultados intermediários em relação às frações granulométricas limites (-3/4" +3/8" e -8 +14 mesh).

A lixiviação com correção de acidez durante 14 dias não apresentou resultados notáveis em relação ao período de 7 dias, como se nota a seguir:

Eficiências de extração

7 dias: Cu total = 81%
Cu solúvel = 91%

14 dias: Cu total = 85%
Cu solúvel = 92%

Os resultados dos ensaios sem correção de acidez podem ser visualizados nos gráficos 10, 11, 12, 13, 14 e 15, 16, 17, 18, 19, respectivamente.

CONSUMO DE ÁCIDO

O consumo de ácido é relativamente elevado em virtude da presença conspícua de veios de calcita e óxidos de ferro e variou de 7 a 13 g H_2SO_4/gCu , enquanto que em Kg H_2SO_4/ton minério os valores encontrados foram de 91 a 145, para um período de 7 dias, sem correção de acidez.

Acrescentados 4 g de Fe III, há dimi-

nuição do consumo unitário de ácido.

Com correção de acidez e nos períodos de 7 e 14 dias de lixiviação, os consumos de ácido foram:

7 dias: 26 a 43 kgH₂SO₄/ton minério e 8 a 13 g H₂SO₄/g Cu

14 dias: 61 a 89 kgH₂SO₄/ton minério e 19 a 30 g H₂SO₄/g Cu

Os consumos de ácidos estão expressos nos gráficos 20, 21, 22, 23 e 24.

3.5 - Conclusões - ANDRADAS

a) Os melhores resultados no tocante à recuperação de cobre total foram obtidos com percolação descendente fazendo-se a correção de acidez a cada 24 horas. Em contrapartida, este método foi o que apresentou maior consumo de ácido, atingindo valores que estão no limiar de economicidade, segundo plantas industriais em atividade.

b) A lixiviação ácida sem correção de acidez apresenta recuperações de cobre menores que aquelas obtidas no caso anterior, mas em compensação há menor consumo de ácido.

c) O processo que utiliza Fe III merece um estudo mais aprofundado; apresentou bons resultados, com recuperações que atingem valores intermediários entre os dois processos citados e consumo de ácido inferior a ambos.

d) A granulometria que apresentou a maior taxa de extração foi a -8 +14 mesh, o que já era esperado, pois é a que oferece maior superfície de contato e reação entre sólido e líquido. A amostra constituída de partículas mistas da faixa (-3/4" +14 mesh), merece atenção, pois abrange diâmetros encontrados em condições industriais.

e) As lixívias apresentam valores que oscilam entre 1 a 3 gCu/litro, podendo dessa forma ser utilizadas na cementação e intercâmbio iônico, e eletrorecuperação.

f) O ciclo de lixiviação deverá variar de 5 a 7 dias.

g) O minério de Andradas não apresenta condições para a adoção de tratamento duplo, como no caso da Zona Intermediária, ou seja, lixiviação seguida de flotação. Isso se deve ao fato dos rejeitos de lixiviação apresentarem teores de cobre muito baixos, impossibilitando sua recuperação por flotação, por não haver seletividade dos minerais de cobre.

h) Até que outros estudos, como por exemplo, lixiviação amoniacal, venham provar o contrário, o processo viável para se tratar o minério de Andradas é a lixiviação ácida utilizando-se sulfato férrico como coadjuvante na oxidação dos sulfetos de cobre, além de diminuir o consumo de ácido. Devido ao baixo teor e pequena reserva (em termos relativos) do corpo mineral, o método de lixiviação a ser adotado deve ser tal que exija capital de investimento inicial baixo, como, por exemplo, li

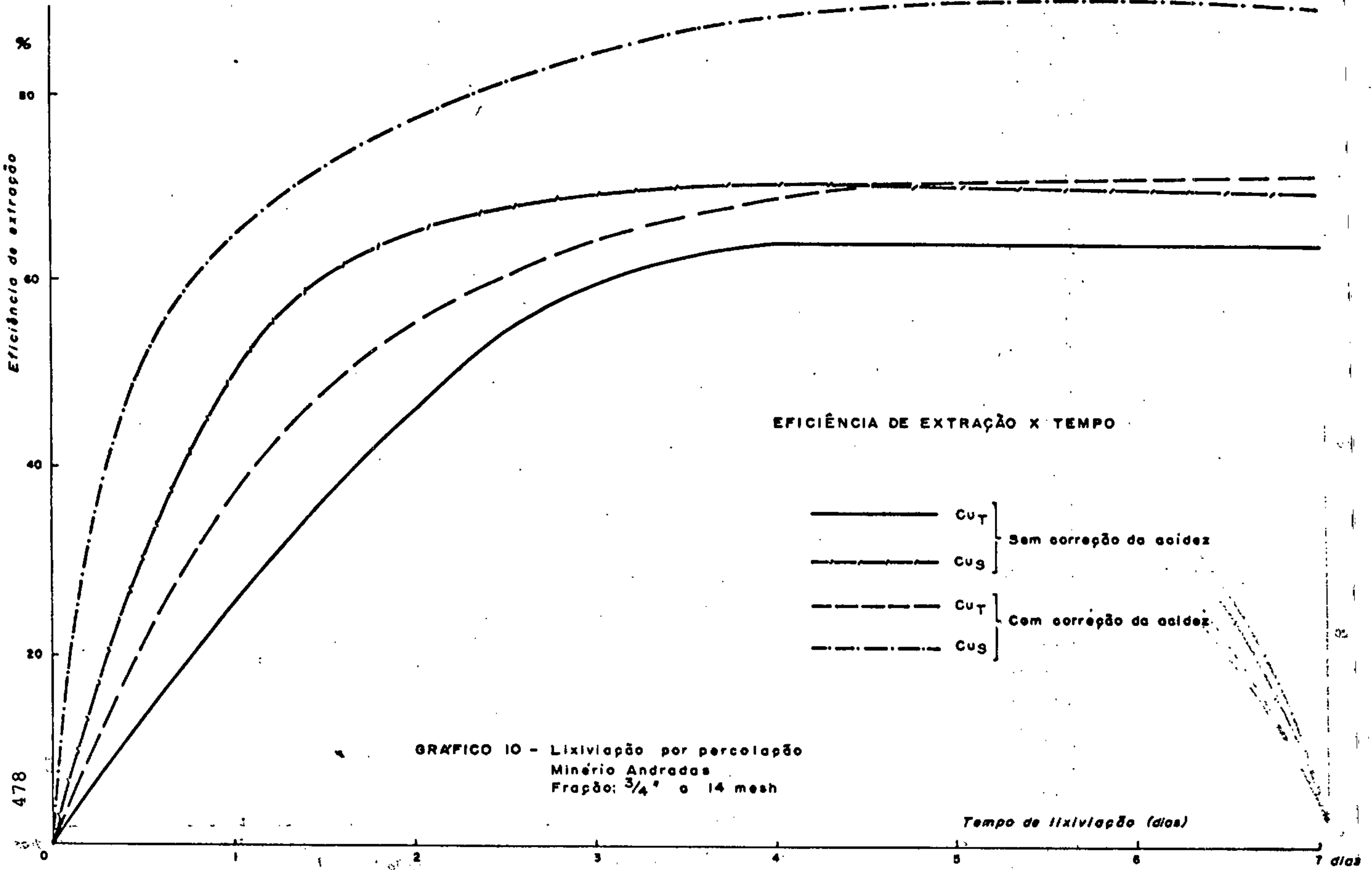
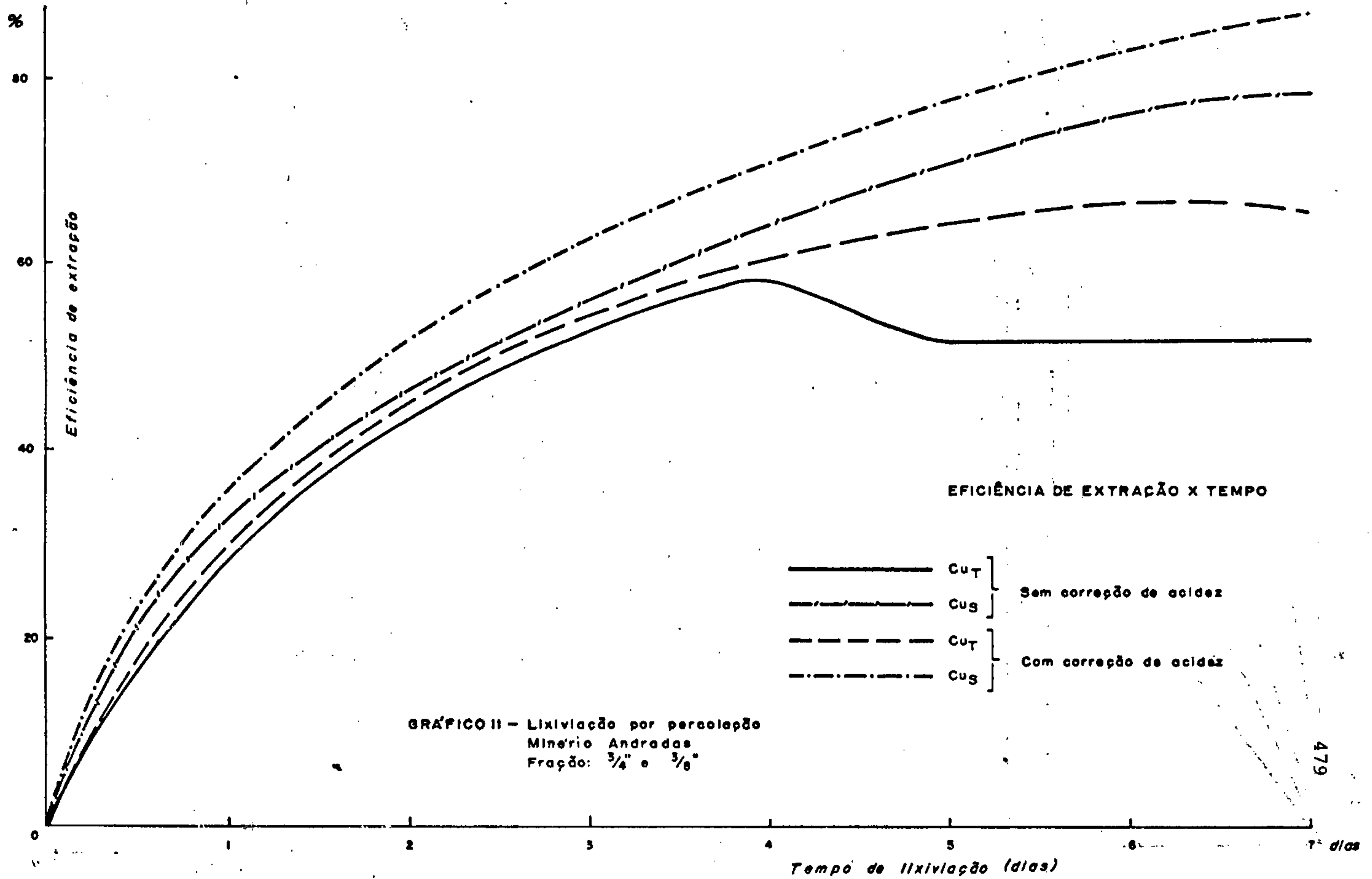
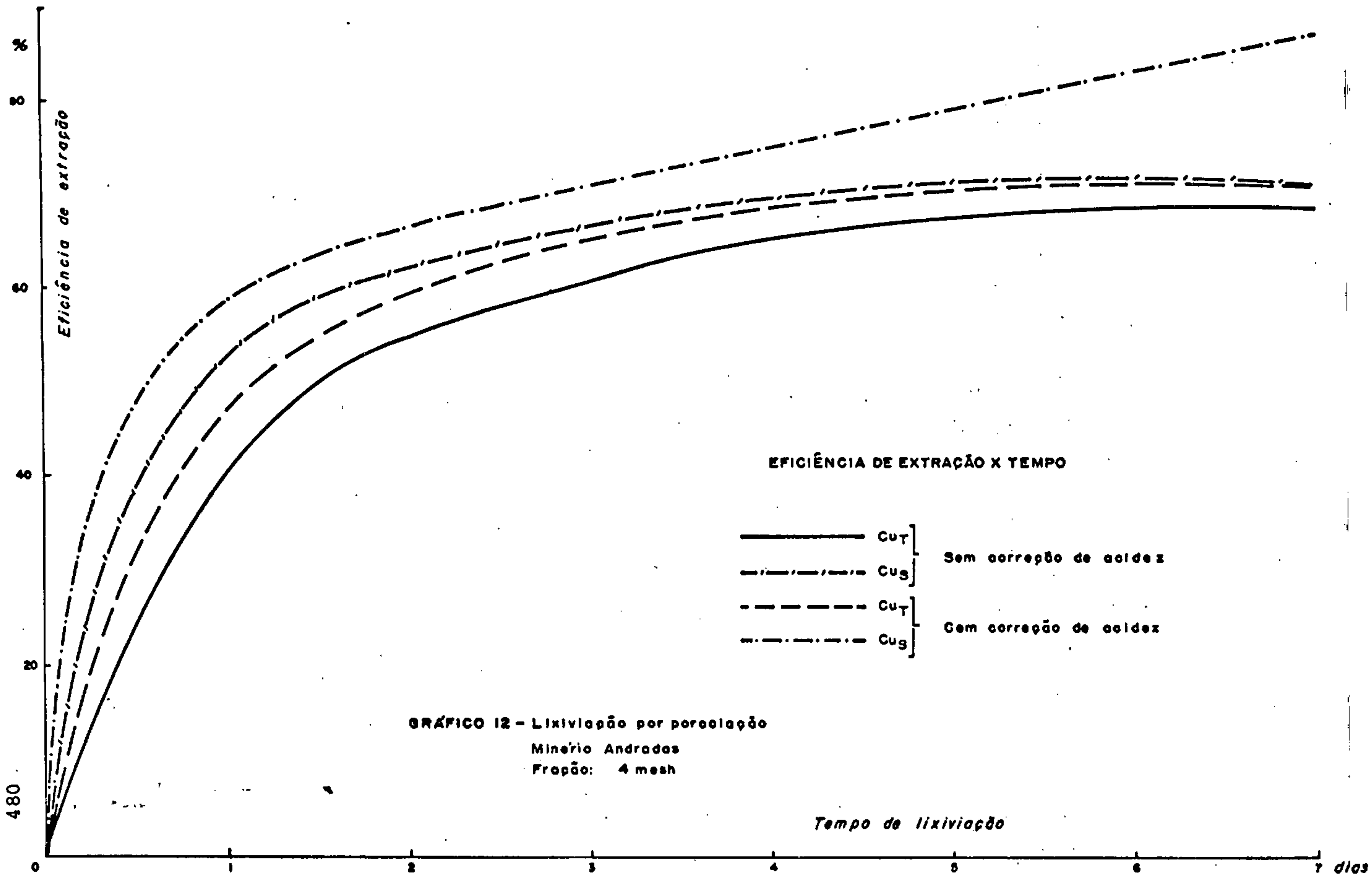


GRÁFICO 10 - Lixiviação por percolação
 Minério Andradás
 Fração: 3/4" a 14 mesh

478

Tempo de lixiviação (dias)





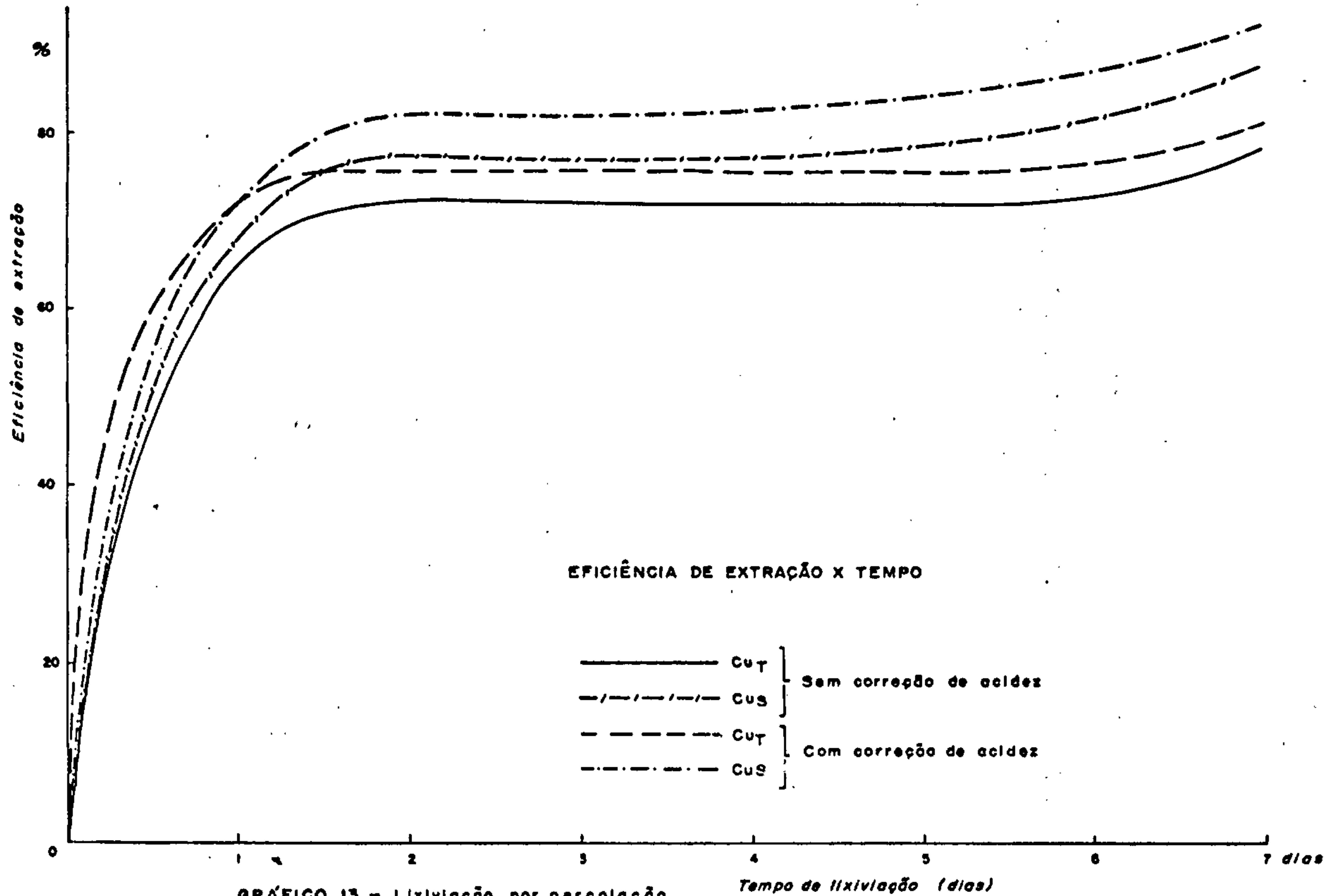
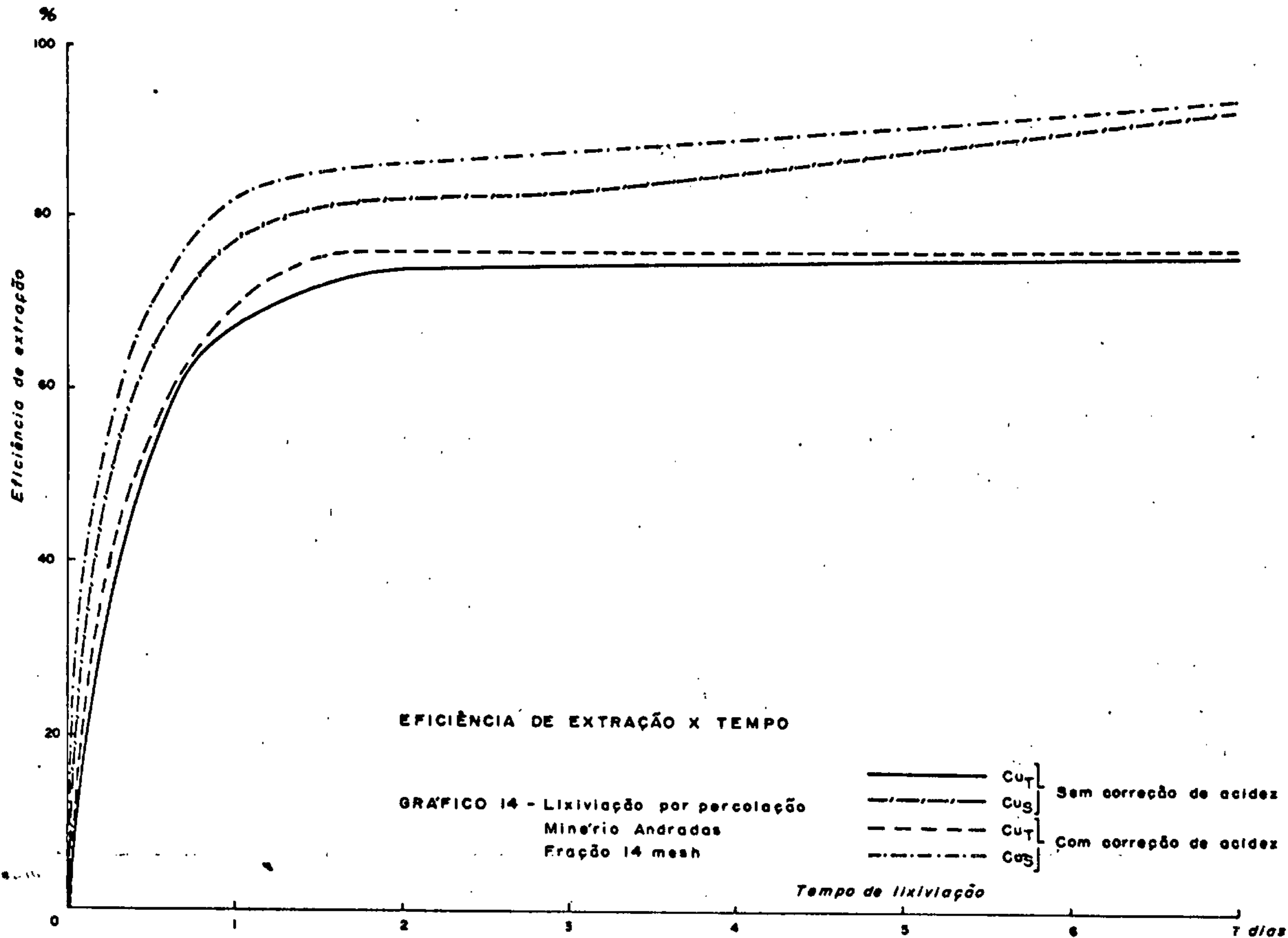


GRÁFICO 13 - Lixiviação por percolação
 Minério Andradás
 Fração: 8 mesh



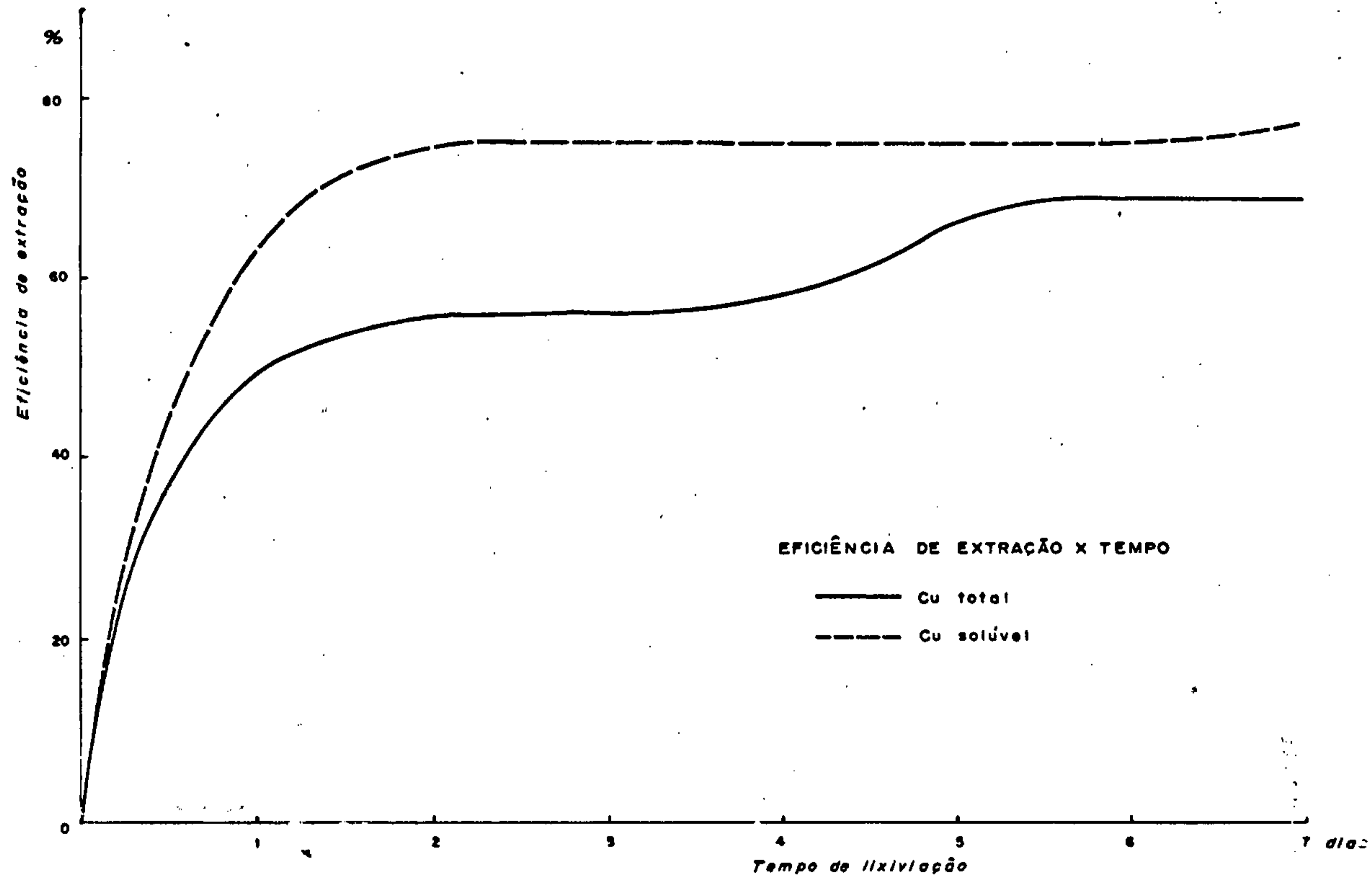


GRÁFICO 15 - Lixiviação por percolação com Fe^{III}
 Minério Andradas
 Fração: 3/4" a 14 mesh

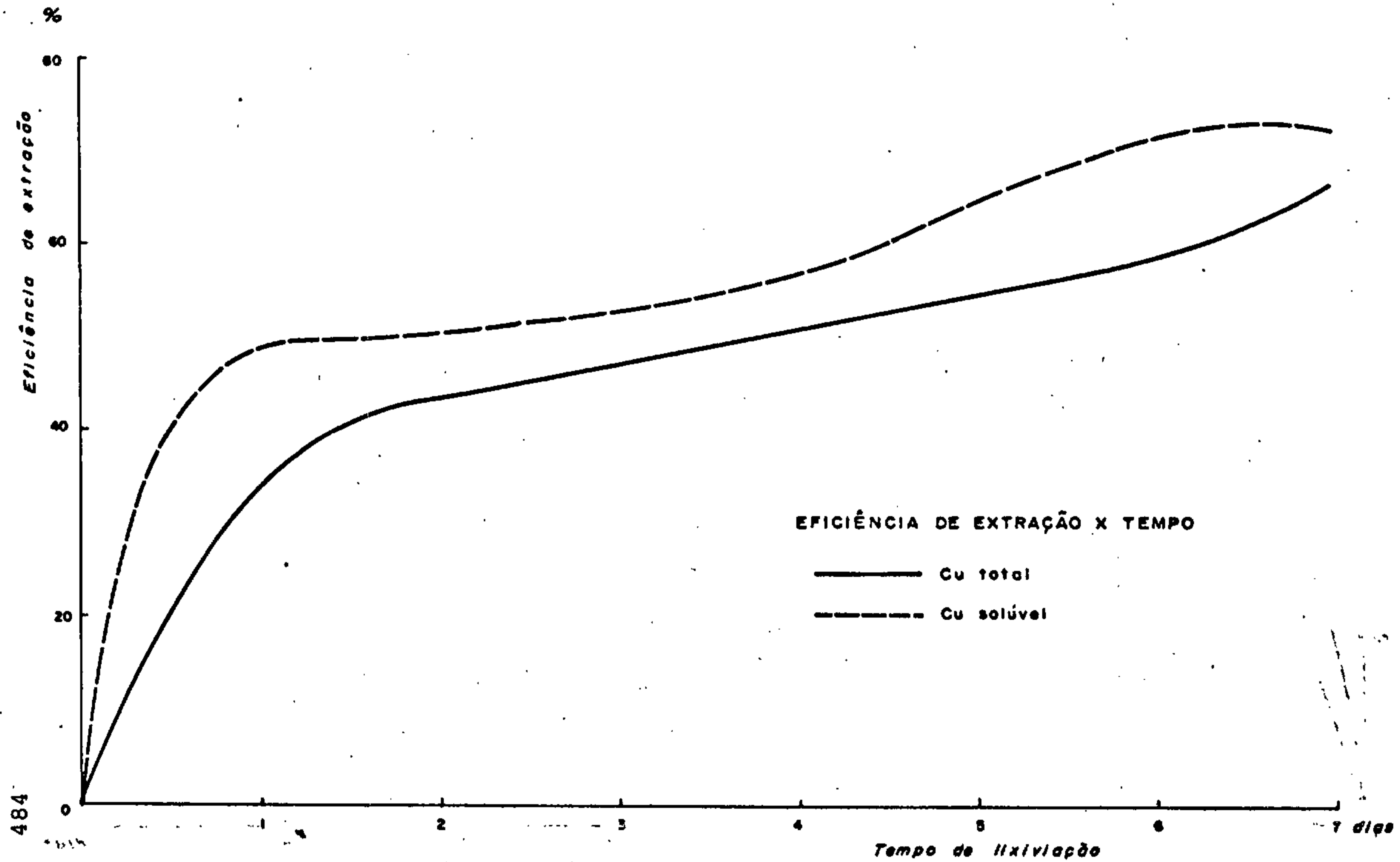


GRAFICO 16 - Lixiviação por percolação com Fe III
 Minério Andradas
 Fração: 3/4" e 3/8"

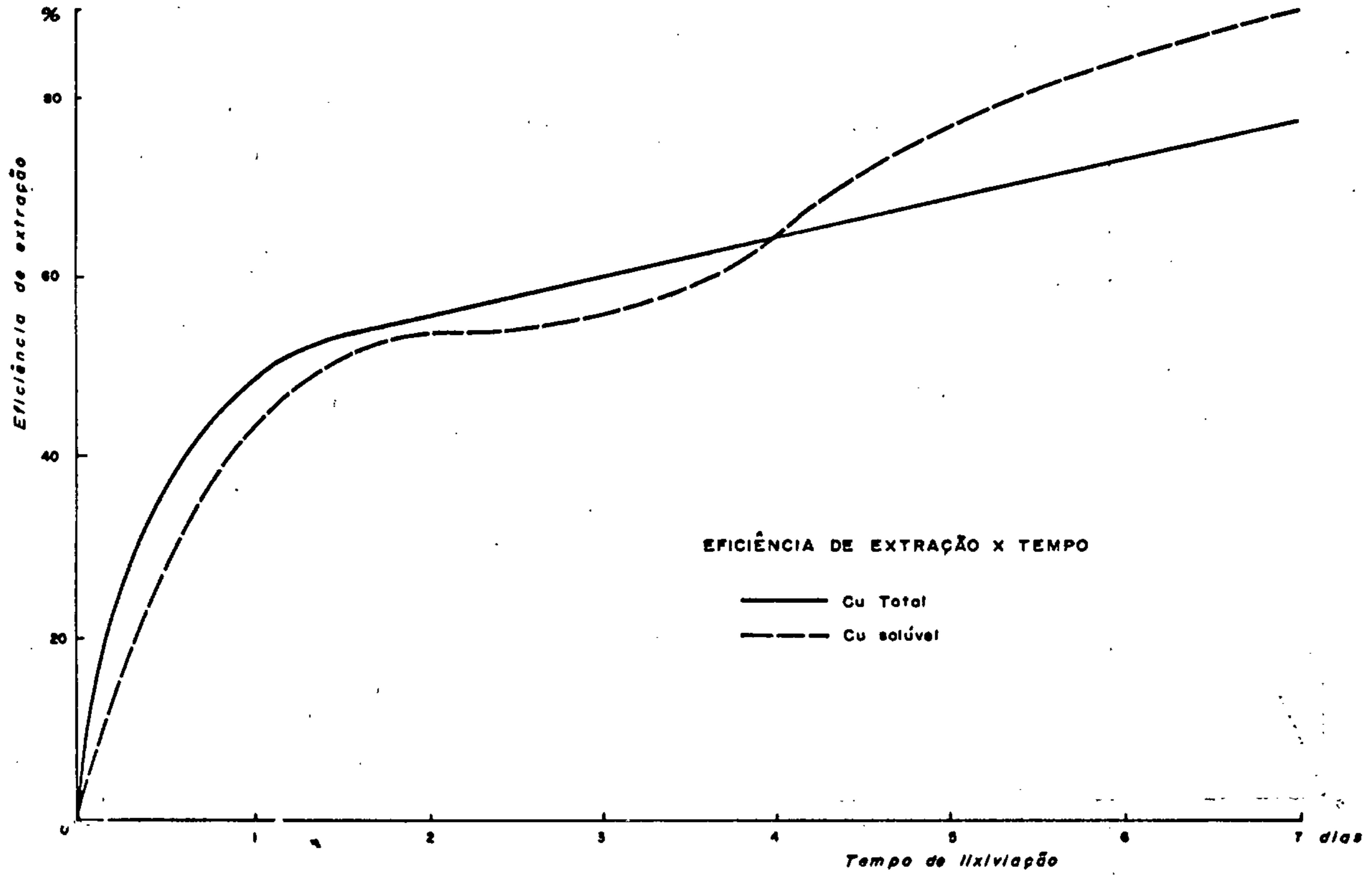


GRÁFICO - 17 - Lixiviação por percolação com Fe^{III}
 Minério Andradas
 Fração: 4 mesh

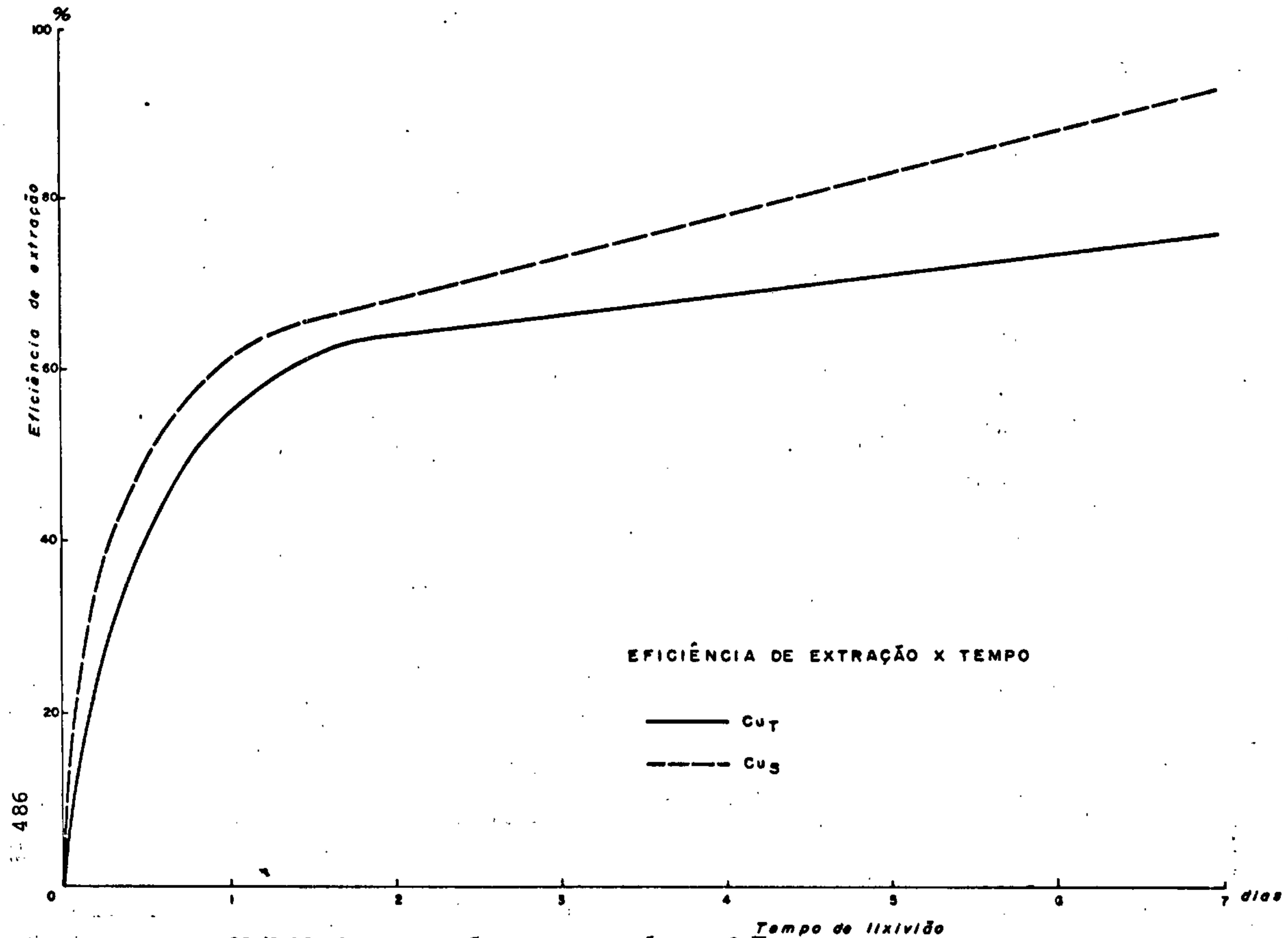
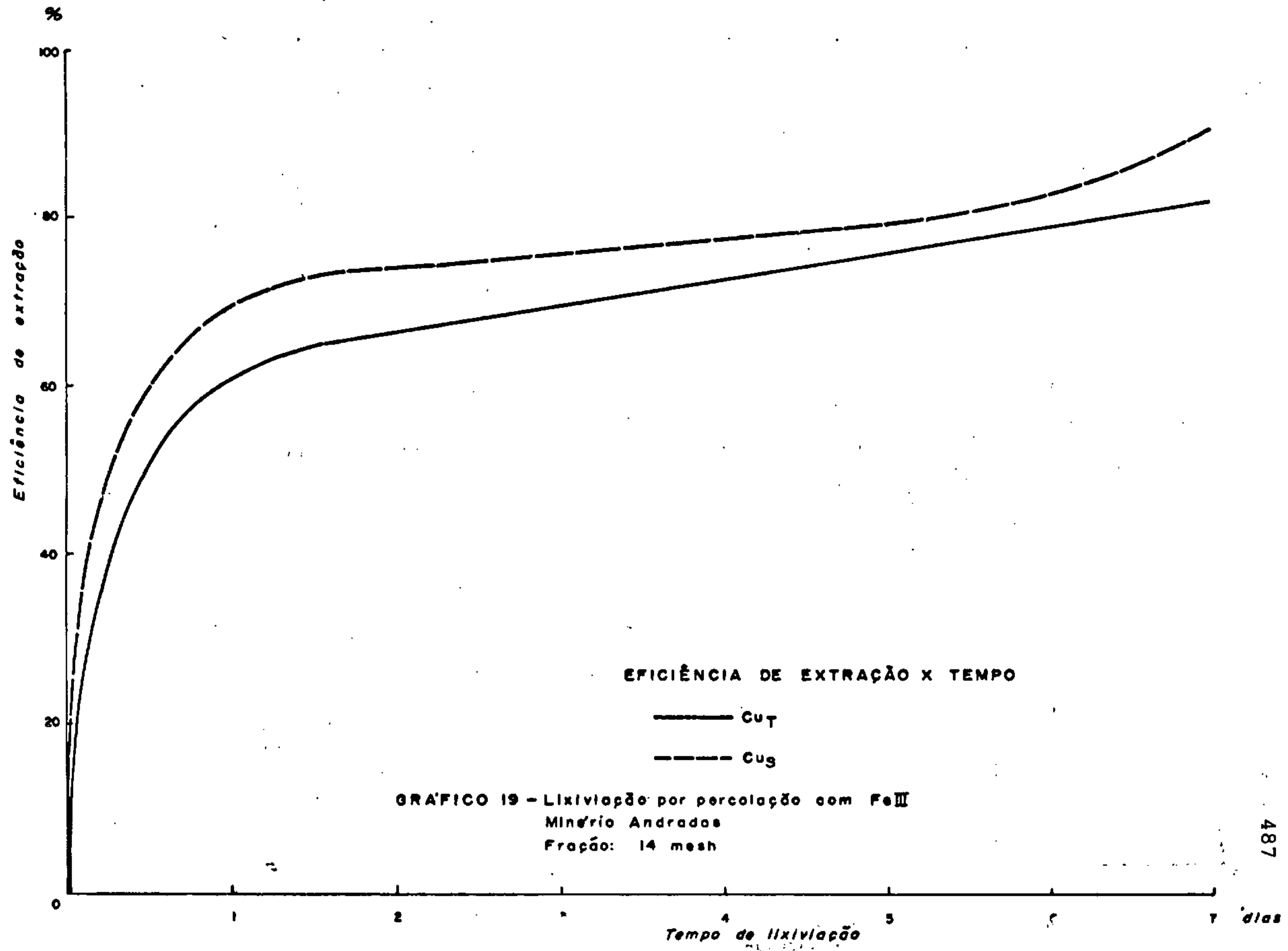


GRAFICO 18 - Lixiviação por percolação com Fe^{III}
 Minério Andradas
 Fração: 8 mesh

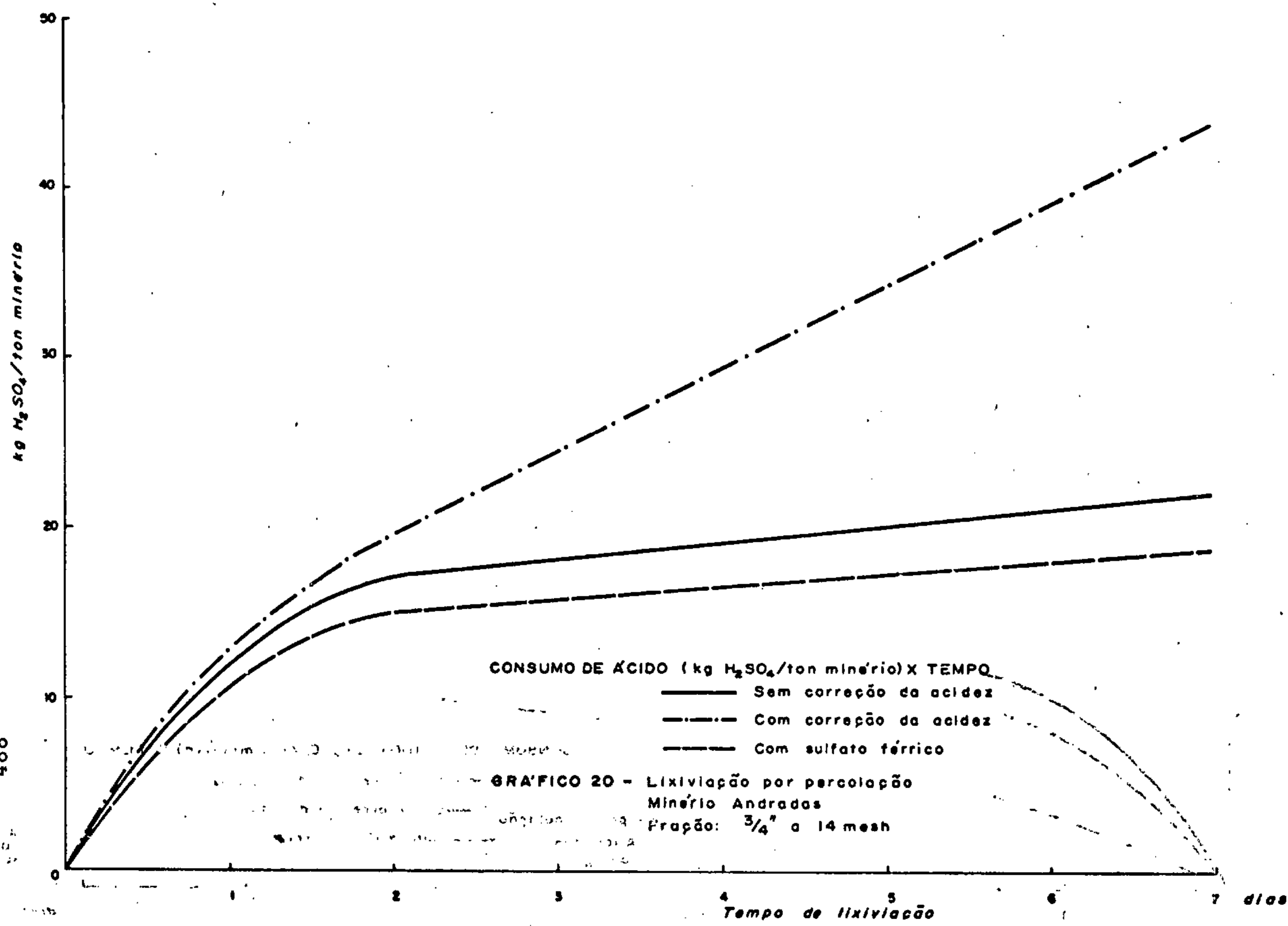
486

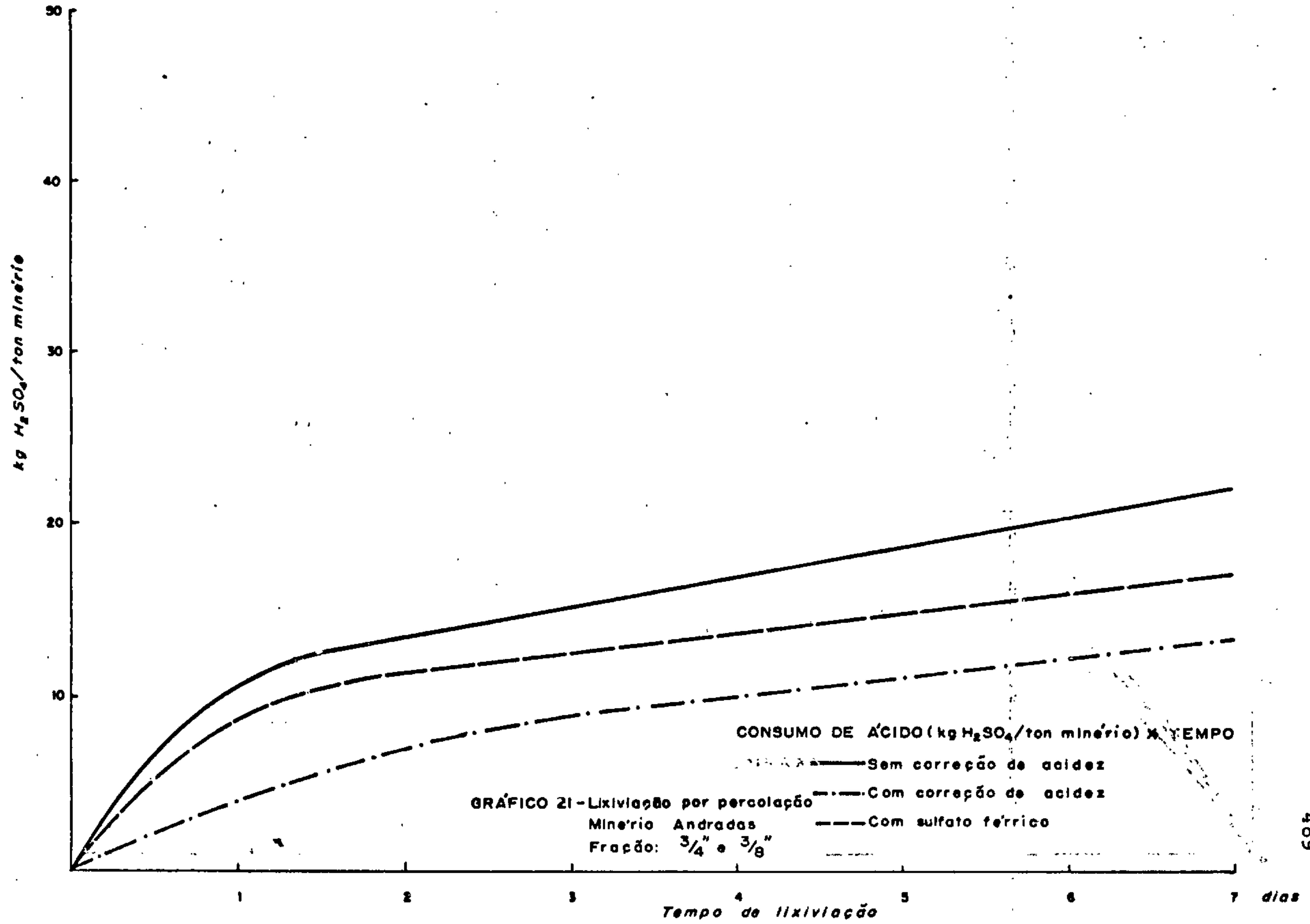


EFICIÊNCIA DE EXTRAÇÃO X TEMPO

— CuT
 - - - CuS

GRÁFICO 19 - Lixiviação por percolação com Fe^{III}
 Minério Andradas
 Fração: 14 mesh





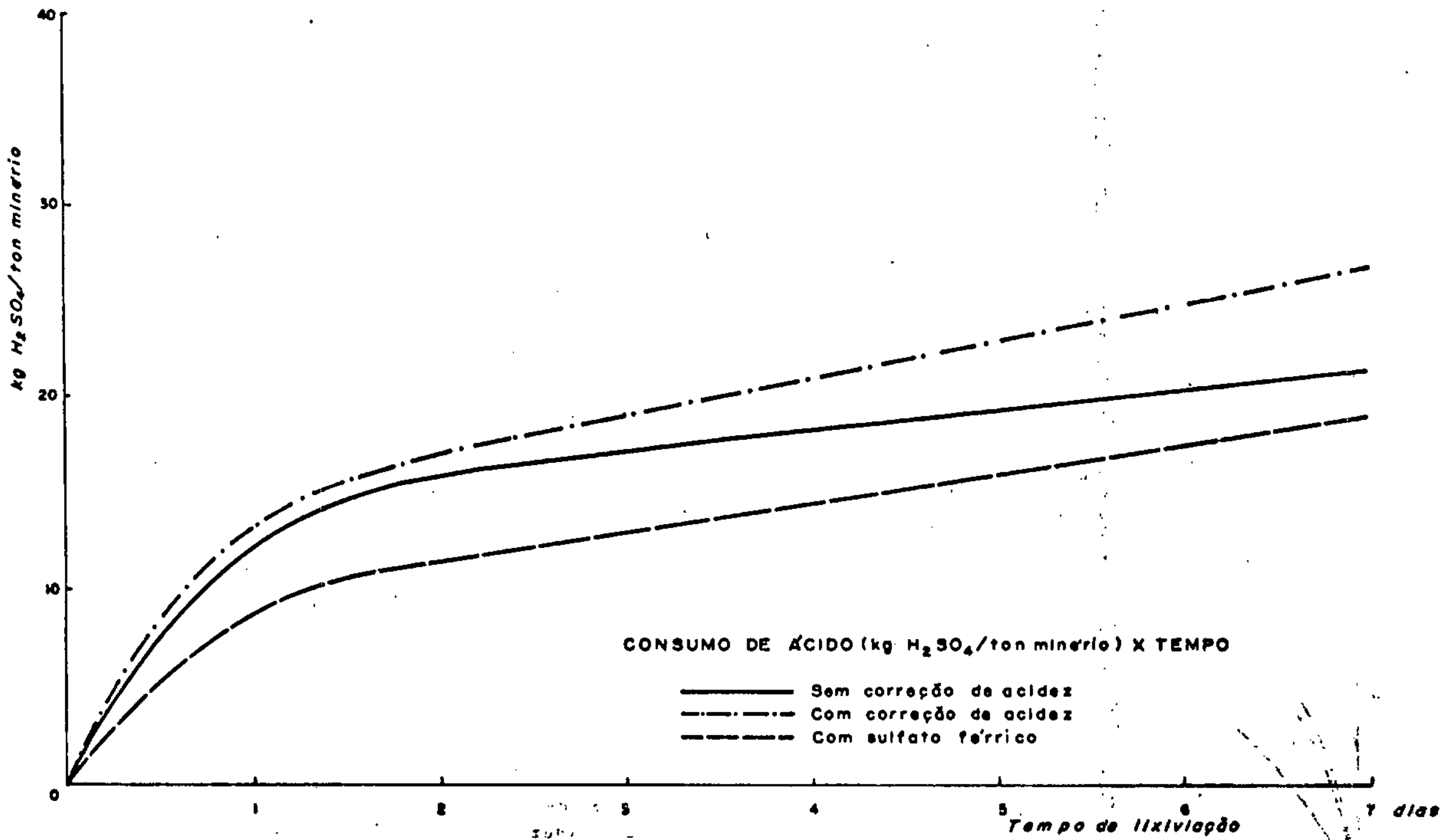


GRÁFICO 22 - Lixiviação por percolação
 Minério Andradás
 Fração: 4 mesh

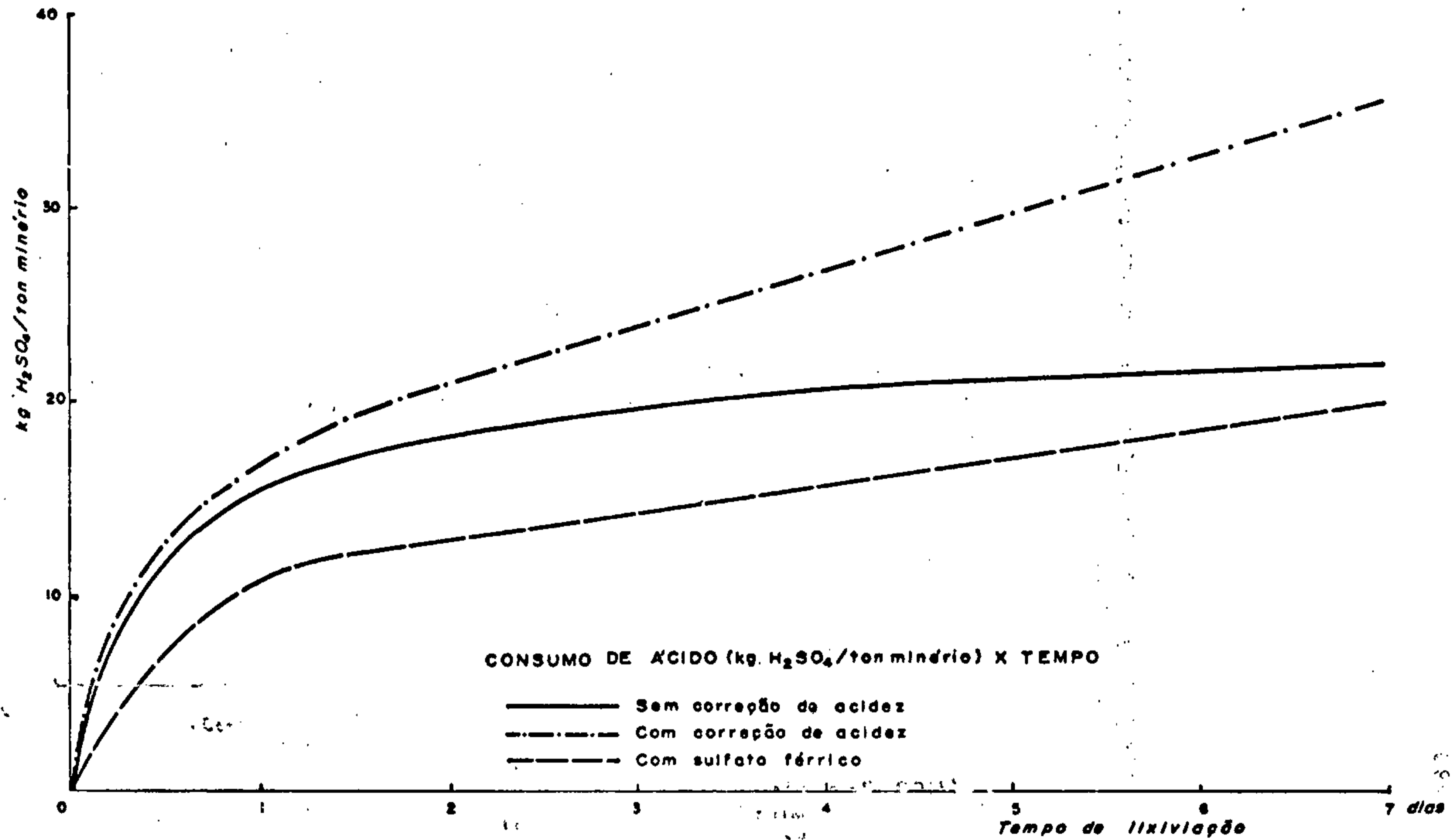


GRÁFICO 25 - Lixiviação por percolação
 Minério Andradas
 Fração 8 mesh

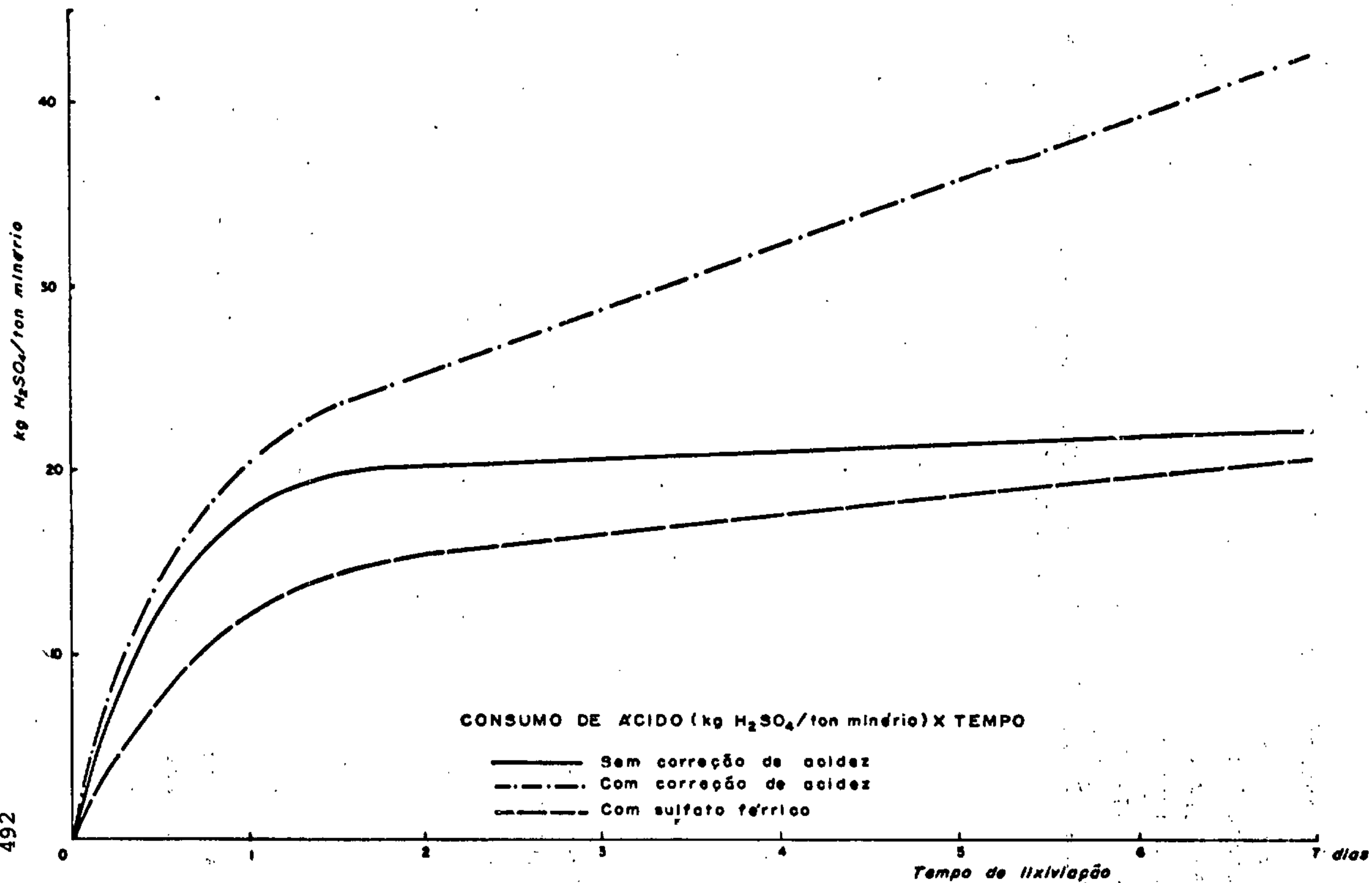


GRÁFICO 24 - Lixiviação por percolação
Minério Andradas
Fração 14 mesh



xiviação em pilhas ou terraços ("heap" ou "pad" leaching). O cobre poderá ser reduzido por cementação ou eletrodepositado num circuito de intercâmbio iônico & eletrólise.

4. VOLTA GRANDE

4.1 - Composição Mineralógica

Os sulfetos perfazem 95% do total dos minerais de minério. Em ordem decrescente encontram-se:

Calcopirita

Pirita

Bornita

sendo que a calcopirita predomina sobre os demais minerais.

- Os minerais oxidados ocorrem em proporção inexpressiva, como pode ser verificado pela análise química. O pouco minério oxidado que ocorre apresenta-se como crisocola e malaquita.

- Os minerais de ganga que ocorrem são o quartzo, carbonatos e óxidos de ferro (hematita e goethita). O quartzo é o mais abundante, os carbonatos ocorrem como finas crostas esbranquiçadas nas superfícies de fraturas do andesito e também junto aos veios quartzosos, participando da ganga em proporção subordinada. Os óxidos de ferro estão largamente distribuídos na rocha.

4.2 - Análise Química

Os resultados obtidos na dosagem de cobre solúvel e cobre total são apresentados na TABELA VI, com os respectivos percentuais relativos de cobre solúvel e cobre insolúvel.



TABELA VI
DISTRIBUIÇÃO DE COBRE SOLÚVEL E INSOLÚVEL
- VOLTA GRANDE -

FRAÇÃO	Cu _T	Cu _S	OXIDADOS DE COBRE	SULFETOS DE COBRE
Malha	(%)	(%)	(%)	(%)
-3/4" +3/8"	1.80	0.02	1.1	98.9
+4	1.90	0.02	1.1	98.9
-4 +8	2.29	0.01	0.4	99.6
-8 +14	2.66	0.02	0.8	99.2
-14 +28	3.16	0.02	0.6	99.4
-28 +48	3.58	0.02	0.6	99.4
-48 +100	3.81	0.02	0.5	99.5
-100 +200	4.12	0.04	1.0	99.0
-200 +325	3.76	0.04	1.1	98.9

4.3 - Resultados Experimentais

Pelo que se pode depreender dos dados obtidos na análise química, os resultados de uma lixiviação ácida, mesmo utilizando-se sulfato férrico e fazendo-se a correção de acidez, não atingiriam valores significativos. As condições dos 4 testes foram:

Granulometria: -8 +48 mesh

Concentração H_2SO_4 : 10 a 50 g/litro

Tempo: 10 dias

As recuperações máximas de cobre total e cobre solúvel atingiram 15.4% e 76.4%, respectivamente, mesmo empregando-se Fe III.

O consumo de ácido é elevado, da ordem de 90 gH_2SO_4/gCu .

Os resultados estão expressos no quadro geral (TABELA VII) e podem ser visualizados nos gráficos 25, 26, 27 e 28.

TABELA VII
 QUADRO GERAL DE RESULTADOS - VOLTA GRANDE

CONDIÇÕES DO TESTE								REJEITO			RECUPERAÇÃO	
TESTE	PESO	GRANULO- METRIA	Cu _T	Cu _S	H ₂ SO ₄	Fe III	TEMPO	PESO	Cu _T	Cu _S	Cu _T	Cu _S
Nº	(g)	(mesh)	(%)	(%)	(g/l)	(g/l)	(Dias)	(g)	(%)	(%)	(%)	(%)
VG01	500	+4	2.46	0.02	50		10	476	2.34	0.01	9.8	52.4
VG02	500	-14 +28	2.69	0.02	25		10	472	2.41	0.005	15.4	76.4
VG03	500	-28 +48	3.16	0.02	10		10	473	3.05	0.005	10.9	76.0
VG04	500	*	3.12	0.02	50	20.7	10	457	2.94	0.01	13.8	54.0

* - Mistura das frações +4, +28, +48 na proporção 1: 2:2, respectivamente

4.4 - Conclusões

1) Os teores de cobre total são relativamente elevados, o que de certa forma era previsto uma vez que as amostras eram provenientes do setor fortemente mineralizado.

2) A proporção de cobre solúvel é praticamente insignificante em relação ao cobre total, sendo em valor absoluto inferior aos teores dos rejeitos de lixiviação das plantas industriais em atividade.

3) O cobre sulfetado de Volta Grande é solubilizado em pequena proporção por soluções de ácido sulfúrico em concentrações de 10 a 50 g/litro, mesmo utilizando-se Fe III.

4) As recuperações indicaram uma eficiência de extração de cobre total entre 9% e 15%; para cobre solúvel os valores encontrados foram de 50% a 76%, porém sua importância em relação ao cobre total é insignificante.

5) Pelo exposto, concluímos ser impraticável a recuperação do cobre de Volta Grande por lixiviação ácida.

6) O consumo de ácido é muito elevado e economicamente proibitivo.

7) A alta proporção de cobre sulfetado e pelo que foi supracitado indicam que o método mais adequado para a concentração do minério em questão é a

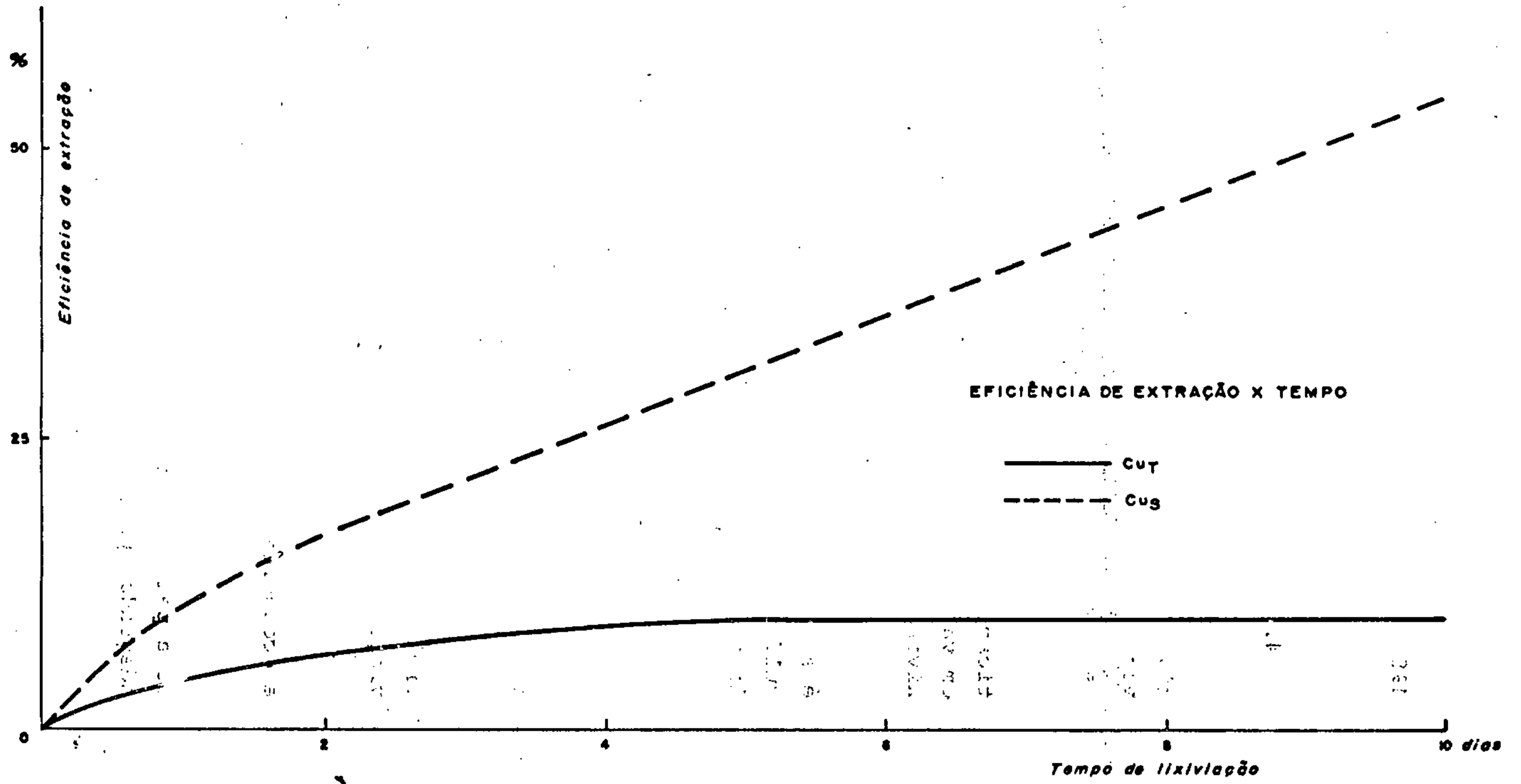


GRÁFICO 25 - Teste de lixiviação
 Minério: Volta Grande
 Fração: 4 mesh

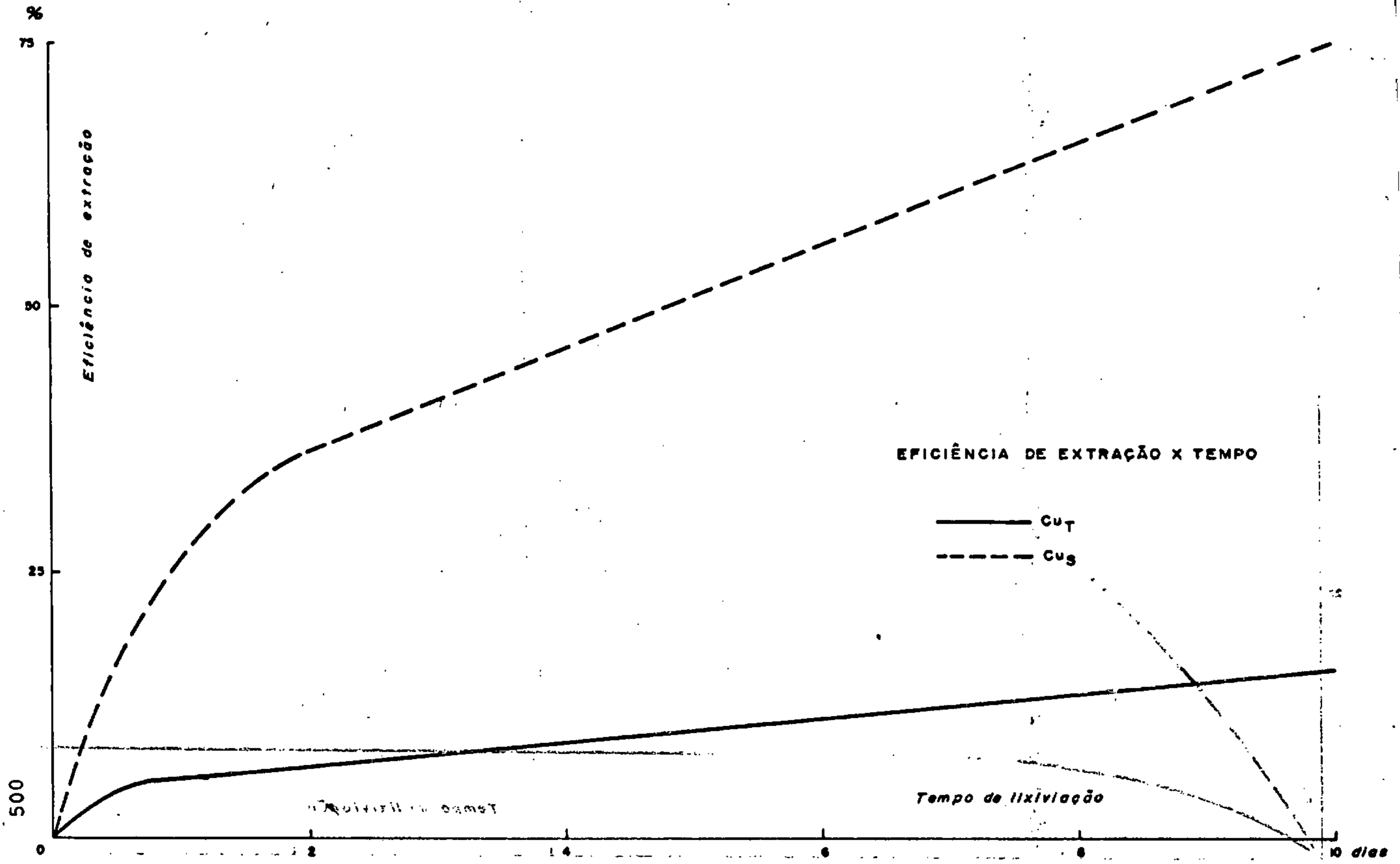


GRÁFICO 26 - Teste de lixiviação
 Fração: 28 mesh
 Minerio: Volta Grande

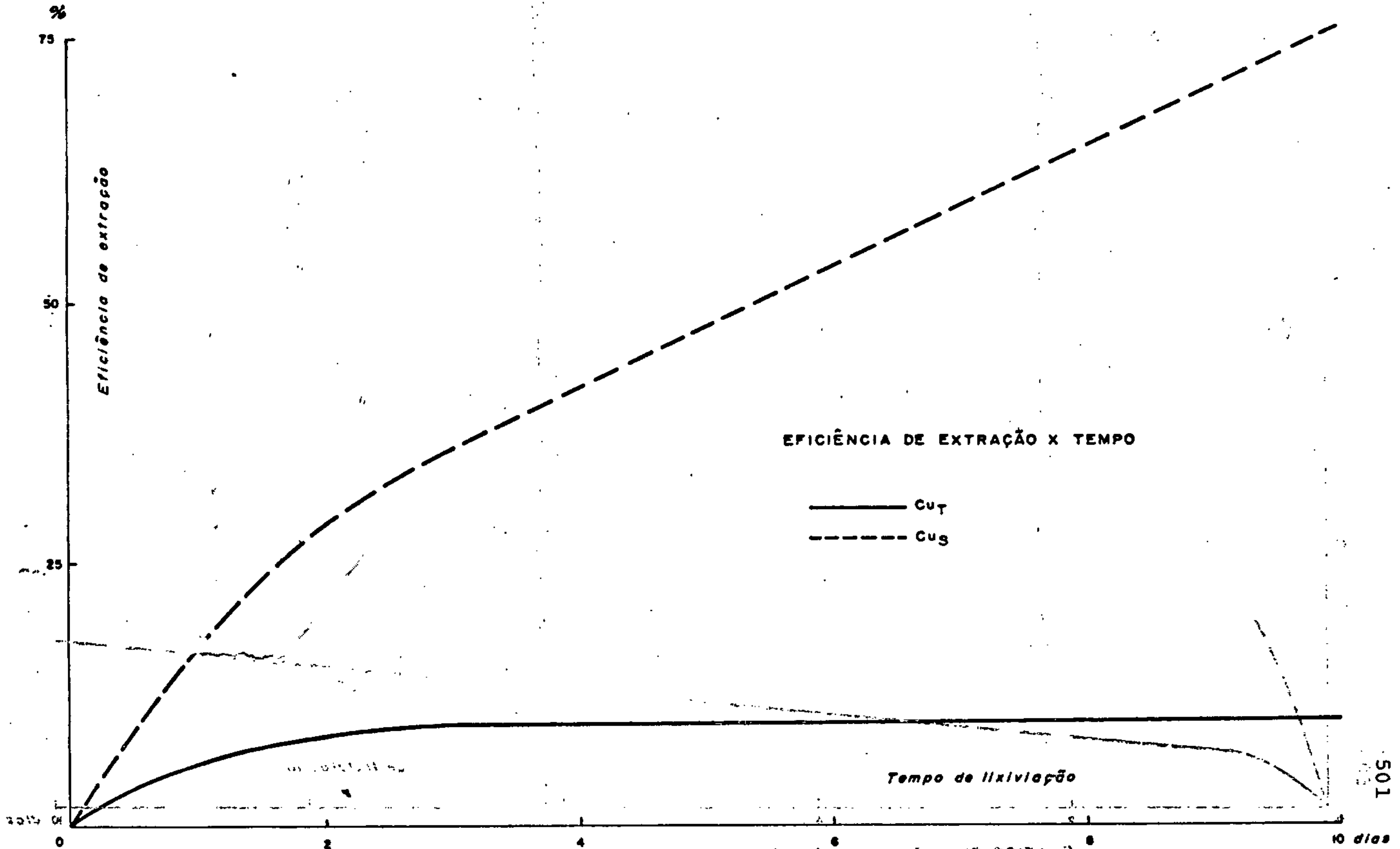


GRÁFICO 27 - Teste de lixiviação
 Fração: 48 mesh
 Minério Volta Grande

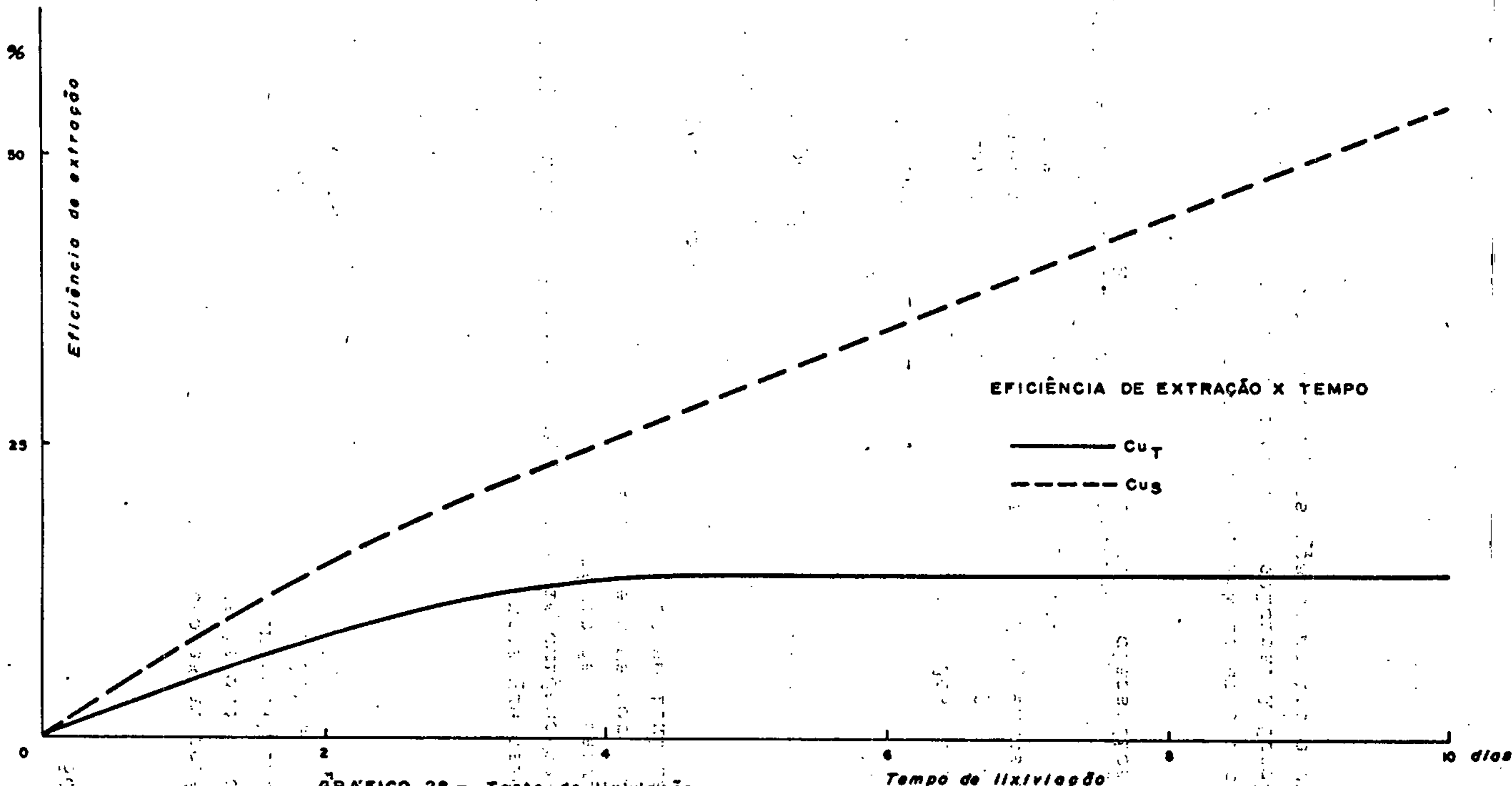


GRÁFICO 28 - Teste de lixiviação
 Minério Volta Grande
 Fração: 4, 20, 48 mesh

flotação. No caso de Au e Ag ocorrerem em teores apreciáveis e se mostrem mais atraentes economicamente que o cobre, o processo adotado deverá recuperar primordialmente estes metais preciosos (cianetação ou amalgamação) e o cobre deverá ser recuperado como sub-produto.

5. MINA SEIVAL

Devido à carência de fontes que assegurassem a existência de reservas de minério oxidado nesta jazida, os ensaios efetuados com o minério de Seival assumiram uma característica informativa, e teve por objetivo a extração do cobre contido utilizando-se lixiviação ácida por percolação descendente.

5.1 - Composição Mineralógica

O estudo microscópico em lâminas delgadas apresentou os seguintes minerais componentes do minério Seival: plagioclásio, vidro parcialmente desvitrificado, calcita, sílica microcristalina, sílica criptocristalina, clorita, malaquita, sericita, zircão, fragmentos de rochas, óxidos de ferro, serpentina e opacos.

A rocha encaixante foi classificada como brecha básica.

Por difração de Raios-X foram identificados: feldspatos, quartzo, clorita e calcita. A fração afundada em meio denso revelou a presença de barita e calcita.

A análise espectrográfica semiquantitativa forneceu os resultados à Tabela VIII.

TABELA VIII
ANÁLISE ESPECTROGRÁFICA SEMIQUANTITATIVA
SEIVAL

ELEMENTO	%	ELEMENTO	PPM
Fe	7.0	Ag	20
Mg	3.0	Mi	300
Ca	3.0	Sr	200
Ti	0.7	Zn	200
Mn	0.1	Zr	100
Ba	0.5		
Cr	0.1		
Cu	1.0		

3.0

2.5

2.0

5.2 - Análise Química

A análise química da amostra original apresentou os seguintes resultados.

TABELA IX
ANÁLISE QUÍMICA - "HEAD SAMPLE"

	%
Cu total	0.6
Cu oxidado	0.4
CaO	5.0
BaO	0.1
MgO	4.3
Fe ₂ O ₃	6.7
Al ₂ O ₃	11.3
SiO ₂	49.2
K ₂ O	0.5
Na ₂ O	2.1
S	0.2

5.3 - Análise Granulométrica e Distribuição de Cobre

A análise granulométrica do cobre para o minério de SEIVAL, apresentou a seguinte distribuição.

TABELA X

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA E DISTRIBUIÇÃO DE COBRE

FRAÇÃO (mesh)	PESO (%)	Cu _T (%)	DISTRIBUIÇÃO (%)	
			DIRETA	ACUMULADA
+4	31.80	0.5	25.95	25.95
-4 +14	39.49	0.7	45.11	71.06
-14 +20	4.48	0.5	3.66	74.72
-20 +35	6.62	0.6	6.48	81.20
-35 +48	2.45	0.6	2.40	83.60
-48 +65	1.71	0.6	1.68	85.28
-65 +100	1.71	0.6	1.68	86.96
-100 +200	2.24	0.6	2.19	89.15
-200	9.50	0.7	10.85	100.00
ALIMENTAÇÃO CALCULADA	100.00		100.00	100.00



5.4 - Resultados Experimentais

Foi feita separação em líquido denso (bromofórmio, $d = 2.84$), seguida de separação magnética do material afundado. As diversas frações obtidas para o produto - 100 + 150 mesh foram analisadas para Fe e Cu dando os resultados à tabela XI.

TABELA XI

TEORES DE Fe e Cu NAS FRAÇÕES MAGNÉTICAS

FRAÇÃO MAGNÉTICA	Fe * (%)	Cu * (%)
ímã manual	Não dosado	1.6
0.3 A	24.3	2.7
0.5 A	21.0	3.9
0.75 A	11.5	12.0
>0.75 A	2.8	12.8

* Absorção atômica

Teores iniciais: Cu total = 0.6%

Cu solúvel = 0.4%

Nos testes de lixiviação foram empregadas soluções contendo de zero a 100 g/litro de H_2SO_4 : o método utilizado foi percolação descendente com recirculação a ar comprimido.

A eficiência de extração de cobre variou de 35 a 52%, com um consumo de ácido variando entre os limites de 24 a 32 g por grama de cobre.

A utilização de HCl como agente oxidante ao invés de H_2SO_4 não melhorou em nada a eficiência de extração (7% a 16%), mas o consumo de ácido aumentou sensivelmente (62 a 142 g por grama de cobre).

5.5 - Conclusões

Pelos resultados obtidos conclui-se

que:

1) O minério de Seival contém apreciáveis teores de carbonatos.

2) Estes teores são responsáveis pelo elevado consumo de ácido, tanto H_2SO_4 como HCl.

3) Devido às baixas recuperações, supõe-se que o cobre contido esteja em sua maior parte presente no interior dos minerais de ganga ou que esteja sob forma resistente à oxidação (mineral refratário).

4) Durante a lixiviação, há formação de sulfato de cálcio, que precipita-se, impedindo uma percolação eficiente.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- (1) VAN OOSTERWYCK-GASTRUCHE, M.C., "La Structure de la Chrysocolle", C.R. Acad. Sci., Ser.D, Vol. 271, 1970, p. 1837-1840.
- (2) Idem, "Les Planchites Considerées Comme une Famille d'Amphiboles Cuivriques", C.R. Acad. Sci., Paris, Vol. 266, p. 1546-1548.
- (3) Idem, "Electron Microscopy and Diffraction Identification of Some Copper Silicates", Inst. Mineral. Ass., Pap. Proc. Gen. Meet., 7th, 1970, Nº 1, p. 196-205.
- (4) BRAUN, R.L., LEWIS, A.E. and WADSWORTH, M.E., "In Place Leaching of Primary Sulfide Ores: Laboratory Leaching Data and Kinetics Model", Solution Mining Symposium Proc., 103rd AIME An. Meet., Dallas, Texas, 1974, p. 295-323.
- (5) FORWARD, F.A., and WARREN, I.H., "Extraction of Metals from Sulfide Ores by Wet Methods", Metall. Revs., vol. 5, 1960, p. 137-164.
- (6) WOODCOCK, J.T., "Some Aspects of the Oxidation of Sulfide Minerals in Aqueous Suspension", Proc. Australas. Inst. Min. Metall., nº 198, 1961, p. 47-84.
- (7) WADSWORTH, M.E., "Advances in the Leaching of Sulfide

- Minerals", Miner. Sci. Engng., vol. 4, n^o 4, 1972, p. 36-47.
- (8) BURKIN, A.R., "Progress Report on Recent Advances in Extraction Metallurgy: (A) Hydrometallurgy. Metall. Revs., vol. 16, 1971, p. 47-56.
- (9) MONHEMIUS, A.J., "Trends in Copper Hydrometallurgy", Chem. Process. Engng. vol. 51, n^o 1, 1960, p. 65-68.
- (10) PETERS, E., "Thermodynamic and Kinetic Factors in the Leaching of Sulfide Minerals from Ore Deposits and Dumps", AIME Short Course on Bio Extractive Mining, Denver, Colorado, Feb. 1970.
- (11) HARRIS, J.A., "Development of a Theoretical Approach to the Heap Leaching of Copper Sulfide Ores", Proc. Australas. Inst. Min. Metall., vol. 230, 1969, p. 81-92.
- (12) JOHNSON, P.H., "Acid-Ferric Sulfate Solutions for Chemical Mining", Min. Engng., vol. 17, n^o 8, 1965, p. 64-68.
- (13) SULLIVAN, J.D., "Chemistry of Leaching Chalcocite", Washington, D.C., USBM, Tp-473, 1930.
- (14) RUDERSHAUSEN, "Copper Solution Mining at Old Reliable", apresentado no "National Meeting of American Institute of Chemical Engineers", Salt Lake City, Utah, 18-21 agosto, 1974.

- (15) BARBOSA, A.F., "Alguns Aspectos da Mineralização de Cobre e de Pesquisa das Jazidas do Seival, Rio Grande do Sul", tese de concurso, USP, São Paulo, 1958.
- (16) CASTANHO, O.S. e GAVRONSKI, E.F., "Relatório de Pesquisa da Jazida de Cerro do Andrada", inédito, 1975.
- (17) PIATNICKI, S., "Lixiviação de Oxidados e Sulfetos de Baixo Teor na Província Cuprífera do Rio Grande do Sul", 19 Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia. UFRJ, 1973. 101 p.
- (18) TAYLOR, James L. Metallurgical Dictionary. Stanford University, 1963. 299 p.
- (19) AMERICAN CYANAMID COMPANY - Mining Chemicals Handbook. Wayne, New Jersey, 3. ed. 1970. 101 p.
- (20) AIME. Copper Metallurgy. Proceedings of the Extractive Metallurgy Division Symposium on Copper Metallurgy, Denver, Colorado. 1970. 371 p.
- (21) ARSDALE, George D. Van. Hidrometalurgia de Metales Comunes. Union Tipografía Editorial Hispano Americana, México, I. ed. 1965. 381 p.
- (22) MC MAHON, A.D. Copper, a Materials Survey. Washington, USBM. 1964. 340 p.

(23) SUTULOV, A. Molybdenum and Rhenium Recovery from Porphyry Coppers. University of Concepcion, Chile. 1970. 259 p.

(24) WADSWORTH, M.E. Physico - Chemical Aspects of Solution Mining. Anais do III Encontro Nacional de Tratamento de Minérios, Belo Horizonte, 1975.

(25) ZAJIC, James E. Microbial Biogeochemistry. Academic Press, New York, 1969. 345 p.

(26) GARRELS, R.M. & CHRIST, Charles L. Solutions, Minerals and Equilibria. Harper & Row. New York, 1965. 450 p.

(27) AIME Hydrometallurgy. A Short Course Sponsored by TMS-AIME. San Francisco, 1972. 311 p.

(28) AIME Technical Economics for Metallurgists. A Short Course Sponsored by TMS-AIME. San Francisco, 1972.

(29) AIME Corrosion Problems and Solutions for the Extractive Metallurgy Industry. A Short Course Sponsored by TMS-AIME. San Francisco, 1972.

(30) CEBRACO Cobre e suas Ligas. 2 vol. Centro Brasileiro de Informação do Cobre. São Paulo, 1968.

(31) AIME Solution Mining Symposium. 103 rd AIME - Annual Meeting, Dallas, Texas. 1974. 469 p.

- (32) BANKS, C.C. & FLETCHER, A.W. Copper, Lead & Zinc -
Recent Advances in Extractive Metallurgy.
USBM Internal Report, 1973.
- (33) BETEKHTIN, A. A Course of Mineralogy. Peace Publis-
hers. Moscou. 643 p.
- (34) TRAJANO, R.B. - Metalurgia do Cobre e sua Aplicação
Aos Minérios Brasileiros. Boletim 38 do
DNPM. Rio de Janeiro, 1956. 214 p.
- (35) AIME International Symposium on Hydrometallurgy.
Chicago, 1973. 1184 p.
- (36) TAGGART, Arthur F. Handbook of Mineral Dressing. John
Wiley, New York, 1945.
- (37) SOKOLOVA, G.A. et al. Physiology and Geochemical
Activity of Thiobacilli. Israel Program for
Scientific Translations. Jerusalem, 1968.
- (38) BETTENCOURT, Jorge S. A Mina de Cobre de Camaquã,
Rio Grande do Sul. Tese de Doutorado. USP,
São Paulo, 1972, 167 p.
- (39) TREYBAL, Robert E. Mass Transfer Operations. McGraw-
Hill Kogakusha, Tokyo. 2 ed. 1968. 717 p.
- (40) THE INSTITUTION OF MINING AND METALLURGY - Advances
in Extractive Metallurgy. Londres, 1967.
1023 p.
- (41) BROWN, George G. Unit Operations. John Wiley, New
York. 1950. 611 p.

- (42) WILLIAMS, E. & JOHNSON, C. Stoichiometry for Chemical Engineers. McGraw-Hill - Kogakusha, Tokyo - 1958. 350 p.
- (43) PEHLKE, Robert D. Unit Processes of Extractive Metallurgy. American Elsevier, New York, 1973. 396 p.
- (44) BADGER, Walter L. & BANCHERO, Julius T. Introduction to Chemical Engineering. McGraw-Hill-Kogakusha, Tokyo. 1955. 753 p.
- (45) PRYOR, E.J. Mineral Processing. 3 ed. Elsevier, Londres. 1965. 843 p.
- (46) CONCHA, Fernando. Fundamentos de las Operaciones Mecánicas. Universidade de Concepción, Chile. 1971. 353 p.
- (47) GAUDIN, A.M. Principles Of Mineral Dressing. McGraw-Hill, New York, 1939. 554 p.
- (48) DANA, James D. Manual de Mineralogia. Ao Livro Técnico. Rio de Janeiro. 1 ed. 1970. 2 vol.
- (49) WADSWORTH, Milton E. Rate Processes in Chemical Metallurgy. University of Utah, Salt Lake City. 57 p.
- (50) HARDWICK, W.R. - Mining Methods and Costs, Inspiration Consolidated Copper Co. Open-pit Mine, Gila County, Arizona. USBM IC 8154. 1963. 65 p.

- (51) JACOBI, J.S. The Recovery of Copper from Dilute Process Streams. AIME Annual Meeting, Dallas, Texas. 1963. 38 p.
- (52) RARING, Robert H. Copper's New Profile-Agitation Leaching. Parsons - Jurden, New York.
- (53) STAUTER, John C. & FONSECA, Anthony G. Leaching of Oxide Copper Ore with Ammonium Hydrogen Sulfate-Bench Scale Testing. 12 th Annual Conference of the C.I.M., Quebec, Canada. 1973.
- (54) FONSECA, Anthony G. Ammonia Oxidative Leach of Chalcopyrite. 75 th Annual Meeting of the C.I.M.M. Vancouver, Canada. 1973.
- (55) FRANZ, M.W. Leach - Precipitation - Flotation Process. Journal of Metals. June 1959. p.379-385.
- (56) JOHNSON, Paul H. & BHAPPU, R.P. Heap Leaching Studies on Oxide and Sulfide Copper Ores. AIME Preprint 70-B-70
- (57) MCKINNEY, W.A. & RAMPACEK, Carl. Acid Leaching of Oxidized Copper Ores by Downward Percolation. USBM RI 5629. 1960. 16 p.
- (58) EDDY, Lawrence. Ammonia Leaching of Copper Ores. E/MJ. June 28, 1919. p. 1162-1167.
- (59) COLOMBO, A.F. & FROMMER, D.W. Leaching Michigan Cop-

per Ore and Mill Tailings with Acidified Ferric Sulfate. USBM RI 5924. 1962. 12 p.

(60) SPEDDEN, H.R., Malouf, E.E. & DAVIS, J. In Situ Leaching of Copper Pilot Plant Test. AIME Annual Meeting. New York. 1972. 21 p.

(61) DASHER, John . Hydrometallurgy for Copper Concentrates? CIM Bulletin, May 1973. p. 48-56.

(62) HOLMES, J.A. & FISHER, J.F.C. Development of a Process for the Extraction of Copper from Tailings and Low-Grade Materials at the Chingola Division of Nchanga Consolidated Copper Mines, Zambia.

(63) BALBERYSZSKI, Theodore Hydrometallurgy in the Mineral Industries. Colorado School of Mines Bulletin, January 1970. 18 p.