



UFRJ

**BENEFICIAMENTO DE UM MINÉRIO PRIMÁRIO DE COBRE
MEDIANTE O USO DE MICRO-ORGANISMOS: biolixiviação e
cominuição bio-assistida.**

Juan Carlos Guerrero Barreto

Tese de Doutorado submetida ao Programa de Pós-graduação em Geologia, Instituto de Geociências, da Universidade Federal do Rio de Janeiro – UFRJ, como requisito necessário à obtenção do grau de Doutor em Ciências (Geologia).

Orientador (es):

Claudio Gerheim Porto, PhD.

Luis Gonzaga Santos Sobral, PhD.

Rio de Janeiro
Abril de 2012

BENEFICIAMENTO DE UM MINÉRIO PRIMÁRIO DE COBRE MEDIANTE O USO
DE MICRO-ORGANISMOS: biolixiviação e cominuição bio-assistida.

Juan Carlos Guerrero Barreto

Orientador (es): Claudio Gerheim Porto, Luis Gonzaga Santos Sobral

Tese de Doutorado submetida ao Programa de Pós-graduação em Geologia, Instituto de Geociências, da Universidade Federal do Rio de Janeiro–UFRJ, como parte dos requisitos necessários à obtenção do título de Doutor em Ciências (Geologia).

Aprovada por:

Presidente: JOSÉ MÁRIO COELHO, DSc (UFRJ/IGEO)

REINER NEUMANN, DSc (CETEM/MCTI)

MARISA BEZERRA DE MELLO MONTE, DSc (CETEM/MCTI)

DENISE BEVILAQUA, DSc (UNESP)

GILSON EZEQUIEL FERREIRA, DSc (CETEM/MCTI)

Rio de Janeiro
Abril de 2012

Guerrero, Juan Carlos Barreto

BENEFICIAMENTO DE UM MINÉRIO PRIMÁRIO DE COBRE MEDIANTE O USO DE MICRO-ORGANISMOS: biolixiviação e cominuição bio-assistida / Juan Carlos Guerrero Barreto. - Rio de Janeiro: UFRJ/Geologia, 2012.

xvii, 101f.: il.; 29,7 cm.

Orientadores: Claudio Gerheim Porto e Luis Gonzaga Santos Sobral.

Tese (Doutorado em Geologia) – UFRJ/Geologia/ Programa de Pós-Graduação em Geologia, 2012.

Referências Bibliográficas: f 94-101.

1. Minério de Cobre. 2. Biolixiviação 3. Micro-organismos acidófilos. 4. Índice de Bond. 5. Simulação. I. Porto, Cláudio Gerheim e Sobral, Luis Gonzaga Santos. II. UFRJ/ Programa de Pós-graduação em Geologia. III. Título (série)

A meus pais que são meu orgulho.

AGRADECIMENTOS

A meu Deus por ter me dado forças para poder levar adiante este trabalho.

A meus pais e minha família por ter me dado todo seu apoio incondicional

A meus orientadores Dr. Luis Gonzaga Santos Sobral e o Prof. Claudio Gerheim Porto pelas orientações, conselhos e auxílio, sempre que eu precisei.

Ao CETEM e ao, então diretor, Dr. Adão Benvindo da Luz por ter me permitido utilizar as instalações do Centro para o desenvolvimento deste trabalho.

Ao Dr. Reiner Neuman por ter emprestado seus laboratórios para poder realizar a caracterização das amostras e pelas suas valiosas observações.

Ao Dr. Luis Marcelo Tavares e sua equipe do Laboratório de Tratamentos de Minérios da COOPE/UFRJ pelo o auxílio no desenvolvimento do método nos ensaios de moagem.

A Dra. Marisa Bezerra de Mello Monte, por sua paciência, palavras de animo e por ter permitido dividir meu tempo entre as atividades de trabalho e as da minha tese.

A Renata, minha companheira, que sempre esteve pronta para me ajudar, eu devo muito de tudo isto.

A Mônica Regina Lima, minha amiga, pelas cobranças e motivação.

A Renata Lima e meus estagiários Emerson, Thaiana, Ricardinho e Isabella, muito obrigado pelo seu esforço.

A meus amigos de boteco Gabriel, Vito, Junior, Jorge, David e Carlos Eduardo nesses momentos surgiram as grandes ideias e foram encontradas as respostas às perguntas mais complexas.

A meus companheiros do laboratório da CPMA, COAM e COPM do CETEM.

Ao CNPq pela bolsa concedida.

La science, mon garçon, est faite d'erreurs, mais d'erreurs qu'il est bon de commettre, car elles mènent peu à peu à la vérité.

Jules Verne, 1867.

(A ciência, meu rapaz, é feita de erros, mas de erros que por sua vez, são os passos para chegar à verdade)

Julio Verne, 1867.

RESUMO

BENEFICIAMENTO DE UM MINÉRIO PRIMÁRIO DE COBRE MEDIANTE O USO DE MICRO-ORGANISMOS: biolixiviação e cominuição bio-assistida.

Juan Carlos Guerrero Barreto

Orientador (es): Claudio Gerheim Porto, Luis Gonzaga Santos Sobral

Resumo da Tese de Doutorado submetida ao Programa de Pós-graduação em Geologia, Instituto de Geociências, da Universidade Federal do Rio de Janeiro – UFRJ, como parte dos requisitos necessários à obtenção do título de Doutor em Ciências (Geologia).

A inovação tecnológica no processamento mineral, mediante o uso de micro-organismos, nas etapas hidrometalúrgica e de cominuição foi o objeto deste estudo. Os micro-organismos, de forma indireta, colaboraram com o aumento da recuperação devido ao grau de fragmentação da rocha. Desta forma, esta pesquisa visou avaliar a capacidade de micro-organismos Mesofílicos, Termofílicos Moderados e Extremos na lixiviação de cobre e na fragilização de um minério primário de cobre que apresenta problemas na etapa de flotação. Os resultados mostraram que o consórcio de micro-organismos que teve um melhor desempenho no processo bio-oxidativo, foi o constituído por micro-organismos termofílicos moderados; porém, é necessária a utilização dos três consórcios em conjunto uma vez que em uma pilha de grandes dimensões, os três estariam atuando em conjunto. Foi observada, também, a atividade dos micro-organismos nativos (próprios do minério) os quais mostraram um aceitável desempenho no processo de biolixiviação. As extrações de cobre nos ensaios em coluna, nos testes biótico e com a atuação, tão somente, dos micro-organismos endógenos, foram de 68 e 61%, respectivamente. O rejeito da coluna do ensaio Biótico teve uma redução no Índice de Trabalho e no do Consumo de Energia de 12,26 e 8,42 %, respectivamente. Em escala piloto, houve uma diminuição no Índice de trabalho, reduzindo assim em 7% o consumo de energia e na etapa posterior de concentração o minério respondeu bem ao processo de flotação. Portanto, o tratamento biológico proposto neste estudo foi adequado na extração eficaz do cobre contido na amostra de minério primário de sulfetos de cobre, bem como na fragilização do minério.

Palavras-chave: Minério de Cobre, Biolixiviação, Micro-organismos Acidófilos, Índice de Bond, Simulação.

Rio de Janeiro
Abril de 2012

ABSTRACT**MINERAL PROCESSING OF A PRIMARY COPPER ORE BY MICROORGANISMS:
*bioleaching and bioassisted comminution.***

Juan Carlos Guerrero Barreto

Supervisors: Claudio Gerheim Porto, Luis Gonzaga Santos Sobral

Abstract da Tese de Doutorado submetido ao Programa de Pós-graduação em Geologia, Instituto de Geociências, da Universidade Federal do Rio de Janeiro – UFRJ, como parte dos requisitos necessários à obtenção do título de Doutor em Ciências (Geologia).

The technological innovation in the mineral processing, by using microorganisms in the hydrometallurgical and comminution steps was the objective of this study. The microorganisms, in an indirect way, enhance the copper recovery due to the rock fragmentation. Therefore, this study aimed at evaluating the ability of mesophilic, moderate thermophilic and extreme thermophilic microorganisms on the bioleaching of copper and bio-embrittlement of primary copper ore sample that shows problems in froth-flotation process. The results showed that the consortium that had a best performance in the bio-oxidative process was moderate thermophilic microorganisms, but it is necessary to use the three consortia together in the scaling up process as they act collectively. It was also observed that the activity of indigenous micro-organisms (found in the ore) showed an acceptable performance in the bioleaching process. In the column tests, the copper extractions in biotic and that where only the indigenous microorganisms were acting were 68 and 61%, respectively. The tailings of biotic column test had a reduction in the work index and energy consumption of 12.26 and 8.42, respectively. In pilot scale, the sample, after biological treatment, decrease its bond work index, reducing the energy consumption in 7%, and in the next stage the sample have a good response to froth flotation process. In conclusion, the biological treatment proposed in this study was adequate for an efficient copper extraction out of the primary copper ore as well as in fragilizing the ore sample.

Key-Words: Copper ore, Biolixiviation, Acidophilic Microorganism, Work Index, Simulation.

SUMÁRIO

AGRADECIMENTOS	iii
RESUMO.....	V
ABSTRACT.....	VI
SUMÁRIO	VII
LISTA DE FIGURAS	X
LISTA DE TABELAS	XIII
LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS.....	XIV
LISTA DE SÍMBOLOS.....	XVII
1 INTRODUÇÃO.....	1
1.1 ENUNCIÇÃO DO TEMA E JUSTIFICATIVA DO ESTUDO.....	1
1.2 OBJETIVOS	3
2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	5
2.1 O COBRE	5
2.1.1 Principais Tipos de Minerais de Cobre.....	5
2.1.2 Cadeia Produtiva	6
2.1.3 Oferta e Demanda.....	7
2.1.4 Preços, Custos e Margens.....	12
2.2 O TRATAMENTO BIO-OXIDATIVO.....	13
2.2.1 Micro-organismos Envolvidos	13
2.2.1.1 Micro-organismos mesofílicos	13
2.2.1.2 Micro-organismos termofílicos.....	14
2.2.2 Emprego de Consórcios Microbianos	15
2.2.3 Características do Processo de Biolixiviação	16
2.2.4 Mecanismos de Oxidação dos Minerais	16
2.2.4.1 Mecanismo direto	17
2.2.4.2 Mecanismo indireto	17
2.2.4.3 Processo GEOCOAT™	19
2.3 FUNDAMENTOS DE QUEBRA DE PARTÍCULAS E CONSUMO DE ENERGIA.....	20
2.3.1 Quebra de Partículas.....	20
2.3.2 Teorias da Cominuição	21
2.3.3 Método de Bond para o Escalonamento de Moinho de Barras	22
2.3.3.1 Cálculo do parâmetro do Índice de Trabalho (IT)	23
2.3.3.2 Ampliação de escala de um moinho de barras.....	23
2.3.3.3 Fatores de eficiência	24
2.3.3.4 Cálculo da energia específica	24
2.3.3.5 Cálculo da potência	25
2.3.4 Energia Requerida para a Extração Mineral.....	25

3	MATERIAIS E MÉTODOS.....	28
3.1	AMOSTRAS	28
3.1.1	Amostragem.....	28
3.1.2	Preparação das Amostras	28
3.1.2.1	Minério Primário de Cobre.....	28
3.1.2.2	Concentrado de Flotação	28
3.2	CARACTERIZAÇÃO	29
3.2.1	Análises por Difração de Raios-X	29
3.2.2	Análises por Fluorescência de Raios-X.....	31
3.2.3	Análise Granulométrica	31
3.2.4	Digestão Ácida das Amostras	32
3.2.5	Microscópio Petrográfico	32
3.3	CONSÓRCIOS DE MICRO-ORGANISMOS E MEIO DE CULTURA.....	33
3.3.1	Crescimento e Aclimação dos Consórcios Microbianos.....	33
3.4	VISUALIZAÇÃO DOS MICRO-ORGANISMOS MESOFÍLICOS	34
3.5	ENSAIOS DE BIOLIXIVIAÇÃO EM ESCALA DE BANCADA.....	35
3.5.1	Condições para os Ensaios em Bancada.....	35
3.5.1.1	Ensaios com Consórcios Mesofílicos, Termofílicos Moderados e Extremos 36	
3.5.1.2	Ensaio com os Consórcios Microbianos Atuando em Conjunto	37
3.6	ENSAIO DE BIOLIXIVIAÇÃO EM COLUNA SEMI-PILOTO AUTOMATIZADA	37
3.6.1	Ensaio Biótico e Nativo em Coluna Semi-piloto	38
3.6.2	Medidas de Monitoramento e Controle.....	40
3.6.2.1	Medidas de pH e Eh	40
3.6.2.2	Determinação da concentração de ferro total.....	41
3.6.2.3	Determinação da concentração de cobre	41
3.6.3	Preparação e Caracterização dos Rejeitos	42
3.7	ENSAIO DE BIOLIXIVIAÇÃO EM COLUNA PILOTO	42
3.8	CONSUMO DE ENERGIA NOS ENSAIOS EM ESCALA SEMI-PILOTO	43
3.8.1	Moinho de Barras	43
3.8.2	Ensaio de Moabilidade.....	44
3.8.3	Modelo do Moinho de Barras	44
3.8.3.1	Função seleção (S)	45
3.8.3.2	Função quebra (B).....	45
3.8.3.3	Retro-cálculo dos parâmetros das funções S e B.....	46
3.8.4	Determinação do IT e Consumo de Energia.....	46
3.9	ENSAIO BIOOXIDATIVO EM ESCALA PILOTO.....	47
3.9.1	Determinações do Índice de Trabalho em Moinho de Bolas	47
3.9.2	Ensaio de Flotação em Bancada	48
4	RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	50
4.1	CARACTERIZAÇÃO	50
4.1.1	Minério Primário de Cobre.....	50
4.1.2	Concentrado de Flotação.....	53
4.2	VISUALIZAÇÃO DOS MICRO-ORGANISMOS.....	55
4.3	ENSAIOS EM ESCALA DE BANCADA UTILIZANDO CONSÓRCIOS DE MICRO- ORGANISMOS MESOFÍLICOS, TERMOFÍLICOS MODERADOS E EXTREMOS.....	58
4.3.1	Efeito no Potencial Redox.	58
4.3.2	Efeito na Dissolução de Espécies de Cobre e Ferro	60

4.3.3	<i>Efeito na Composição Mineralógica</i>	63
4.4	ENSAIOS EM ESCALA DE BANCADA UTILIZANDO CONSÓRCIOS EM CONJUNTO	68
4.4.1	<i>Efeito no Potencial Redox</i>	69
4.4.2	<i>Efeito na Dissolução de Espécies de Cobre e Ferro</i>	70
4.4.3	<i>Efeito na Composição Mineralógica</i>	71
4.5	ENSAIOS DE BIOLIXIVIAÇÃO EM COLUNA AUTOMATIZADA SEMI-PILOTO	74
4.5.1	<i>Efeito no Potencial Redox</i>	74
4.5.2	<i>Efeito na Dissolução de Espécies de Cobre</i>	75
4.5.3	<i>Efeito na Composição Química da Amostra</i>	76
4.6	SIMULAÇÃO DO MOINHO DE BARRAS PADRÃO DE BOND	79
4.6.1	<i>Distribuição Granulométrica das Amostras no Ensaio de Moabilidade.</i> 79	
4.6.2	<i>Ajuste do modelo</i>	81
4.7	ÍNDICE DE TRABALHO E CONSUMO DE ENERGIA NO ENSAIO SEMI-PILOTO.....	84
4.8	ENSAIO EM COLUNA PILOTO DE BIOLIXIVIAÇÃO.	85
4.8.1	<i>Composição Química, Mineralógica e Distribuição Granulométrica das Amostras</i>	85
4.8.2	<i>Índice de Trabalho e Consumo de Energia do Moinho de Bolas (Método de Bond)</i>	87
4.8.3	<i>Recuperação de Cobre da Fração Fina da Amostra após Tratamento por Flotação</i>	88
5	CONCLUSÕES	89
6	RECOMENDAÇÕES	92
7	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	94
8	ANEXOS	

Anexo 1: Dados dos ensaios em bancada.

Anexo 2: Dados dos ensaios em coluna semi-piloto.

Anexo 3: Dados dos ensaios de moabilidade

Anexo 4: Dados do Índice de Trabalho de Bond das amostras no moinho de Barras

Anexo 5: Relatório do Índice de Trabalho do Moinho de Bolas amostra de minério primário de cobre.

Anexo 6: Relatório do Índice de Trabalho do Moinho de Bolas amostra de rejeito do ensaio de biolixiviação em coluna piloto.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. <i>Cadeia produtiva do cobre.</i>	7
Figura 2. <i>Reservas em 2009 (barras em preto) e produção mundial de cobre no ano de 2010 (barras em vermelho).</i>	8
Figura 3. <i>Incremento no Consumo de Cobre.</i>	8
Figura 4. <i>Consumo industrial de cobre por setores.</i>	9
Figura 5. <i>Produção-consumo aparente de concentrado de cobre projetada de 2008 até 2030 num cenário frágil (linha preta) e num cenário vigoroso (linha azul).</i> ..	11
Figura 6. <i>Variação do preço do cobre no mercado internacional nos últimos dez anos.</i>	12
Figura 7. <i>Mecanismo direto de interação micro-organismo-substrato mineral.</i>	17
Figura 8. <i>Mecanismo indireto de interação bactéria-substrato mineral.</i>	18
Figura 9. <i>Mecanismo indireto de contato na interação micro-organismo-substrato mineral.</i>	18
Figura 10. <i>Fluxograma simplificado do beneficiamento para concentrados de cobre empregando o processo GEOCOAT™.</i>	19
Figura 11. <i>Efeito dos teores de Cu no minério sobre a energia incorporada das várias rotas de processamento para a produção de cobre.</i>	26
Figura 12. <i>Efeito dos teores de Cu no minério sobre a emissão de gases do efeito estufa (GWP) das várias rotas de processamento para a produção de cobre.</i> ..	27
Figura 13. <i>Espectro Normalizado de uma amostra de dolomita e o resultado de seu tratamento pelo método de Rietveld para quantificação de fases minerais.</i>	31
Figura 14. <i>Seção polida de calcopirita utilizada na visualização dos micro-organismos mesofílicos.</i>	34
Figura 15. <i>Foto da coluna automatizada utilizada nos ensaios de Biolixiviação.</i>	38
Figura 16. <i>Desenho esquematizado do sistema reacional.</i>	39
Figura 17. <i>Moinho de Barras Tipo Bond.</i>	44
Figura 18. <i>Teste de flotação em escala de bancada da amostra de rejeito da coluna de biolixiviação.</i>	49
Figura 19. <i>Distribuição granulométrica da amostra de minério primário de cobre.</i> ...50	
Figura 20. <i>Principais espécies minerais identificadas no espectro de difração de raios-X da amostra de minério primário de cobre. ph (flogopita); an (andesina), cpp (calcopirita); hn (hornblenda); tc (talco); cl (clorita); en (enstatita); qz (quartzo).</i>	51
Figura 21. <i>Fotomicrografias das principais espécies carreadoras de cobre sobre luz refletida das amostras de mão do minério de cobre. Calcopirita (ccp), bornita (br), covelita (cv).</i>	52
Figura 22. <i>Fotomicrografias sobre luz refletida (A) e luz transmitida (B) das amostras do minério de cobre.</i>	53
Figura 23. <i>Distribuição granulométrica da amostra de concentrado de flotação de cobre.</i>	54

Figura 24. Principais espécies minerais identificadas no espectro de difração de raios-X na amostra de concentrado de cobre. an (andesina), cpp (calcopirita); bn (Bornita); tc (talco); cl (clorita); qz (quartzo).	54
Figura 25. Imagem da seção polida de calcopirita (ccp) com inclusão de pirita (py) obtida através do MEV após um dia de ensaio.	55
Figura 26. Espectro de DRX por EDS referente à fase Py da fotomicrografia da Figura 25.	56
Figura 27. Espectro de DRX por EDS referente à fase Cpp da fotomicrografia da Figura 25.	56
Figura 28. Imagem da adesão do micro-organismo na superfície da calcopirita (A) e dimensões médias da bactéria na face da amostra (B) após um dia de ensaio, obtidas através do MEV.	57
Figura 29. Micro-organismos aderidos na superfície da amostra após 48 horas de ensaio. Imagens obtidas através do MEV.	57
Figura 30. Potencial Redox dos ensaios: biótico (■), nativo (▲) e abiótico (●) e pH dos ensaios: biótico (□), nativo (Δ) e abiótico (○), para os consórcios (A) mesofílico, (B) termofílico moderado e (C) termofílico extremo.	59
Figura 31. Porcentagem de extração de cobre em função do tempo, em diferentes condições: biótico (■), nativo (▲) e abiótico (○), para os consórcios de micro-organismos mesofílico, termofílico moderado e termofílico extremo.	61
Figura 32. Porcentagem de extração de ferro em função do tempo, em diferentes condições: biótico (■), nativo (▲) e abiótico (○), para os consórcios de micro-organismos mesofílico, termofílico moderado e termofílico extremo.	62
Figura 33. Espectro de difração de raios-X nos testes do ensaio de micro-organismos mesofílicos em diferentes condições: biótico, nativo, abiótico e original. Minerais: ph (flogopita); cpp (calcopirita); hn (hornblenda); tc (talco); ch (clorita); en (enstatita); qz (quartzo).	64
Figura 34. Espectro de difração de raios-X nos testes do ensaio de micro-organismos termofílicos moderados em diferentes condições: biótico, nativo, abiótico e original. Minerais: ph (flogopita); cpp (calcopirita); hn (hornblenda); tc (talco); ch (clorita); en (enstatita); qz (quartzo).	65
Figura 35. Espectro de difração de raios-X nos testes do ensaio de micro-organismos termofílicos extremos em diferentes condições: biótico, nativo, abiótico e original. Minerais: ph (flogopita); cpp (calcopirita); hn (hornblenda); jr (jarosita); tc (talco); ch (clorita); en (enstatita); qz (quartzo).	66
Figura 36. Potencial Redox dos ensaios: biótico (■), nativo (▲) e abiótico (●) e pH dos ensaios: biótico (□), nativo (Δ) e abiótico (○), para a mistura dos consórcios dos micro-organismos Mesofílico, Termofílico Moderado e Termofílico extremo.	69
Figura 37. Porcentagem de extração de cobre em função do tempo, em diferentes condições: biótico (■), nativo (▲) e abiótico (○), para a mistura de consórcios microbianos.	70

- Figura 38.** *Porcentagem de extração de ferro em função do tempo, em diferentes condições: biótico (■), nativo (▲) e abiótico (○), para a mistura de consórcios microbianos.*.....71
- Figura 39.** *Espectro de difração de raios-X dos testes do ensaio de mistura de consórcios, em diferentes condições: biótico, nativo, abiótico e original. Minerais: ph (flogopita); cpp (calcopirita); hn (hornblenda); jr (jarosita); tc (talco); ch (clorita); en (enstatita); qz (quartzo).*.....72
- Figura 40.** *Variação do Eh nos ensaios: biótico (■), nativo (▲) e pH dos ensaios: biótico (□) e nativo (Δ), para a mistura dos consórcio de micro-organismos mesofílico, termofílico moderado e termofílico extremo no ensaio em coluna. ..*74
- Figura 41.** *Temperatura da coluna durante os ensaios biótico (■) e nativo (Δ) para a mistura dos consórcios microbianos, em escala semi-piloto.*.....75
- Figura 42.** *Porcentagem de extração de cobre em função do tempo, em diferentes condições: biótico (■), nativo (Δ), para a mistura de consórcios microbianos no ensaio em coluna.*76
- Figura 43.** *Variação da composição química da amostra original de minério de cobre (cor preta), rejeito do ensaio biótico (cor vermelha) e rejeito do ensaio nativo (cor azul) nos ensaios em coluna.*.....78
- Figura 44.** *Comparação da distribuição granulométrica entre os dados experimentais (símbolos) e os dados obtidos no ajuste (linhas sólidas) através da simulação do Moinho de Bond de Barras, na amostra original.*82
- Figura 45.** *Comparação da distribuição granulométrica entre os dados experimentais (símbolos) e os dados obtidos no ajuste (linhas sólidas) através da simulação do Moinho de Bond de Barras, na amostra de rejeito do ensaio biótico.*83
- Figura 46.** *Comparação da distribuição granulométrica entre os dados experimentais (símbolos) e os dados obtidos no ajuste (linhas sólidas) através da simulação do Moinho de Bond de Barras, na amostra de rejeito do ensaio nativo.*83
- Figura 47.** *Porcentagem de redução dos índices de moab, IT e consumo de energia no britador nos ensaios biótico (vermelho) e abiótico (azul).*84
- Figura 48.** *Curva da distribuição granulométrica da amostra original e após tratamento no ensaio em escala piloto.*.....87

LISTA DE TABELAS

Tabela 1. <i>Produção de concentrado de cobre no Brasil em 2010.</i>	9
Tabela 2. <i>Produção, importação e exportação de cobre (metal contido) no mercado interno brasileiro de 2007 a 2010.</i>	10
Tabela 3. <i>Principais projetos de cobre no Brasil</i>	11
Tabela 4. <i>Características de diferentes micro-organismos empregados na Biolixiviação. Q.O.: Quimiolitotrófico obrigatório; Q.F.: Quimiolitotrófico facultativo; H: heterotrófico; Ar. aeróbico; A.E.: aeróbico estrito; A.n.: anaeróbico.</i>	15
Tabela 5. <i>Origem dos dados cristalográficos usados no refinamento</i>	30
Tabela 6. <i>Micro-organismos utilizados nos ensaios de bio-lixiviação.</i>	33
Tabela 7. <i>Testes de biolixiviação em escala de bancada.</i>	36
Tabela 8. <i>Parâmetros dos ensaios de Biolixiviação em coluna automatizada</i>	40
Tabela 9. <i>Composição mineralógica das amostras nos testes dos ensaios Mesofílicos.</i>	67
Tabela 10. <i>Composição mineralógica das amostras nos testes dos ensaios Termofílicos Moderados.</i>	67
Tabela 11. <i>Composição mineralógica das amostras nos testes dos ensaios Termofílicos Extremos.</i>	68
Tabela 12. <i>Composição mineralógica das amostras no ensaio de mistura de consórcios de micro-organismos.</i>	73
Tabela 13. <i>Distribuição granulométrica da amostra original (antes do tratamento) em diferentes tempos de moagem no ensaio de moabilidade.</i>	80
Tabela 14. <i>Distribuição granulométrica da amostra do teste biótico (inoculado) em três diferentes tempos de moagem no ensaio de moabilidade.</i>	80
Tabela 15. <i>Distribuição granulométrica amostra teste Nativo (micro-organismos endogenos) em três diferentes tempos no ensaio de moabilidade.</i>	81
Tabela 16. <i>Comparação entre as medidas de moab e de IT das amostras estudadas.</i>	84
Tabela 17. <i>Composição química das amostras original e após ensaio em coluna em escala piloto.</i>	86
Tabela 18. <i>Minerais identificados por Difração de Raios X no ensaio em coluna em escala piloto.</i>	86
Tabela 19. <i>Resultados obtidos nos ensaios de flotação preliminar com tempo de moagem de 10 min.</i>	88

LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

<i>a</i>	Parâmetro da função seleção
<i>AAS</i>	Espectrometria de adsorção atômica
<i>AbsFe</i>	Absorbância do Fe ²⁺
<i>AbsFe(T)</i>	Absorbância do Ferro total ⁺
<i>An</i>	Anaeróbico
<i>Ar</i>	Aeróbico
<i>B</i>	Função quebra
<i>b</i>	Função quebra não acumulada.
<i>b_{i,j}</i>	Fração do material inicial de monotamanho <i>j</i> que passou ao novo Tamanho <i>i</i> .
<i>B_{ij}</i>	Valor acumulado dos valores de <i>b</i> para o tamanho <i>j</i> .
<i>ccp</i>	Calcopirita
<i>ch</i>	Clorita
<i>cps</i>	contagem por segundo (DRX)
<i>D</i>	Diâmetro do moinho.
<i>d₈₀</i>	Tamanho de abertura da peneira pela qual passa 80% do material.
<i>dE</i>	Incremento de energia
<i>DNPM</i>	Departamento Nacional de Produção Mineral
<i>DRX</i>	Difração de raios-X
<i>dt</i>	Incremento de tempo
<i>dw_i</i>	Incremento de peso na fração <i>i</i>
<i>dx</i>	Incremento de redução de tamanho de partícula
<i>E_I</i>	Peso eletrodo inicial (electrogravimetria)
<i>E_F</i>	Peso eletrodo final (electrogravimetria)
<i>E</i>	Energia de especifica de moagem
<i>E⁰</i>	Potencial padrão
<i>EH</i>	Potencial redox
<i>en</i>	Enstatita
<i>E_p</i>	Potencial observado
<i>EPS</i>	Sustância polimérica extracelular
<i>EX</i>	Eletro-refino
<i>F</i>	Número de faraday
<i>FE</i>	Fator de eficiência

<i>FE1</i>	Fator de eficiência para moagem via seco
<i>FE2</i>	Fator de eficiência devido ao tipo de moinho
<i>FE3</i>	Fator de eficiência devido ao diâmetro do moinho
<i>FE4</i>	Fator de eficiência devido aos tamanhos grosseiros da alimentação
<i>FE5</i>	Fator de eficiência devido à moagem fina
<i>FE6</i>	Fator de eficiência devido á razão de redução
<i>FE7</i>	Fator de eficiência devido à correção sobre o tamanho da alimentação
<i>FOB</i>	Preço livre a bordo (<i>free on board</i>)
<i>FRX</i>	Fluorescência de raios-X
<i>GWP</i>	Gases do efeito estufa
<i>H</i>	Heterotrófico
<i>hn</i>	Hornblenda
<i>IT</i>	Índice de Trabalho
<i>IT_D</i>	Índice de Trabalho pra um moinho de diâmetro D
<i>J</i>	Fração do volume de enchimento do moinho com os corpos moedores
<i>jr</i>	Jarosita
<i>K</i>	Constante do modelo de Bond
<i>k</i>	Parâmetro da função quebra devido aos tamanhos grosseiros na alimentação
<i>K_α</i>	Radiação
<i>L</i>	Cumprimento do moinho em metros
<i>LME</i>	London Metal Exchange
<i>MCSA</i>	Mineração Caraíba Sociedade Anônima
<i>MKM</i>	Meio de cultura (<i>Modified Kelly medium</i>)
<i>moab</i>	Moabilidade do ensaio de Bond.
<i>m_p</i>	Potencia do eixo no modelo de Bond em kW
<i>MS</i>	Metal sulfeto
<i>n</i>	Constante da energia de fragmentação
<i>n.d.</i>	Dado não informado
<i>n₁</i>	Parâmetro do modelo de Austin para a função quebra.
<i>n₂</i>	Parâmetro do modelo de Austin para a função quebra.
<i>n_e</i>	Número de elétrons envolvidos na reação
<i>P.A.</i>	Pureza analítica
<i>PIB</i>	Produto Interno bruto
<i>ph</i>	Flogopita

ρ_1	Malha de trabalho do IT
Q	Vazão do material que é processado no moinho em ton.h^{-1}
$Q.F.$	Quimiolitotrófico facultativo
$Q.O.$	Quimiolitotrófico obrigatório
qz	Quartzo
R	Constante dos gases
S_i	Taxa específica de fratura na fração i .
SX	Extração por solventes
T	Temperatura
tc	Talco
USD	Dólares americanos
W	Massa de material que é processado no moinho.
w_i	Fração de material na classe i antes do evento de quebra.
w_i	Peso na fração i
$w_i(t)$	Fração de partículas na classe i depois de um tempo de moagem t .
x	Tamanho de partícula
x_A	Tamanho de partícula da alimentação
x_{A80}	Tamanho de partícula do 80% do passante na alimentação
x_P	Tamanho de partícula do produto
x_{p80}	Tamanho de partícula do 80% do passante do produto

LISTA DE SÍMBOLOS

α	Parâmetro do modelo de raio de captura.
η	Parâmetro do modelo de Austin para a função seleção
Λ	Parâmetro do modelo de Austin para a função seleção
μ	Parâmetro do modelo de Austin para a função seleção
ρ	Peso específico do material.
ρ_b	Densidade dos corpos moedores (Barras).
φ_c	Fração da velocidade crítica.
Φ	Parâmetro do modelo de Austin para a função quebra.

1 INTRODUÇÃO

1.1 ENUNCIÇÃO DO TEMA E JUSTIFICATIVA DO ESTUDO

A Mineração Caraíba S.A. (MCSA) opera uma mina subterrânea de minério de cobre, localizada na Fazenda Caraíba, município de Jaguararí, noroeste do Estado da Bahia, Brasil. Segundo Rezende (2006), a mina da MCSA encontra-se numa sequência de rochas básicas–ultrabásicas composta de noritos, gabros noritos e piroxenitos encaixadas, basicamente, em gnaisses e granitos, correspondendo a uma faixa do terreno Pré-cambriano do Vale do Rio Curaçá, a Nordeste do Cráton do São Francisco. Silva *et al.*, (1988) sugerem que a mineralização ocorre na forma de Sill, sobre rochas supra-cristais; tais corpos sofreram deformações devido ao alto grau de metamorfismo regional com dobramentos fechados a isoclinais, provocando espessamento em zonas de fechamento, afinamento e rompimento nos flancos, definindo, assim, a distribuição atual observada, com corpos estirados, verticalizados e de aspecto tabular nas zonas de flanco e corpos de forma mais difusa nas zonas de charneiras e, principalmente, áreas dômicas. Outra consideração de Oliveira (1989; 1990), também observado por Lacerda (1995), sugere que a mineralização no corpo da Caraíba ocorreu como múltiplas injeções na forma de diques e veios de natureza cálcio-alcálica.

Atualmente, a mina subterrânea da MCSA atinge o painel 7, nível -415, o que representa uma profundidade de -415 metros sob o nível do mar (msnm). Isto ocorre devido às novas explorações e ao alto valor do cobre no mercado. O método de lavra subterrânea adotado é o Vertical Retreat Mining (VRM) e baseia-se no emprego de grandes furos longitudinais de perfuração, de diâmetro de 140 a 165 mm, e separados de 4 x 4 m na produção de minério. A britagem primária é realizada no subsolo e o minério é transportado por um *shaft* e armazenado diante da planta de Britagem Secundária e Terciária. O material proveniente da britagem primária passa, em seguida, para a planta de beneficiamento onde o minério é cominuído em dois moinhos de bolas. Cada moinho opera em circuito fechado com dois ciclones Krebs. O *overflow* dos ciclones alimenta o circuito de flotação (REZENDE, 2006). A MCSA conta com uma Célula Unitária de Flotação Dorr Oliver® para produzir um concentrado grosseiro, com alto teor de sulfetos de cobre, com o objetivo principal de engrossar o concentrado global de flotação diminuindo a porcentagem de umidade da torta de flotação e melhorando a manipulação do concentrado final (ANDRADE *et al.*, 2002). O circuito de

flotação da MCSA é constituído das seguintes etapas: desbaste, limpeza do desbaste, primeiro estágio da limpeza, limpeza do primeiro estágio da limpeza, segundo estágio da limpeza (SAMPAIO *et al.*, 2002).

Sabe-se que os minérios são constituídos de rochas resistentes e competentes, nas quais os grãos de minerais encontram-se firmemente aderidos uns aos outros. A única maneira, comercialmente, empregada para a liberação desses materiais na indústria é a aplicação de grandes quantidades de energia mecânica em britadores e moinhos, resultando na produção de partículas finas, as quais apresentam maior probabilidade de se encontrarem disponíveis para o devido beneficiamento e extração (TAVARES, 2005).

Um minério considerado bom, no processo de flotação, proporciona recuperações de 90 a 94% do metal de interesse na planta. Mais recentemente, segundo Rezende (2004), Barreto (2008) e Barreto *et al.*, (2009), um minério mais profundo (como o produzido na mineração Caraíba) foi prospectado e tratado resultando, porém, em baixas recuperações na planta, da ordem de 70 a 90%. Esse minério de baixas recuperações vem de uma área perto de uma falha geológica e apresenta consideráveis variações espaciais de recuperação de cobre em suas características de processamento devido, principalmente, à baixa liberação das espécies minerais de interesse e à falta de flotabilidade das partículas de sulfetos de cobre.

Uma das rotas para aumentar a recuperação de cobre seria uma moagem mais fina de tal minério; mas, na área de processamento mineral, a cominuição é a etapa onde se tem os maiores custos de processamento. Segundo Tromans (2008), em países, como o Brasil, com uma importante participação da mineração no setor industrial, o gasto de energia é uma parte importante do consumo energético em nível nacional. Outro ponto a ser considerado é que à medida que a profundidade do depósito aumenta, os teores tendem a diminuir e as operações de exploração mineral se encarecem.

O processo de biolixiviação é uma rota alternativa para o processamento de minérios de baixo teor e baseia-se na atividade de Micro-organismos Mesofílicos, Termofílicos Moderados e Termofílicos Extremos, que suprem suas necessidades energéticas na oxidação de íons ferrosos e compostos reduzidos de enxofre, para a manutenção de seus metabolismos, tendo como resultado prático a solubilização de metais de interesse comercial. Apesar de não ter trabalhos neste sentido, espera-se

que ditos consórcios microbianos auxiliem na fragilização da rocha visto que a presença dos micro-organismos supramencionados, em solução ou aderida ao mineral, catalisa a oxidação de sulfetos minerais pela modificação dos mecanismos eletroquímicos de oxidação, gerando micro-fraturas e potencializando as já existentes.

Portanto, este trabalho visou o desenvolvimento de uma nova técnica que ajudaria na otimização do consumo de energia na etapa de moagem e diminuiria o tempo de residência do minério dentro do moinho, aumentando a capacidade de processamento da planta.

1.2 OBJETIVOS

O objetivo principal deste estudo foi acenar para uma rota processual capaz de aumentar a recuperação de cobre de um minério primário que responde mal aos processos de concentração e extração, avaliando a eficácia do uso de micro-organismos mesofílicos, termofílicos moderados e extremos na oxidação dos minerais e a subsequente fragilização do minério que os contem, mais especificamente:

(i) Caracterizar, química e mineralogicamente, a amostra representativa do minério de cobre, com identificação das fases carreadoras do metal, dos principais minerais da ganga e de outros eventuais minerais de interesse econômico ou com implicações ambientais.

(ii) Avaliar a capacidade de lixiviação dos minerais de interesse no minério primário de cobre empregando consórcios de micro-organismos mesofílicos e termofílicos moderados e extremos, bem como sua mistura visando determinar as melhores condições a serem aplicadas em escala semi-piloto para aumentar as recuperações de cobre e potencializar a fragilização da rocha.

(iii) Efetuar ensaios de biolixiviação em escala semi-piloto com base no processo GEOCOAT®.

(iv) Desenvolver um método matemático alternativo, capaz de simular, com uma menor massa de amostra, a moagem em moinho de barras padrão de Bond para prever o Índice de Trabalho.

(v) Caracterizar os rejeitos após o processo de biolixiviação, além de quantificar a diferença do consumo energético, entre as amostras, na etapa de cominuição, empregando o método de Bond.

2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 O COBRE

Acredita-se que a descoberta do cobre tenha ocorrido a mais de 10.000 anos A.C., sendo utilizado como substituto da pedra na fabricação de ferramentas de trabalho. Com os romanos se iniciou uma era de uso mais intensivo do Cobre. A maior parte do Cobre romano veio da ilha de Chipre, que eles chamaram Cyprium e da qual derivou a palavra Cuprum dando origem a Cu como símbolo químico do Cobre. O Cobre alcançou sua real dimensão de metal imprescindível para o desenvolvimento industrial do mundo em 1831, quando Faraday descobriu o gerador elétrico, e desde então a demanda por ele cresceu de forma notável. Durante grande parte do século XIX, a Grã-Bretanha foi o maior produtor de Cobre do mundo, mas a importância que o metal vermelho foi adquirindo, dia após dia, motivou a abertura de novas minas em outros países, como Estados Unidos, Chile e posteriormente na África, se superando em 1911 em um milhão de toneladas de Cobre fino (PROCOBRE, 2011).

Na Tabela Periódica o cobre possui número atômico 29 e massa atômica 63,54 g mol⁻¹. Seu ponto de fusão é 1.083 °C e seu ponto de ebulição é 2.567 °C sendo definido como um metal não ferroso. Entre as propriedades que o destaca estão a alta condutividade elétrica, o alto grau de condutividade térmica, a grande resistência à corrosão, a alta capacidade de ligação metálica e a boa capacidade de deformação a quente e a frio (CODELCO, 2011).

2.1.1 Principais Tipos de Minerais de Cobre

Os principais tipos de ocorrência de cobre são minérios oxidados, minérios constituídos por sulfetos minerais e ocorrências mistas com presença de sulfetos, óxidos, hidróxidos e carbonatos. Cerca de 175 espécies minerais de cobre são conhecidas, mas apenas algumas são comercialmente mineradas (JOST e BORD, 1988). No caso dos sulfetos, os mais explorados são a Calcopirita (CuFeS₂), Calcosina (Cu₂S), Covelina (CuS), Bornita (Cu₅FeS₄), Enargita (CuAsS₄), Tetraedrita ((Cu,Fe)₁₂Sb₄S₁₃), Tenantina ((Cu,Fe)₁₂As₄S₁₃) e Cuprita (Cu₂O). Entretanto, para os minerais oxidados se destacam a Malaquita (Cu₂(CO₃)(OH)₂), Cuprita (Cu₂O), Azurita

($\text{Cu}_2(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$), entre outros. Cada um desses dois tipos de minérios possui suas rotas processuais, como será relatado mais a frente.

Os tipos de depósitos econômicos de cobre, segundo Jost e Brod (1988), são os de segregação magmática, escarnitos, vulcanogênicos, cobre porfírico, os filoneanos e das séries sedimentares. No Brasil os principais depósitos de cobre compreendem, até o presente, os depósitos associados com as séries sedimentares detríticas, vulcanogênicos e depósitos em intrusões básicas e/ou ultrabásicas.

2.1.2 Cadeia Produtiva

O beneficiamento dos minérios de cobre começa na extração do mesmo da jazida, logo passa por operações unitárias, tais como, cominuição e classificação para atingir as condições necessárias para as etapas hidrometalúrgicas. Ao contrário do minério intemperizado, o minério contendo sulfetos minerais passa, geralmente, por uma etapa a mais, a flotação.

A rota metalúrgica utilizada na obtenção de cobre, a partir de um minério intemperizado, é a lixiviação em meio ácido, seguido por extração do cobre das lixívias por solventes específicos (SX). A solução resultante de tal processo, enriquecida com os íons de cobre, passa a ser recuperada por eletrólise (EX), obtendo, assim, um cobre metálico com alta pureza (ANDRADE *et al.*, 2001).

Com respeito ao concentrado de flotação, constituído por sulfetos minerais, este é processado com o auxílio de altas temperaturas. O material é submetido ao forno *flash*, de onde sai o mate com teor de 45% a 60%, e este ao forno conversor do qual se obtêm o *blister* com 98,5% de cobre. Dependendo da pureza desejável para o cobre, e tendo em vista a sua utilização final, o *blister* pode ser submetido apenas ao refino ao fogo, onde se obtêm cobre com 99,7% para ser, posteriormente, refinado, eletroliticamente, atingindo um grau de pureza de 99,99%. Esse cobre eletrolítico é submetido ao processo de refusão para obtenção do cobre no formato de tarugos ou placas. A partir da trefilação desses tarugos, produzem-se os semi-elaborados de cobre na forma de barras, perfis e tubos e através da laminação das placas, são produzidos semi-elaborados no formato de tiras, chapas e arames. Se, entretanto, ao invés da simples refusão, o catodo for fundido e laminado em processo contínuo, obtém-se o vergalhão, a partir do qual serão fabricados os fios e cabos (ANDRADE

et.al., 2001). A Figura 1 resume, esquematicamente, as operações e processos unitários empregados na obtenção de cobre puro.

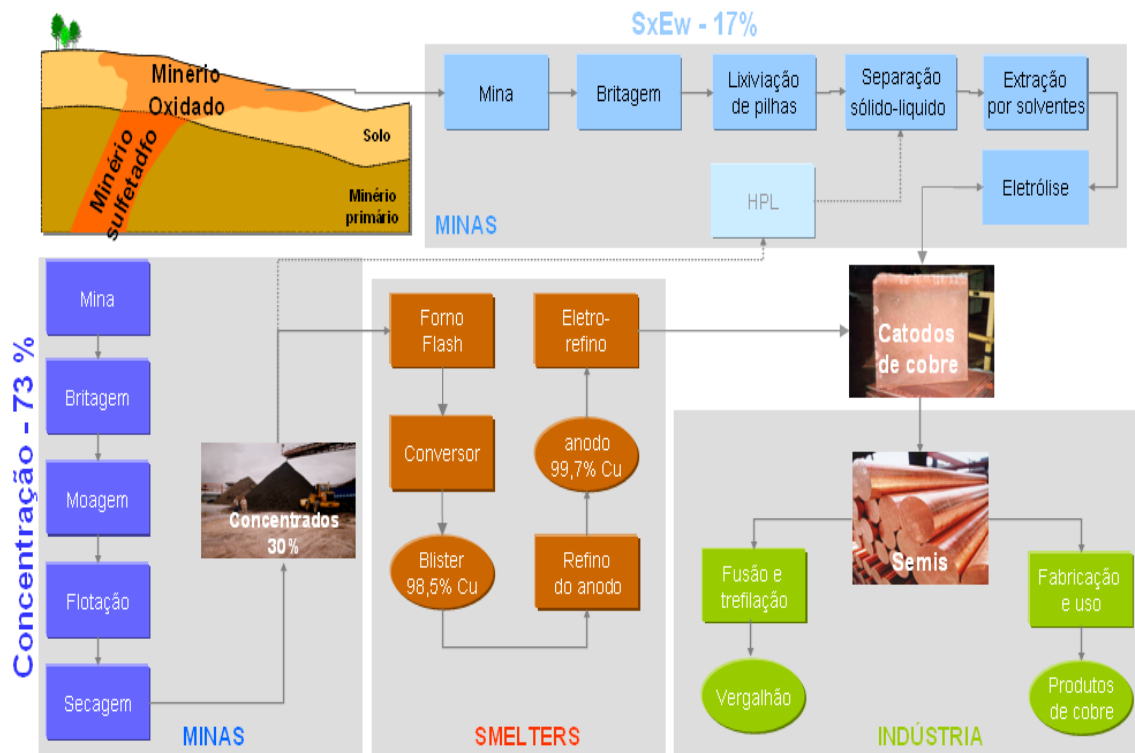


Figura 1. Cadeia produtiva do cobre.

Fonte: ANDRADE et al., 2001.

2.1.3 Oferta e Demanda

Segundo Ribeiro (2011), atualmente as maiores reservas (Oferta) encontram-se no Chile, China, Estados Unidos e Peru; tais reservas de cobre lavráveis em 2010, contêm 630 milhões de toneladas desse metal. A Figura 2 mostra, em porcentagem, como essas reservas estão distribuídas em nível mundial. No caso da produção de cobre, o Chile é o maior produtor com mais de 34% das 16,1 milhões de toneladas. Na mesma Figura 2, pode ser observada a produção mundial do mesmo mineral, fomentada pelo aumento da demanda gerada pelos países emergentes, principalmente China e Índia, devido ao aumento da expansão urbana e industrial.

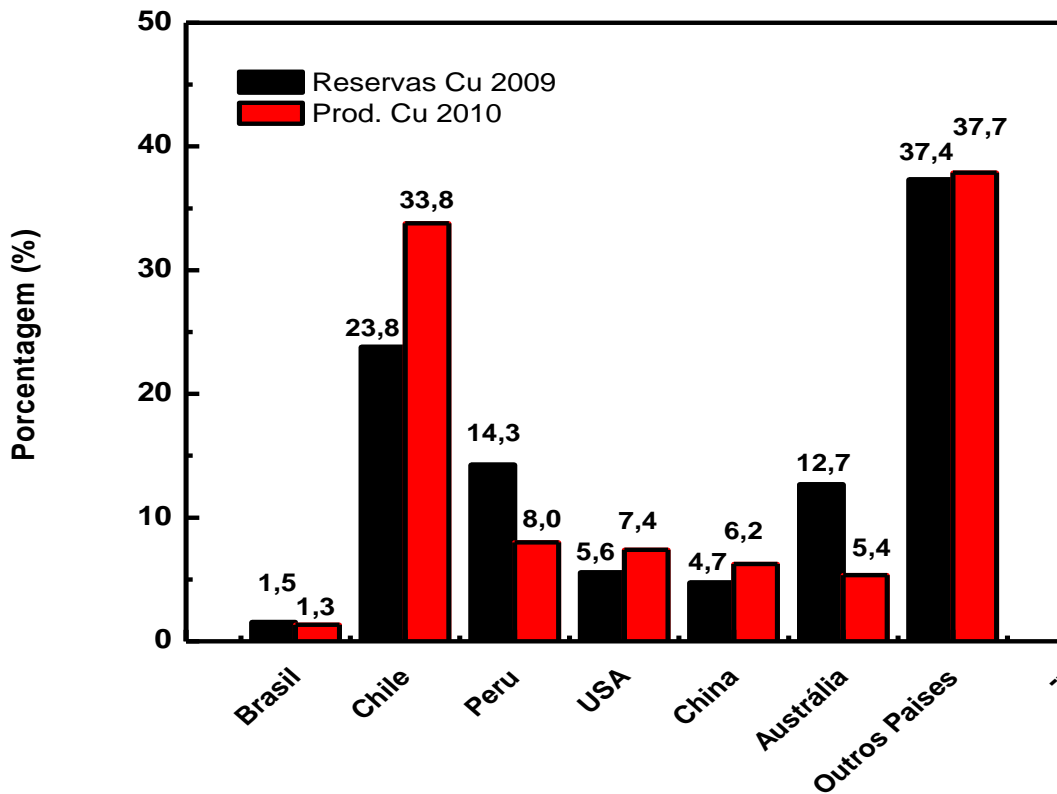


Figura 2. Reservas em 2009 (barras em preto) e produção mundial de cobre no ano de 2010 (barras em vermelho).

Fonte: RIBEIRO, 2011.

A Figura 3 mostra as expectativas desse crescimento, nos próximos anos, dos países supracitados.

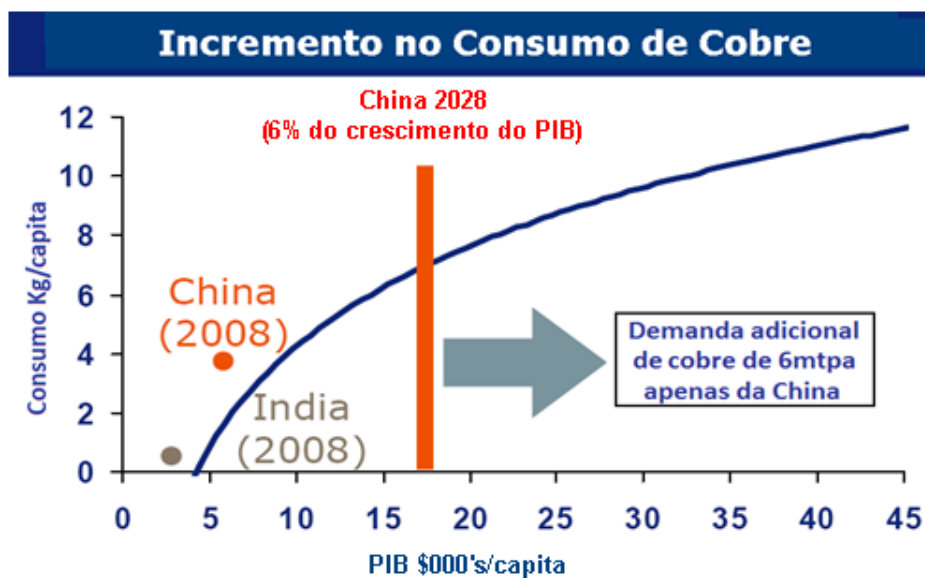


Figura 3. Incremento no Consumo de Cobre.

Fonte: DAVIS, 2009.

Segundo o *London Metal Exchange* (LME), a demanda deste metal se concentra, na sua maior parte, nos setores elétricos e de construção como é mostrado na Figura 4. (LME, 2011).

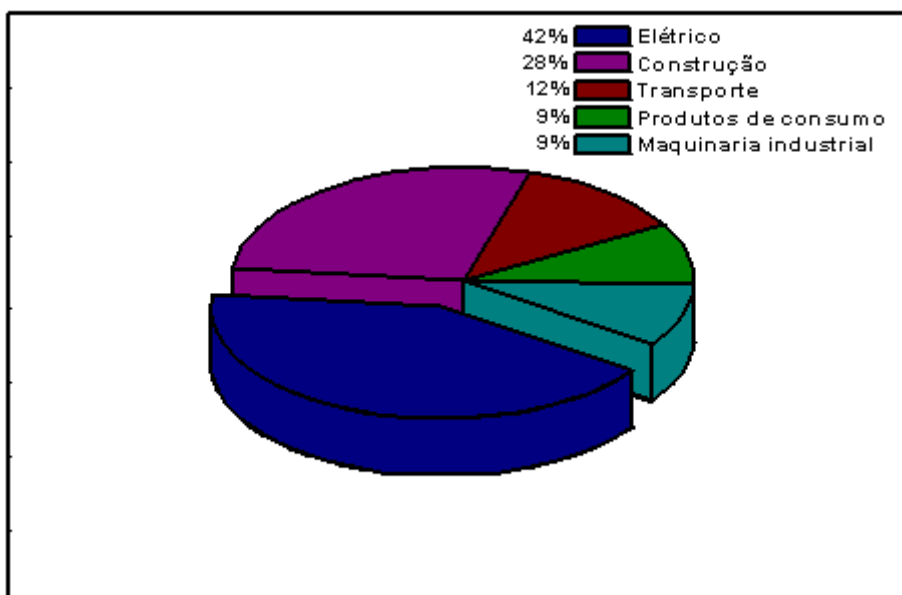


Figura 4. Consumo industrial de cobre por setores.

Fonte: LME, 2012.

No Brasil, as reservas em 2009 (ano base) somaram 9,8 milhões de toneladas de cobre contido. O Pará representa o maior detentor das reservas medidas de cobre, no país. Entretanto, a produção brasileira de concentrado de cobre alcançou, em 2010, um total de 213.600 t. (745.830 t de concentrado, com teor médio de 28,6%), repartidos nas empresas como mostra a Tabela 1, a seguir.

Tabela 1. Produção de concentrado de cobre no Brasil em 2010.

Empresas	Participação (%)
Vale	54,7
Mineração Caraíba	10,9
Mineração Maracá	31,7
Votorantim Metais Níquel	1,8
Prometalica Mineração	0,9

Fonte: RIBEIRO, 2011.

Na Tabela 2 são mostradas as estatísticas do concentrado de cobre, de 2007 a 2010, no Brasil. Observa-se que a tendência da balança comercial do minério de cobre para os próximos anos é positiva devido à evolução da produção interna, ao aumento das exportações e à estabilidade nas importações.

Tabela 2. *Produção, importação e exportação de cobre (metal contido) no mercado interno brasileiro de 2007 a 2010.*

	Unidades	2007	2008	2009	2010 ^(*)
Produção	(t)	205.728	218.295	211.692	213.548
Importação	(t)	154.541	142.732	126.767	140.343
	10 ³ USD-FOB	1.077.660	829.801	675.685	951.629
Exportação	(t)	177.705	151.580	142.170	152.440
	10 ³ USD-FOB	1.032.312	1.196.341	803.013	1.237.741
Consumo Aparente⁽¹⁾	(t)	182.564	209.447	196.289	201.451
Preços⁽²⁾	USD/t	3.180,0	2.192,0	3.222,0	2.198,0

Obs: (1) *Produção + Importação - Exportação*; (2) *Vale; Mineração Maracá; Mineração Caraíba*; (*) *preliminar*.

Fonte: *RIBEIRO, 2008; RIBEIRO, 2011 e RODRIGUES, 2009.*

Farias (2009) projetou o consumo aparente de concentrado de cobre para o horizonte 2010-2030 a partir do consumo aparente de cobre metálico também projetado para o mesmo período, assumindo Cenário Frágil (PIB crescendo a uma taxa correspondente a 75% do crescimento médio) e Vigoroso (PIB crescendo a uma taxa correspondente a 100% da taxa de crescimento). Estes dados são mostrados na Figura 5.

Finalmente, na Tabela 3 são mostrados os horizontes produtivos para o cobre, baseado nos principais projetos que, possivelmente, serão executados nos próximos anos.

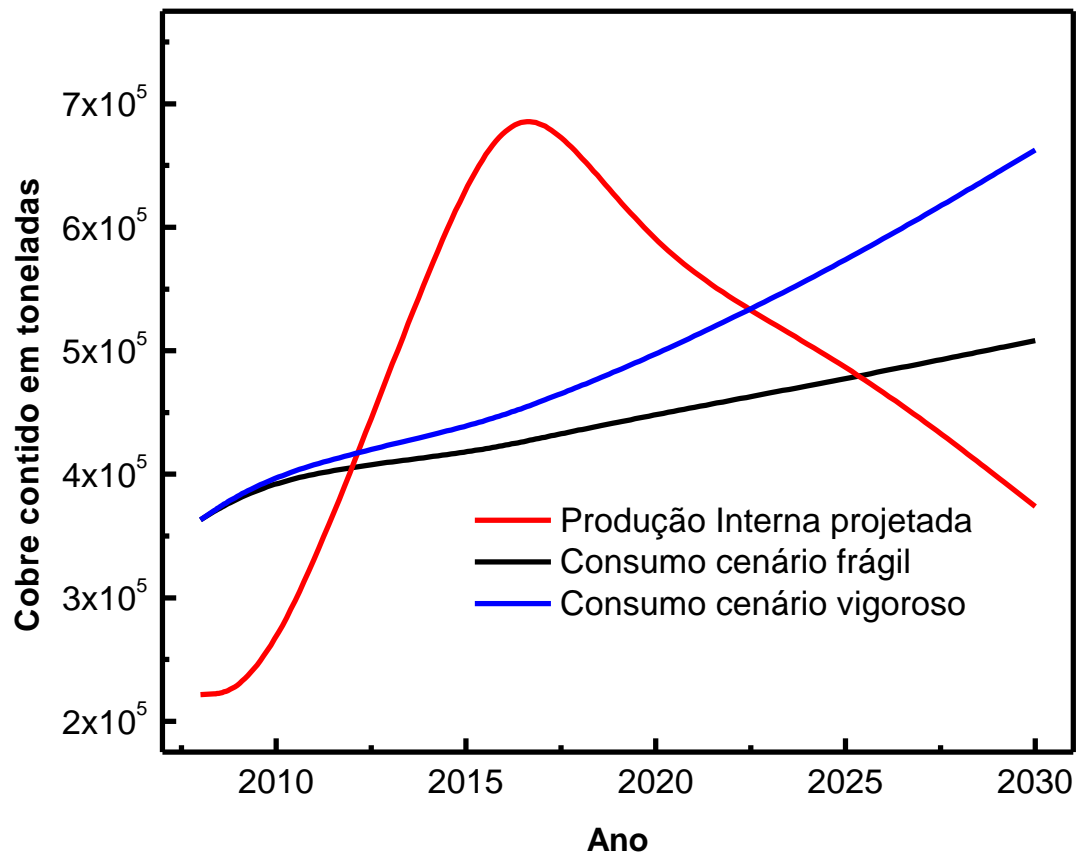


Figura 5. Produção-consumo aparente de concentrado de cobre projetada de 2008 até 2030 num cenário frágil (linha preta) e num cenário vigoroso (linha azul).

Fonte: FARIAS, 2009.

Tabela 3. Principais projetos de cobre no Brasil

Projetos	Empresa	Prod. Cu-Contido	Investimento	Início
		(1000 t)	(USD milhões)	(ano)
Alvo 118	VALE	38	140	2015
Cristalino	VALE	30	500	2015
Alemão	VALE	80	550	2015
Salobo II	VALE	127	855	2013
Gameleira	VALE	Nd	Nd	Nd
Furnas	VALE	Nd	Nd	Nd
Boa Esperança	Caraíba	30	150	2014
Vale Verde	Aura Gold	40	450	2012/2013

Fonte: RODRIGUES, 2009.

2.1.4 Preços, Custos e Margens

O preço do cobre, durante 2008, despencou drasticamente devido à crise do setor imobiliário nos Estados Unidos. Este fenômeno desencadeou uma crise mundial capaz de paralisar o crescimento industrial e urbano em todo o mundo. Outro problema provocado pela crise foi a falta de créditos e juros elevados que impossibilitaram aos investidores a criação e a posta em prática de novos projetos, não somente na área do cobre, mas também em todo o setor mineral.

No mercado brasileiro o preço da commodity de cobre é adotado pelo LME e é dado em dólares por tonelada (USD/t). O valor cotado no dia 13 de março do corrente no site do LME foi de 8.390,50 USD/t. A Figura 6 mostra a variação do preço de cobre desde 2002 até o presente.

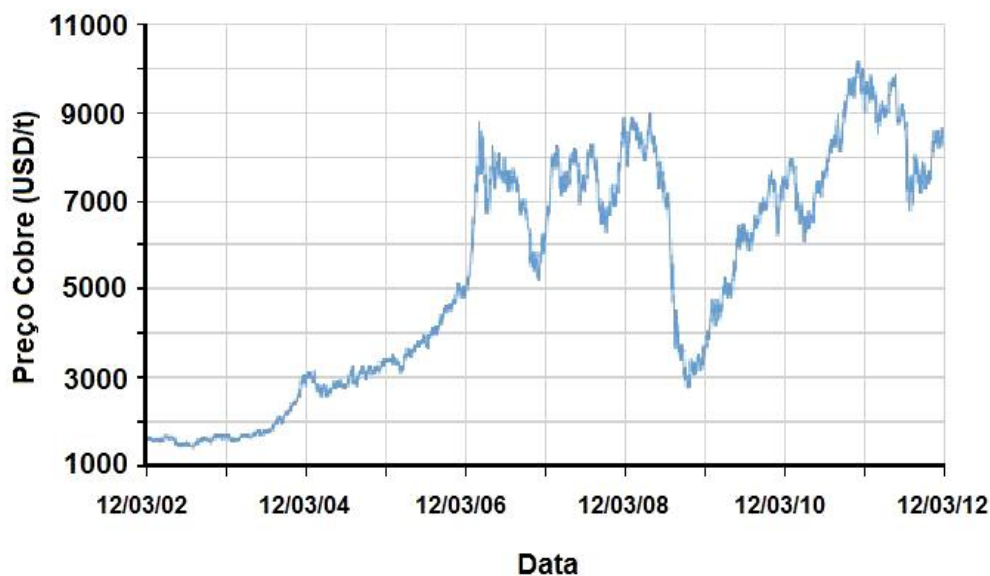


Figura 6. Variação do preço do cobre no mercado internacional nos últimos dez anos.

Fonte: LME, 2012.

Na cadeia de valor da indústria de cobre, a maior margem de ganho é na mina, e nas outras etapas a margem de ganho é muito menor. A composição do custo de produção do cobre envolve duas etapas: custo da mineração, que vai até a produção do cobre contido em concentrado, e da metalurgia extrativa do cobre. O custo de produção está associado, principalmente, ao consumo de energia, mas, desde alguns anos atrás, a política ambiental e responsabilidade social vêm aumentando os custos dos projetos de extração de cobre.

2.2 O TRATAMENTO BIO-OXIDATIVO

Nesta parte serão descritas as principais famílias de micro-organismos atuantes neste processo, sua importância em trabalhar em conjunto, assim como as características do processo e os mecanismos de oxidação dos minerais, potencializado pela atividade microbiana. Cabe mencionar que os consórcios microbianos utilizados neste trabalho estão presentes em águas ácidas de minas e não representam nenhum risco ao ser humano (não patogênicos).

2.2.1 Micro-organismos Envolvidos

2.2.1.1 Micro-organismos mesofílicos

Esses micro-organismos operam à temperatura ambiente e são responsáveis pela oxidação de íons ferrosos e compostos reduzidos de enxofre para obtenção de energia. A seguir são mencionadas as características das principais espécies deste grupo.

Os micro-organismos da espécie *Acidithiobacillus ferrooxidans* são unicelulares, quimiossintetizantes, autotróficos, gram-negativos e com formato de bastão; apresentam flagelos, e possuem tamanho de célula de 0,3 a 0,5 µm de diâmetro e de 1,0 a 1,7 µm de comprimento (BREWIS, 1996 e ESTEBAN e DOMIC, 2001). A espécie *A. ferrooxidans* cresce no intervalo de pH entre 1,0 e 6,0, sendo a faixa ótima de pH, para alcançar a máxima velocidade de crescimento, 1,8. De modo análogo, sobrevive em um intervalo de temperatura de 2 a 40 °C, sendo o intervalo de 28 a 35 °C o mais favorável (BREWIS, 1996 e LIMA, 2006).

O *Acidithiobacillus thiooxidans* oxida enxofre e compostos reduzidos de enxofre e é utilizado na lixiviação de minerais que não contêm ferro (SUZUKI, 2001). A temperatura ótima de crescimento se encontra entre 25 e 30°C e o pH ótimo para o crescimento máximo é 2,0. Sua energia pode ser derivada através da oxidação de um ou mais compostos reduzidos de enxofre, incluindo sulfetos, enxofre, tiosulfatos, politionatos e tiocianatos, sendo o sulfato obtido como produto dessa oxidação (HOLT e KRIEG, 1994).

A espécie *Leptospirillum ferrooxidans* oxida apenas íons ferrosos, mas pode crescer em temperaturas superiores às possíveis para o *A. ferrooxidans* e *A. thiooxidans*. Este também é um micro-organismo acidófilo, com pH ótimo em torno de

1,3. O *L. ferrooxidans* apresenta características que fazem com que possa ser utilizado em lixiviação de minerais sob alta temperatura, baixo pH e alta relação Fe^{3+}/Fe^{2+} (NORRIS, 1990), uma vez que a bioquímica de oxidação dos íons Fe (II) pelo *L. ferrooxidans* é diferente da do *A. ferrooxidans* (ROHWERDER *et al.*, 2003; RAWLINGS, 2005), o que permite ao *L. ferrooxidans* oxidar íons Fe (II) em altos potenciais redox (RAWLINGS *et al.*, 1999).

2.2.1.2 Micro-organismos termofílicos

Os micro-organismos termofílicos, capazes de crescerem em altas temperaturas, têm aplicação biotecnológica, pois são as únicas fontes de enzimas com propriedades não usuais, utilizadas em fermentação a altas temperaturas, em processos de tratamento de rejeitos e em lixiviação mineral (BROCK, 1986; KELLY e BROWN, 1993; KELLY *et al.*, 1994).

Entre as espécies termofílicas, existem grupos fisiologicamente distintos. Alguns termofílicos geram energia reduzindo enxofre e hidrogênio para formar sulfeto de hidrogênio (POOL, 1990).

Tais micro-organismos são classificados como termofílicos moderados, termofílicos extremos, e hipertermofílicos (HAN, 1998). As espécies hipertermofílicas são capazes de viver a 90°C, com temperatura ótima de crescimento de 80°C ou acima. Os termofílicos extremos vivem entre 70°C e 90°C e os micro-organismos termofílicos moderados vivem na faixa de 50°C a 70°C (KELLY *et al.*, 1994).

Os gêneros *Sulfolobus*, *Acidianus* e *Metallosphaera* possuem a habilidade de oxidar enxofre elementar (STETTER, 1989). Membros do *Sulfolobus* são capazes de utilizar açúcares, aminoácidos, e complexos orgânicos como fonte de energia e carbono (BROCK, *et al.*, 1972; ZILLIG, *et al.*, 1980). *Acidianus* possui um metabolismo aeróbico facultativo com enxofre elementar como doador ou acceptor de elétrons (SEREGGER *et al.*, 1986; ZILLIG *et al.*, 1986).

Na Tabela 4 se resumem as características dos micro-organismos presentes no processo de biolixiviação.

Tabela 4. Características de diferentes micro-organismos empregados na Biolixiviação. Q.O.: Quimiolitotrófico obrigatório; Q.F.: Quimiolitotrófico facultativo; H: heterotrófico; Ar. aeróbico; A.E.: aeróbico estrito; A.n.: anaeróbico.

Micro-organismo	Característica	Necessidade de Carbono	Necessidade de Oxigênio	pH (ótimo)	T(°C) (ótimo)
<i>Acidithiobacillus ferrooxidans</i>	Oxida: Fe ²⁺ , S ⁰ , Cu ⁺ , Se ²⁺ , tiosulfato, tetrionato, S	Q.O.	Ar.	1,2 - 6,0 (1,7)	5 - 40 (28 - 35)
<i>Leptospirillum ferrooxidans</i>	Oxida : Fe ²⁺ , pirita	Q.F.	Ar.	1,5 - 4,5	20 – 40 (30)
<i>Sulfolobus thermosulfooxidans</i>	Oxida: Fe ²⁺ , S ⁰ , S ²⁻	Q.O.	Ar.	1,9 - 3,0 (1,9 – 2,4)	20 – 60 (50)
<i>Sulfolobus acidocaldarius</i>	Oxida: Fe ²⁺ , S ⁰	Q.F.		2,0 – 7,0 (2,0 – 3,0)	55- 85 (70 - 75)
<i>Acidianus brierleyi</i>			A.n. A .H.	(1,5 – 2,0)	(70)
<i>Metallosphaera sedula</i>			Ar.	(1,7)	(75)
<i>Sulfolobulus metallicus</i>			Ar.		(65)
<i>Acidianus infernus</i>			Ar.	(2,0)	(90)
<i>Pseudonomas sp.</i>	Acumula U, Cu, Pb intracelular	H.	A.E.	7 - 8,5	4 – 43 (30)
<i>Desulfovibrio desulfuricans</i>	Remove U e Cu por dissolução	H.	A.n.	(4,0 – 7,0)	0 – 44 (25 - 30)

Fonte: MUÑOZ et al., 1995; LIMA, 2006; HAN, 1998.

2.2.2 Emprego de Consórcios Microbianos

A completa oxidação de certos minerais, tais como os sulfetos, envolve a bio-oxidação de ferro e enxofre. Micro-organismos oxidantes de ferro produzem íons férricos. Os íons férricos oxidam certos sulfetos minerais, como a pirita, produzindo tiosulfato, que é oxidado a ácido sulfúrico biologicamente ou quimicamente. Foi demonstrado que populações mistas de bactérias que oxidam ferro e enxofre (*A. ferrooxidans*, *L. ferrooxidans* e *A. thiooxidans*), estão presentes em sistemas de

lixiviação natural, à temperatura ambiente, e são as principais responsáveis pela solubilização de sulfetos minerais (NORRIS, 1990).

Os micro-organismos que oxidam enxofre, como o *A. thiooxidans* e *A. caldus*, são componentes importantes, pois reduzem o seu acúmulo e melhoram a eficiência da dissolução de espécies minerais (DOPSON e LINDSTROM, 1999). Conseqüentemente, a calcopirita, arsenopirita (FeAsS), ou esfalerita (ZnS) geram enxofre elementar quando lixiviados (SCHIPPERS e SAND, 1997). Portanto, para melhorar a eficiência do processo bio-oxidativo se faz necessário a atuação de diferentes espécies de micro-organismos (consórcio microbiano).

2.2.3 Características do Processo de Biolixiviação

As características que fazem com que a atuação de um micro-organismo seja eficaz na lixiviação/oxidação de um mineral são: a possibilidade de atuação numa faixa expandida de temperatura (de 30 a 70°C), faixa ácida de pH (1,5 a 2,2) e alta relação dos íons Fe^{3+}/Fe^{2+} (SUZUKI, 2001).

Segundo Watling (2006) e Lima (2006), entre os fatores importantes a serem considerados para o sucesso do processo de bio-oxidação estão a granulometria fina, tipos de micro-organismos presentes no inóculo, a adição de nutrientes, a concentração de íons ferrosos, o potencial redox das espécies de ferro e a quantidade de oxigênio. A taxa de lixiviação aumenta com a diminuição da granulometria da fase sólida devido ao aumento da área superficial para a reação química entre o agente lixiviante e a fase sólida em questão. Já a adição de nutrientes em excesso, na solução lixiviante, pode causar diminuição da taxa de lixiviação devido à formação de espécies indesejáveis. Finalmente, para a oxidação e lixiviação de minerais é essencial a presença de íons férricos; porém, o potencial redox sempre deve ser monitorado.

2.2.4 Mecanismos de Oxidação dos Minerais

Os silicatos, tais como, feldspatos, piroxênios e micas, assim como os sulfetos, óxidos e hidróxidos podem ser oxidados devido às condições de intemperismo. Segundo Dopson *et al.*, (2009), tal processo pode depender das condições dos micro-organismos (bactérias, fungos) presentes. Entre as hipóteses da alteração/oxidação de minerais está a formação de ácidos metabólicos, bem como o ataque de prótons e a

geração de íons Fe^{3+} , como será descrito a seguir e exemplificado para o caso dos sulfetos minerais.

Segundo Crundwell (2001), há três mecanismos envolvidos no ataque dos micro-organismos aos minerais, em particular, dos sulfetos: o ataque direto, o indireto e o de contato indireto. No mecanismo direto, a bactéria atua diretamente sobre o sulfeto mineral. No mecanismo indireto, a bactéria converte, simplesmente, Fe^{2+} a Fe^{3+} , e esses íons Fe^{3+} atuam diretamente na oxidação do sulfeto mineral (SMITH e MISRA, 1991).

2.2.4.1 Mecanismo direto

O mecanismo direto ocorre de forma que os sulfetos presentes no sulfeto mineral (MS) são oxidados com geração de íons sulfato, pelos micro-organismos (Figura 7). Portanto, o mecanismo direto caracteriza-se pela adesão obrigatória da bactéria à superfície do sulfeto durante a dissolução oxidativa do mineral. Segundo este mecanismo, a solubilização do metal é promovida pelo ataque de um sistema enzimático presente na bactéria, diretamente sobre a superfície do mineral, promovendo a oxidação do S^{2-} e a consequente solubilização do metal de interesse.

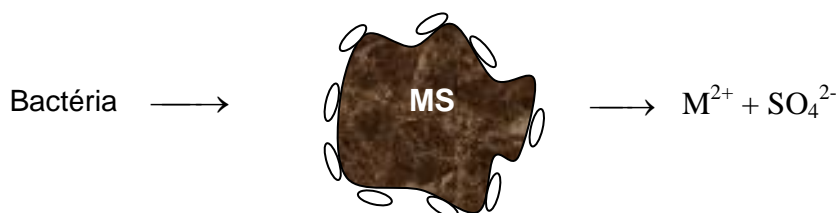


Figura 7. Mecanismo direto de interação micro-organismo-substrato mineral.

Fonte: CRUNDWELL, 2001.

2.2.4.2 Mecanismo indireto

Neste mecanismo, não há a adesão da bactéria na superfície do mineral. Este mecanismo abrange o ciclo $\text{Fe}^{2+} - \text{Fe}^{3+}$, quando duas etapas estão envolvidas: (a) interação química do Fe^{3+} com a superfície mineral, e (b) regeneração do Fe^{2+} pela bactéria.

Desta forma, os íons férricos produzidos, pela oxidação dos íons ferrosos, pelos micro-organismos, reagem quimicamente com os sulfetos minerais, e produzem Fe (II), fechando o ciclo (Figura 8). O íon férrico é um agente oxidante potente e como tal é usado na hidrometalurgia para dissolução de vários minerais. No entanto, durante as reações, o íon férrico é reduzido a íon ferroso, uma espécie química não oxidante. Para formar o ferro trivalente, ele tem que ser re-oxidado ao estado de oxidação mais elevado (TAKAMATSU, 1995).



Figura 8. Mecanismo indireto de interação bactéria-substrato mineral.

Fonte: CRUNDWELL, 2001.

No entanto, no mecanismo indireto existe outra hipótese que pode ser chamada de mecanismo indireto de contato (SILVERMAN, 1967), Figura 9. A principal característica deste modelo é que íons férricos ou prótons são os únicos agentes lixiviantes dos sulfetos minerais. O ferro contido na substância polimérica extracelular (EPS), que é excretada pela bactéria, confere carga positiva à célula, se aderindo à superfície do mineral devido à atração eletrostática entre a célula bacteriana e a superfície negativamente carregada de alguns minerais (SAND, *et al.*, 1995; RODRIGUES *et al.*, 2003).

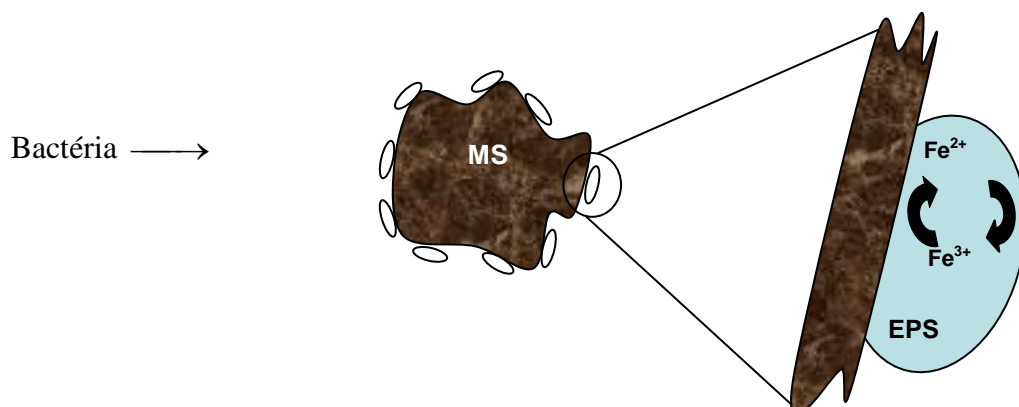


Figura 9. Mecanismo indireto de contato na interação micro-organismo-substrato mineral.

Fonte: CRUNDWELL, 2001.

2.2.4.3 Processo GEOCOAT™

A Figura 10, a seguir, ilustra a aplicação do método GEOCOAT™ no beneficiamento de cobre a partir de um concentrado de flotação de sulfetos.

O processo GEOCOAT™, é uma tecnologia patenteada pela empresa norte-americana GeoBiotics, LLC, que consiste no recobrimento de um substrato apropriado, normalmente uma rocha, com concentrado de flotação. Após o recobrimento, o conjunto mineral é disponibilizado em grandes pilhas convencionais. A pilha é irrigada no topo com solução ácida contendo ferro e nutrientes, enquanto ar é suprido na base da mesma. O tamanho relativamente uniforme (5-25 mm) da rocha suporte resulta num grande espaço intersticial dentro da pilha que fornece baixa resistência ao ar e à solução percoladora; portanto, os grandes espaços combinado com a fina camada de concentrado criam condições ideais para a biolixiviação (GEOCOAT™, 2011).

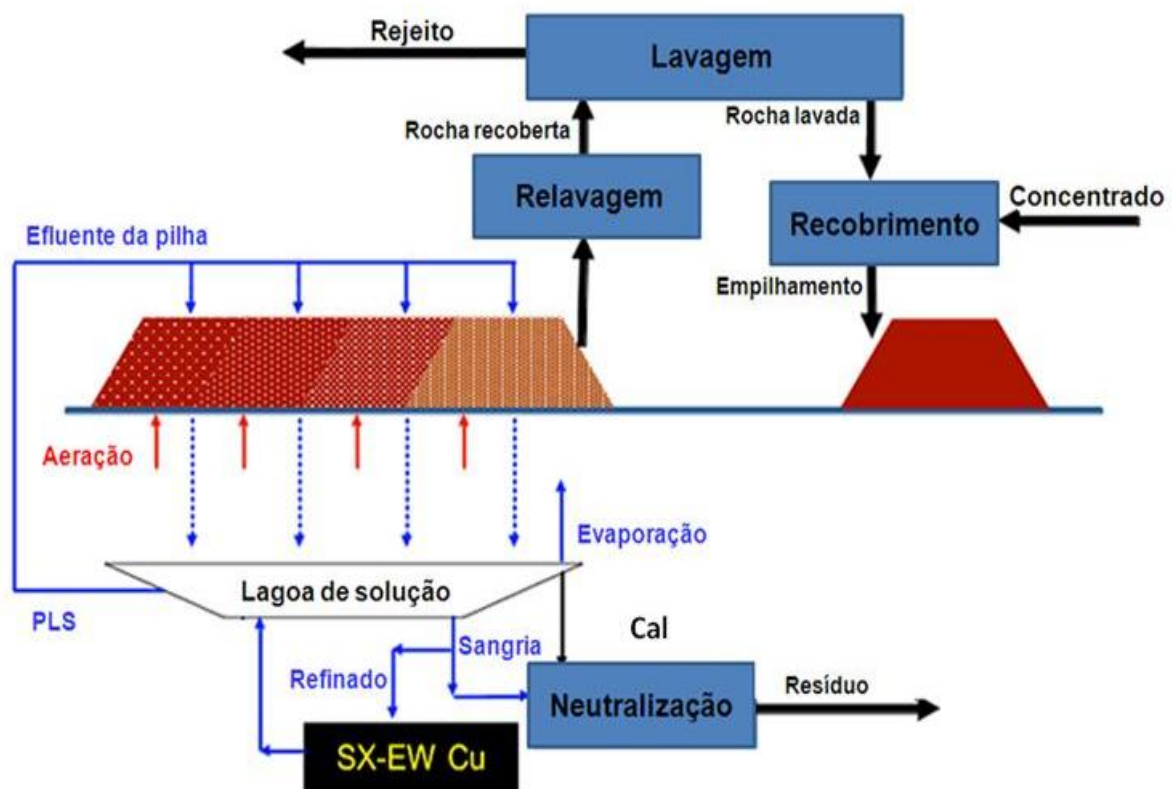


Figura 10. Fluxograma simplificado do beneficiamento para concentrados de cobre empregando o processo GEOCOAT™.

Fonte: GEOCOAT™, 2011.

Este processo emprega micro-organismos oxidantes de ferro e enxofre, para facilitar a lixiviação dos metais de interesse tais como, Zinco, Cobre, Chumbo, entre outros. As partículas de sulfeto e os micro-organismos são constantemente expostos à solução lixiviante e ao fluxo de ar em contracorrente. Isto resulta na transferência de oxigênio de forma mais eficiente aumentando a taxa de oxidação. O processo de lixiviação/oxidação de minerais é normalmente completado entre 45 e 120 dias, dependendo da mineralogia do minério.

Após a etapa de biolixiviação, a lixívia é encaminhada a uma piscina para posteriores processos de purificação e extração dos metais de interesse. A fase sólida remanescente do concentrado de flotação é separada da rocha suporte por peneiramento a úmido e essa rocha suporte reutilizada. No caso do ouro, o concentrado bio-oxidado é tratado por processos tradicionais para recuperação de ouro (GEOCOAT™, 2011).

2.3 FUNDAMENTOS DE QUEBRA DE PARTÍCULAS E CONSUMO DE ENERGIA

Apesar de existirem alguns métodos capazes de calcular a energia gasta necessária para quebrar as partículas dentro de moinhos, nesta parte do capítulo somente será abordado o método de Bond. A escolha deste método foi devido a que muitos profissionais da área exigem o parâmetro de Índice de Trabalho (IT) como medida de comparação de dureza entre diferentes minérios.

2.3.1 Quebra de Partículas

O tamanho, a forma e os intercrescimentos dos grãos são as características morfológicas e texturais mais importantes para a fragmentação dos minérios. Segundo Tavares (2005), com relação às propriedades mecânicas, se destacam: a coesão interna dos grãos, de grãos entre si e, portanto, das interfaces e a sua tenacidade, assim como a proporção dos minerais presentes.

Entretanto, a fragmentação das partículas depende, principalmente, das propriedades do material e da forma de aplicar as tensões compressivas sobre as mesmas. O resultado da fragmentação é fortemente influenciado por parâmetros como a velocidade de carregamento ou o tipo de tensão aplicada. Assim, para produzir uma diminuição do tamanho de partícula de um material é necessário aplicar esforços para

produzir fraturas. Os esforços podem ser classificados como normais e tangenciais. Esforços normais podem ser de compressão ou de tração, enquanto os tangenciais correspondem aos de cisalhamento.

Segundo King (2001), uma vez aplicados os esforços, dependendo da quantidade de energia e da distribuição final de tamanhos de partícula, se geram três tipos de mecanismos de fratura: abrasão, clivagem e estilhaçamento. O mecanismo de abrasão ocorre quando a energia aplicada na partícula não é suficiente para causar fratura significativa no material, gerando uma distribuição de partículas quase igual e partículas muito finas devido ao lascamento. No mecanismo de clivagem, a energia aplicada é apenas suficiente para formar poucas regiões fraturadas, gerando partículas finas com tamanhos semelhantes. Finalmente, quando a energia aplicada na partícula é muito maior que a energia necessária para produzir a fratura, o resultado é uma quantidade grande de partículas com uma ampla faixa de tamanhos caracterizando o mecanismo de estilhaçamento.

Para Tavares (2005), o modo de fraturamento dominante depende da facilidade com que as fases minerais são liberadas. De modo que três tipos principais de fraturas podem ocorrer, a fratura intergranular, fratura preferencial ou diferencial e a fratura aleatória ou normalmente transgranular. A ocorrência de um ou outro modo de fratura depende das características do material, assim como do processo de cominuição.

2.3.2 Teorias da Cominuição

As teorias da cominuição relacionam a quantidade de energia fornecida e o tamanho das partículas do produto. Portanto, segundo Wills (1997), a energia e fragmentação podem ser relacionadas como mostra a Equação 1:

$$\frac{dE}{dx} = -\frac{K}{x^n} \quad (1)$$

Sendo dE a energia incremental necessária para produzir uma redução de tamanho dx , K , uma constante e x o tamanho da partícula.

A partir da Equação 1 se pode obter várias soluções que são as chamadas “Leis da cominuição”. A primeira lei foi postulada por Rittinger em 1867. Ele propõe que a energia consumida na cominuição é proporcional à nova superfície gerada, sendo a

área específica dos materiais inversamente proporcional ao diâmetro das partículas. Neste caso o valor da constante n da Equação 1 é igual a 2 de modo que pode ser escrita da seguinte forma (Equação 2):

$$E = -K \left(\frac{1}{x_P} - \frac{1}{x_A} \right) \quad (2)$$

Onde K é uma constante, E é a energia específica de moagem, e x_P e x_A , são o tamanho de partícula do produto e da alimentação, respectivamente, representado, geralmente, por um ponto na distribuição granulométrica chamado d_{80} . A primeira lei não teve muita aplicação na prática da moagem convencional, mas a equação se ajusta à cominuição de partículas finas, principalmente, na moagem fina e ultrafina.

A segunda lei de cominuição, postulada por Kick em 1885, propõe que a energia consumida na cominuição depende, apenas, da razão de redução, sendo independente da granulometria original das partículas e, para este caso, o valor da constante n seria 1, dando como resultado a Equação 3.

$$E = -K * \log \frac{x_A}{x_P} \quad (3)$$

A terceira lei foi postulada por Fred Bond em 1952. Nesta lei se considerou que o trabalho envolvido na cominuição era inversamente proporcional à raiz quadrada da abertura pela qual passa 80% do produto (BOND, 1952), Equação 4. Neste caso o n é igual a 1,5.

$$E = -K \left(\frac{1}{\sqrt{x_P}} - \frac{1}{\sqrt{x_A}} \right) \quad (4)$$

2.3.3 Método de Bond para o Escalonamento de Moinho de Barras

Na Equação 4, Bond define o parâmetro K na função Índice de Trabalho (IT), que representa o trabalho total, expresso em unidades de kWh ton⁻¹ curta, necessário para reduzir uma tonelada curta de material desde um tamanho teoricamente infinito até que

80% do material esteja menor que 100 μm , de maneira que a Equação 4 pode ser reescrita como:

$$E = IT \left(\frac{10}{\sqrt{x_P}} - \frac{10}{\sqrt{x_A}} \right) \quad (5)$$

O parâmetro IT depende da resistência do material e do tipo de equipamento de cominuição usado. Assim, é necessário determinar, experimentalmente, o parâmetro para cada aplicação por meio de um teste padronizado (AUSTIN e CONCHA, 1993).

2.3.3.1 Cálculo do parâmetro do Índice de Trabalho (IT)

O parâmetro IT é calculado a partir de um ensaio normalizado de moabilidade (moab) e cujo objetivo é determinar quantos gramas, aproximadamente, o moinho é capaz de produzir abaixo de uma determinada malha de trabalho. O IT, no caso da moagem via úmido em um moinho de barras de 2,44 m de diâmetro, operando em circuito aberto, pode ser calculado usando a Equação 6 (AUSTIN e CONCHA, 1993).

$$IT = \frac{(1,1)(62,2)}{p_1^{0,23} \text{moab}^{0,625} \left(\frac{10}{\sqrt{x_{P80}}} - \frac{10}{\sqrt{x_{A80}}} \right)} \quad (6)$$

Onde o IT é o Índice de Trabalho do ensaio, em kWh ton^{-1} métricas, p_1 , a malha de trabalho em μm , moab, a moabilidade, e x_P e x_A , os tamanhos de 80% do produto e da alimentação fresca em μm , respectivamente.

2.3.3.2 Ampliação de escala de um moinho de barras

O escalonamento do IT para moinhos de barras maiores do que 2,44 m se espelha na Equação 7 (AUSTIN e CONCHA, 1993).

$$IT_D = \begin{cases} \left(\frac{2,44}{D} \right)^{0,2} * IT & \text{para } D \leq 3,81 \text{ m} \\ \square & \\ 0,914 * IT & \text{para } D > 3,81 \text{ m} \end{cases} \quad (7)$$

Onde o IT_D é o Índice de Trabalho a ser usado em um moinho de diâmetro D.

2.3.3.3 Fatores de eficiência

Para poder utilizar o IT em diferentes condições de operação é necessário introduzir fatores de eficiência (FE) como mostrado nas Equações 8 e 9.

$$IT = FE * IT_D \quad (8)$$

$$FE = FE1 * FE2 * FE3 * FE7 \quad (9)$$

Segundo Rowland (2006), os fatores de eficiência a serem considerados são: por moagem via seco ($FE1$), tipo de circuito ($FE2$), diâmetro do moinho ($FE3$), tamanhos grosseiros na alimentação ($FE4$), moagem fina ($FE5$), razão de redução ($FE6$) e correção sobre o tamanho da alimentação ($FE7$).

2.3.3.4 Cálculo da energia específica

A partir do conceito de que as partículas de um material diminuem de tamanho à medida que estas absorvem energia, Bond desenvolveu uma solução para a energia específica de cominuição (Equação 10) como sendo:

$$E = IT \left(\frac{10}{\sqrt{x_{P80}}} - \frac{10}{\sqrt{x_{A80}}} \right) \quad (10)$$

Onde E representa a energia específica de moagem em kWh ton⁻¹ e x_F e x_P , os d_{80} do produto e da alimentação, em μm , e IT o Índice de Trabalho corrigido, em kWh ton⁻¹.

Para Austin e Concha (1993), a energia específica de moagem da Equação 6 é baseada na potência que consome o moinho no eixo, mas não se considera as perdas elétricas. Para calcular essa potência no eixo, é utilizada a Equação 11:

$$m_p = Q * E \quad (11)$$

Sendo, m_p , a potência no eixo em kW e Q a vazão de material que é processado no moinho em ton h⁻¹.

2.3.3.5 Cálculo da potência

Para o cálculo da potência para mover os corpos moedores na moagem, Bond propôs a Equação 12 (AUSTIN e CONCHA, 1993). Logo, a carga de barras é dada por $\pi \cdot D^2 \cdot L \cdot J \cdot \rho_b \cdot (1 - \epsilon) / 4$, e com ϵ igual a 20, a potência do eixo, em kW, fica expressa como:

$$m_p = 6,94 J \varphi_c (1 - 0,857J) \rho_b L D^{2,34} \quad (12)$$

Onde J é a fração em volume do enchimento do moinho com os corpos moedores, φ_c é a fração da velocidade crítica, ρ_b é a densidade das barras, L e D são o comprimento e o diâmetro do moinho.

2.3.4 Energia Requerida para a Extração Mineral

Segundo Schoenert (1972) a energia requerida para produzir a mesma área de superfície durante a moagem em moinho de bolas pode chegar a 10 vezes a requerida na quebra de uma partícula em um britador. Tromans (2008) mostrou que a eficiência da fragmentação da rocha atinge apenas de 1 a 2 %. Isto confirma quão ineficiente é este processo. Portanto, a única forma de reduzir o consumo de energia seria a criação de novas fraturas (NORGATE e JAHANSHAH, 2010). Novos métodos estão sendo propostos, entre eles o uso de moinhos de alta pressão conhecido pelas suas siglas em inglês como HPGR (*High pressure grinding roles*), tratamentos térmicos e tratamento com micro-ondas. Entretanto, nos Estados Unidos, estima-se que o consumo de energia no beneficiamento e processamento mineral seja 39% do total gasto durante todo o processo produtivo e que 75% é atribuído à etapa de cominuição (DOE, 2005).

Anteriormente estes gastos de consumo de energia não consideravam a parte econômica/ambiental. Hoje em dia a energia incorporada (*embodied energy*) é um conceito que se está adotando na indústria mineral e abrange o cálculo dos custos econômicos e da energia necessária utilizada desde a extração do minério até seu reaproveitamento. Outro fator a ser considerado na escolha do método de extração é a emissão de gases do efeito estufa devido ao peso ambiental que este exerce.

Norgate e Jahanshahi (2010) estudaram estes conceitos e fizeram um estudo aplicado para a indústria extrativa mineral. Os resultados deste trabalho mostraram que a rota mais apropriada para o beneficiamento de minérios de baixos teores de cobre em termos de consumo de energia incorporada e emissões de gases do efeito estufa depende, principalmente, da mineralogia do depósito mineral a ser explorado. Em caso de não ser necessária a cominuição do minério e onde pode ser aplicado o tratamento pirometalúrgico os autores sugerem o uso da rota tradicional por concentração e ustulação. Porém, para minérios onde é necessária a diminuição de tamanho de partícula (5 μm) foi sugerido o uso da lixiviação em pilhas ou a ustulação direta (Figuras 11 e 12).

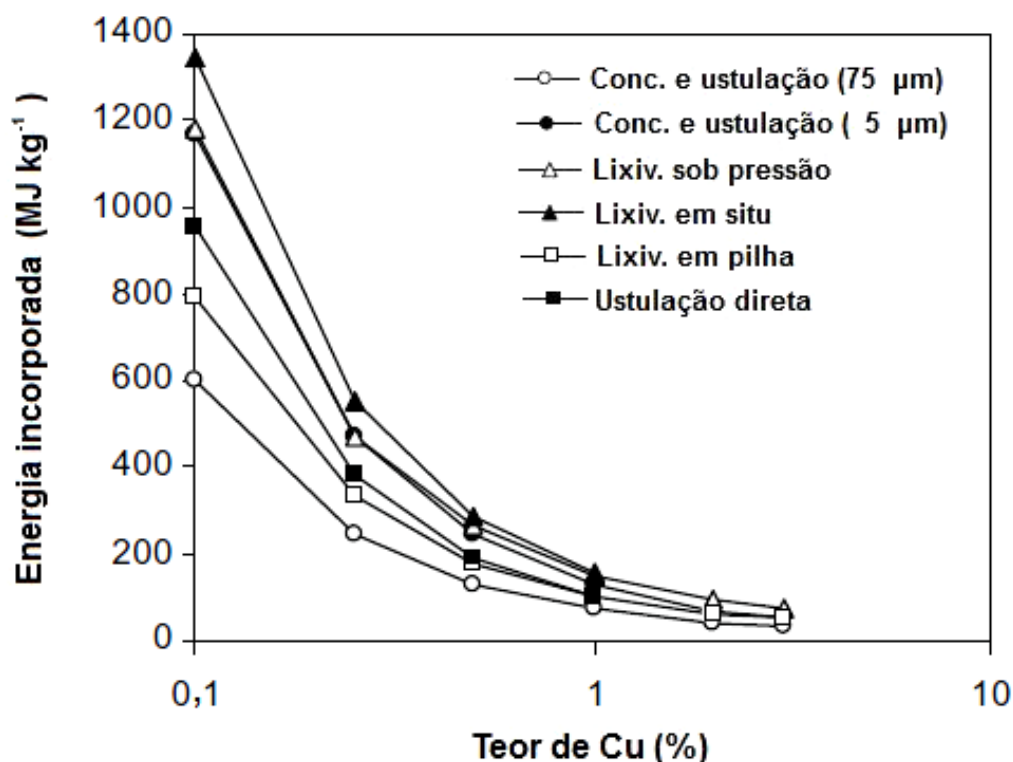


Figura 11. Efeito dos teores de Cu no minério sobre a energia incorporada das várias rotas de processamento para a produção de cobre.

Fonte: NORGATE e JAHANSHAH, 2010.

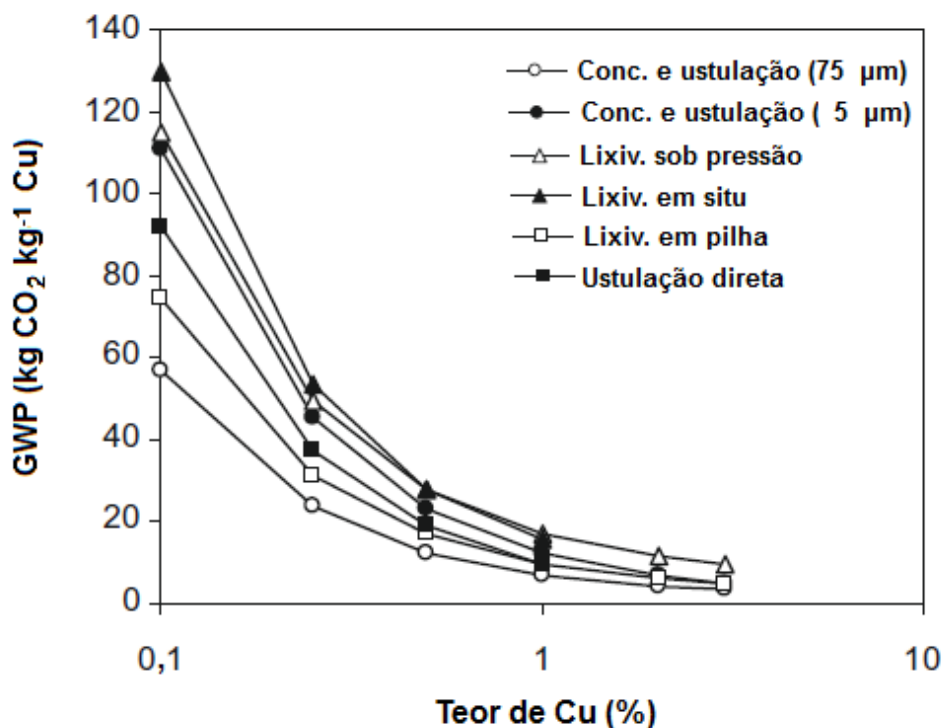


Figura 12. Efeito dos teores de Cu no minério sobre a emissão de gases do efeito estufa (GWP) das várias rotas de processamento para a produção de cobre.

Fonte: NORGATE e JAHANSHAH, 2010.

Finalmente, a realização de estudos para o cálculo de energia incorporada e a emissão dos gases do efeito estufa em todo projeto de mineração é uma forma indireta de medir o impacto ambiental, além de ser um indicador importante na toma de decisão da escolha do método de extração na indústria mineral.

3 MATERIAIS E MÉTODOS

Neste capítulo são abordadas as metodologias aplicadas na realização deste trabalho, o qual foi dividido em quatro etapas: (1) caracterização, (2) estudos em escala de bancada da biolixiviação dos minerais presentes no minério, empregando diferentes tipos de consórcios microbianos, (3) ensaios em coluna semi-piloto, utilizando as melhores condições experimentais e (4) determinação do consumo energético após o tratamento bio-oxidativo.

3.1 AMOSTRAS

3.1.1 Amostragem

As amostras usadas neste estudo foram fornecidas ao CETEM pela MCSA. A amostra de minério primário de cobre foi retirada da mina subterrânea da Caraíba, no Painel 7, lado Leste, a 412 metros abaixo do nível do mar. Já o concentrado de sulfetos de cobre foi coletado na usina de flotação da MCSA.

3.1.2 Preparação das Amostras

3.1.2.1 Minério Primário de Cobre

O minério primário de cobre foi quarteado e homogeneizado em pilha piramidal longitudinal para posterior separação de sub-amostras representativas. Para os ensaios de caracterização e experimentos em escala de bancada, a amostra do minério foi cominuída em moinho de barras até que todo o material estivesse abaixo de 105 μm . Para os ensaios em coluna, a amostra de minério primário foi classificada e utilizada apenas a fração grossa (5 a 15 mm).

3.1.2.2 Concentrado de Flotação

A amostra de concentrado de sulfetos de cobre foi secada em estufa a 35 °C para, em seguida, ser quarteada e homogeneizada em pilha piramidal longitudinal. Da

pilha foram separadas alíquotas representativas para serem utilizadas na caracterização, nos ensaios em escala de bancada e nos ensaios em escala piloto.

3.2 CARACTERIZAÇÃO

A caracterização das amostras representativas de minério primário e de concentrado foi realizada segundo o procedimento descrito por Barreto (2008). Numa primeira etapa foi separado meio quilo de material representativo, de ambas as amostras, para a determinação da distribuição granulométrica original. Paralelamente, foram separadas 100 g de amostra de minério de cobre que foi britada em um britador de mandíbulas e logo moída em um moinho planetário até que todo o material estivesse abaixo de 106 μm , para a determinação da composição química e mineralógica. A amostra de concentrado já possuía uma distribuição de partículas finas, não sendo necessária, portanto, a redução de tamanho, sendo retirada apenas uma alíquota de 100 g.

As técnicas empregadas para a caracterização foram a Difração de Raios-X (DRX), para a identificação das principais espécies minerais constituintes da amostra do minério primário de cobre, a Fluorescência de Raios-X (FRX), para a determinação, semi-quantitativa, dos elementos que compõem a mesma, a análise granulométrica e a determinação de cobre e ferro por digestão ácida seguida por Espectrometria de Absorção Atômica (AAS).

Lâminas delgadas polidas das amostras de mão de minério primário foram observadas no microscópio petrográfico para identificação dos sulfetos minerais de cobre.

3.2.1 Análises por Difração de Raios-X

Para a identificação e/ou quantificação das espécies minerais foi utilizada a técnica DRX, método do pó. Para isto, 5 g de amostra foi desagregada por suave moagem manual em um gral de ágata, montada em um suporte do tipo *backload* (para redução de orientação preferencial) de aço, e analisada num Difrátômetro de Raios-X.

As análises foram executadas em um equipamento *Bruker-D4 Endeavor*, nas seguintes condições de operação: radiação $\text{Co K}\alpha$ (40kV/40 mA), com passo de $0,02^\circ$

2 θ , tempo de contagem de 184 segundos por passo em detector linear sensível à posição do tipo *silicon drift* LynxEye, coletados de 5 a 80° 2 θ . A interpretação qualitativa do espectro foi efetuada por comparação com padrões contidos no banco de dados PDF02 (ICDD, 2006) em *software Bruker Diffrac^{Plus}*.

As análises quantitativas, a partir dos dados de raios X, foram calculadas pelo método de refinamento de espectro multifásico total (Método de *Rietveld*), com *software Bruker AXS Topas*, v. 3.0. As informações das estruturas cristalinas das fases refinadas estão descritas na Tabela 5, e são oriundas do banco de dados da *Bruker AXS* ou do site do ICSD (*International Crystal Structure Database*).

Tabela 5. Origem dos dados cristalográficos usados no refinamento

Mineral	Descrição	Fonte
Quatzo	Quartz	Bruker Structure Database
Bornita	Bornite	Bruker Structure Database
Calcopirita	Chalcopyrite	Bruker Structure Database
Ortopiroxênio	Enstatite	Bruker Structure Database
Magnetita	Magnetite	Bruker Structure Database
Talco	Talc	Bruker Structure Database
Clinopiroxênio	Diopside	Bruker Structure Database
Anfibólio	Hornblende RoundRobin	Bruker Structure Database
Plagioclásio	Anorthite	Bruker Structure Database
Clinopiroxênio	Diopside	Bruker Structure Database
Mica	Phlogopite 1M Mica	Bruker Structure Database
Clorita	Chlorite IIb	Bruker Structure Database
Plagioclásio	Andesine_66240	ICSD – International Crystallographic Structure Database
Jarosita	Jarosite	Bruker Structure Database

Um exemplo de refinamento por *Rietveld* é mostrado na Figura 13, na qual a linha vermelha representa o espectro calculado a partir dos dados das fichas mineralógicas

da calcita e da dolomita, e a linha azul, o espectro gerado pelo equipamento de DRX. Na mesma figura pode-se observar o espectro calculado da calcita (linha preta).

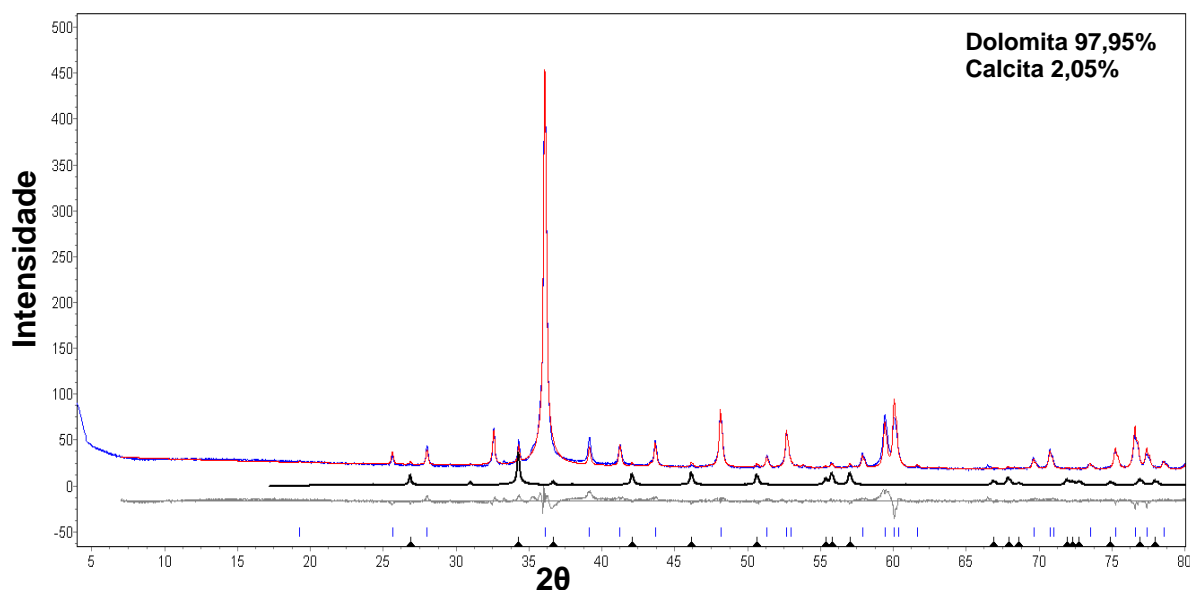


Figura 13. Espectro Normalizado de uma amostra de dolomita e o resultado de seu tratamento pelo método de Rietveld para quantificação de fases minerais.

3.2.2 Análises por Fluorescência de Raios-X

Aproximadamente 5 g de cada amostra foi desagregada com moagem manual em um gral de ágata e, então, as amostras foram secas em estufa a 40 °C e prensadas para preparação das pastilhas. As análises químicas foram efetuadas por FRX, em equipamento Bruker S4 Explorer. O espectro gerado a partir da amostra foi avaliado pelo software *Spectra plus* v.1.6, no modo *standardless method*, sem curva de calibração específica, e com recálculo para 100%.

3.2.3 Análise Granulométrica

As análises granulométricas foram feitas segundo a Norma ABNT NBR ISO 4701, por peneiramento via úmido, usando um peneirador vibratório, seguindo a série de peneiras *Tyler mesh* variando de 13,2 a 0,038 mm. Para cada etapa de peneiramento foi usada uma massa de, aproximadamente, 300 g de amostra. Antes de cada ensaio se procedeu a deslamagem da amostra, que consiste em lavar a amostra e passar o sobrenadante por uma peneira mais fina (0,038 mm), para evitar o entupimento das peneiras durante o ensaio. Uma vez classificada a amostra, cada fração foi levada à estufa, a 40 °C por 24h, para secagem e posterior pesagem. As frações mais grossas

foram colocadas no *rotap* durante 15 min. para garantir a classificação. Finalmente, foi determinada a curva de distribuição de tamanhos de partículas como função acumulada dos pesos de cada fração.

3.2.4 Digestão Ácida das Amostras

Para a determinação de cobre e ferro total nas amostras sólidas, 1 g de amostra foi transferido para um becker de teflon de 150 mL, adicionado 10 mL de ácido clorídrico concentrado, logo coberto com uma tampa de teflon e fervido em chapa aquecedora elétrica, protegida com tela de amianto durante 10 minutos. Em seguida, foi retirado da chapa, esfriado, e adicionado 10 mL de ácido fluorídrico e 5 mL de ácido perclórico, deixando evaporar até se observar a liberação de fumos brancos de ácido perclórico. Posteriormente, o becker foi retirado da chapa e a solução foi esfriada lavando-se a superfície externa do becker até se observar a formação de uma pasta úmida. Em seguida, foi retirado da chapa, esfriado, adicionado 10 mL de ácido nítrico e aproximadamente 25 mL de água deionizada e aquecida para dissolver os sais solúveis na chapa elétrica. Finalmente, se esfriou a solução, que foi transferida para um balão de 100 mL e avolumada com água deionizada para ser encaminhada para análise por Espectrometria de Absorção Atômica (AAS) nos laboratórios da Coordenação de Análise Mineral do CETEM.

3.2.5 Microscópio Petrográfico

As lâminas delgadas, preparadas a partir da amostra de mão do minério primário de cobre, foram observadas no microscópio petrográfico de luz refletida e luz transmitida marca *ZEISS* modelo *AXIO IMAGER M2m*. As microfotografias das lâminas delgadas foram tomadas com uma câmara digital *AXIO* modelo *ICc1*, com resolução (1392 X 1040 pixels) e salvos pelo programa de captura de imagens *AXIO VISION REL 4.8.2.0*.

3.3 CONSÓRCIOS DE MICRO-ORGANISMOS E MEIO DE CULTURA

A Tabela 6 lista as espécies de micro-organismos presentes em cada consórcio, usados nos ensaios de bio-lixiviação. Os mesmos foram cedidos pela empresa norte-americana GeoBiotics, LCC.

Tabela 6. *Micro-organismos utilizados nos ensaios de bio-lixiviação.*

Consórcio	Micro-organismos
Mesofílicos	<i>Leptospirillum sp.</i> , <i>Acidithiobacillus ferrooxidans</i> e <i>Acidithiobacillus thiooxidans</i>
Termofílicos Moderados	<i>Sulfobacillus thermosulfidooxidans</i> , <i>Acidithiobacillus caldus</i> , <i>Acidimicrobium ferrooxidans</i> , <i>Sulfobacillus acidophilus</i>
Termofílicos Extremos	<i>Acidianus brierleyi</i> , <i>Acidianus infernus</i> , <i>Metallosphaera sedula</i> , <i>Sulfolobulus metallicus</i> , <i>Sulfolobulus acidocaldarius</i> , <i>Sulfolobulus shibatae</i>
Mistura de consórcios	<i>Mistura dos Consórcios Mesofílicos, Termofílicos Moderados e Extremos.</i>

O meio de cultura utilizado neste trabalho foi o MKM, *Modified Kelly Medium* (OLSON *et al.*, 2003) baseado na seguinte composição: $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$; 0,4 g L⁻¹; $\text{MgSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$; 0,4 g L⁻¹; K_2HPO_4 ; 0,04 g L⁻¹.

3.3.1 Crescimento e Aclimação dos Consórcios Microbianos

Os micro-organismos mesofílicos, termofílicos moderados e termofílicos extremos foram cultivados em temperatura de 30 °C, 50 °C e 70 °C, respectivamente, em mesa agitadora com rotação de 150 rpm. Foi utilizado o meio de cultura MKM, descrito acima, duas vezes concentrado, e adicionado uma fonte de energia composta por: $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$: 10 g L⁻¹, S^0 : 5 g L⁻¹ e extrato de levedura: 0,2 g L⁻¹ (apenas no cultivo de micro-organismos termofílicos). O pH do meio de cultura foi ajustado em 1,7 com a adição de ácido sulfúrico P.A. Os cultivos foram ativados até atingirem valores de Potencial Redox superiores a 600 mV vs. Ag/AgCl. Durante o crescimento foram monitorados o potencial redox e o pH. Uma vez considerada finalizada a etapa de crescimento, foi realizada uma contagem microbiana para se aferir a densidade

populacional final dos consórcios utilizando a câmara de *thoma* (LORENZO *et al.*, 1997; MOUSAVI *et al.*, 2007; e ZHEIN *et al.*, 2008).

3.4 VISUALIZAÇÃO DOS MICRO-ORGANISMOS MESOFÍLICOS

Esta etapa foi realizada com o intuito de se observar os micro-organismos mesofílicos aderidos na superfície dos sulfetos. Foram preparadas seções polidas de amostra de calcopirita (Figura 14), a qual foi embutida em resina epóxi sob vácuo e, posteriormente, submetida à cura. Então, foi desbastada e logo polida com água e pasta de diamante (125 a 1 µm) por uma politriz automática *Struers Tegra*.



Figura 14. Seção polida de calcopirita utilizada na visualização dos micro-organismos mesofílicos

A amostra foi colocada em um frasco Erlenmeyer de 250 ml, adicionado 5% de inóculo (consórcio mesofílico) e 150 mL de meio de cultura MKM 2 vezes concentrado. Este cultivo foi incubado à temperatura ambiente durante 48 horas, sendo o pH controlado em 1,7 e o Eh monitorado periodicamente.

As seções polidas, após o tratamento, foram submetidas à análise em um Microscópio Eletrônico de Varredura MEV FEI Quanta 400, equipado com sistema de microanálise por espectrometria de raios X (EDS) Bruker Xflash 4030 com detector SDD (*Silicon Drift Detector*). As imagens do MEV foram geradas predominantemente pelo detector LFD (*Large Field Detector*) usado em baixo vácuo. A tensão de aceleração dos elétrons de todas as análises foi de 15 kV e o tempo de aquisição de

espectro para análise foi de 10 s. A análise por EDS forneceu a composição mineralógica pontual da superfície da amostra.

3.5 ENSAIOS DE BIOLIXIVIAÇÃO EM ESCALA DE BANCADA

Com estes ensaios se pretendeu estudar a influência de cada um dos consórcios na dissolução/oxidação dos minerais que compõe a amostra do minério e, mais especificamente, a atuação em conjunto dos três consórcios em considerando que na operação de uma pilha com grandes dimensões, todos eles estariam presentes e agindo simultaneamente, em distintas áreas da pilha, já que é muito difícil manter a mesma temperatura em toda sua extensão.

Outro fator considerado foi a presença de micro-organismos endógenos na amostra. Portanto, foram realizados ensaios em diferentes condições experimentais objetivando visualizar as diferenças na capacidade de oxidação entre micro-organismos nativos e micro-organismos adaptados ao minério.

3.5.1 Condições para os Ensaios em Bancada

Os ensaios de biolixiviação foram realizados em três condições diferentes: (1) biótico (inoculado com consórcios), (2) nativo (não inoculado, porém com a presença de micro-organismos próprios do minério – micro-organismos endógenos) e (3) abiótico (controle/estéril).

Na Tabela 7 são mostradas as condições utilizadas em cada ensaio. Nos testes bióticos foi adicionado um determinado volume de inóculo de forma a manter a concentração celular no frasco na ordem de 10^7 cel g^{-1} . Já nos testes nativos, como as condições onde foram coletadas as amostras são favoráveis à presença de micro-organismos endógenos, não foi adicionado inóculo.

Tabela 7. Testes de biolixiviação em escala de bancada.

Ensaio	Condições	Condições		
		Micro-organismos	T (°C)	t (dias)
Mesofílico	Biótico	Mesofílicos	30	21
	Nativo	Nativos do minério	30	21
	Abiótico	Ausentes	30	21
Termofílico Moderado	Biótico	T. Moderados	50	21
	Nativo	Nativos do minério	50	21
	Abiótico	Ausentes	50	21
Termofílico Extremo	Biótico	T. Extremos	70	21
	Nativo	Nativos do minério	70	21
	Abiótico	Ausentes	70	21
Mistura de Consórcios	Biótico	Conjunto	30-50-70	29
	Nativo	Ausentes	30-50-70	29
	Abiótico	Ausentes	30-50-70	29

Os testes abióticos foram utilizados como controle; portanto, foi adotado o método de esterilização via calor úmido (BRICKETT *et al.*, 1995), numa tentativa de diminuir ou mesmo inibir o metabolismo dos micro-organismos presentes. Este método consiste em submeter a amostra à uma autoclave a 121°C e 1 atm, durante 20 minutos.

3.5.1.1 Ensaios com Consórcios Mesofílicos, Termofílicos Moderados e Extremos

Os ensaios de biolixiviação para cada consórcio, em separado, foram realizados em Erlenmeyers de 250 mL, com relação sólido/líquido de 5% (7,1 g minério de cobre e 0,4 g de concentrado de sulfeto de cobre). A adição de concentrado de sulfeto de cobre foi realizada com a intenção de melhorar a adaptação dos micro-organismos ao minério no início do ensaio, pois se constitui como uma fonte de energia mais disponível. Foi utilizado o meio de cultura MKM em concentração 0,2 vezes. As temperaturas de incubação dos testes mesofílicos, termofílicos moderados e extremos foram de 30 °C, 50 °C e 70 °C, respectivamente. Os ensaios foram realizados em uma incubadora tipo

Shaker, com duração de 21 dias. O controle das variáveis do processo foi realizado, periodicamente, monitorando o Eh, em mV, e repondo a água devido à evaporação. O controle do pH em 1,7 foi feito com adição de H₂SO₄ concentrado. A concentração de cobre e ferro foi aferida por AAS. Após o término dos ensaios, o resíduo sólido das amostras foi secado em estufa, a 40 °C, durante 24 horas, para posterior análise por Difração de Raios-X para determinação quantitativa das fases, pelo Método de Refinamento de Reitveld.

Para a determinação da porcentagem de extração de cobre e ferro nos testes foi usado o teor médio entre o minério de cobre e o concentrado de cobre ponderado pelas respectivas massas.

O pH e Eh dos ensaios foram medidos em um aparelho Analion pH metro AN2000 Micro-processado, com a utilização de eletrodo combinado de vidro e eletrodo de Pt (com referência de Ag⁰/AgCl), respectivamente. Os eletrodos foram previamente esterilizados (20 minutos de imersão em solução de formaldeído (HCOH a 5% v/v)) para evitar a contaminação dos ensaios.

3.5.1.2 Ensaio com os Consórcios Microbianos Atuando em Conjunto

Este ensaio foi realizado nos mesmos moldes que os ensaios com os consórcios individuais (item 3.5.1.1), com a diferença de que no teste biótico foi adicionada a mistura dos consórcios e a temperatura foi gradualmente ajustada nos dias 7, 14 e 21 para 30 °C, 50 °C e 70 °C, respectivamente. Os ensaios duraram 30 dias.

3.6 ENSAIO DE BIOLIXIVIAÇÃO EM COLUNA SEMI-PILOTO AUTOMATIZADA

Nesta etapa, a pesquisa se baseou no melhor resultado obtido nos ensaios em bancada e então se projetou para uma escala maior, com o intuito de gerar amostra suficiente para determinar o consumo de energia necessário para cominuir as amostras de minério (rocha suporte) após o tratamento bio-oxidativo. Este ensaio foi submetido a duas condições, teste biótico (mistura dos consórcios) e teste nativo (micro-organismos endógenos presentes no minério) objetivando determinar as diferenças entre ambas as condições, já que, segundo observado nos ensaios de bancada, os micro-organismos endógenos também são capazes de crescerem e atuarem nessas condições.

3.6.1 Ensaios Biótico e Nativo em Coluna Semi-piloto

Os ensaios bio-oxidativos em coluna foram realizados seguindo os moldes do processo Geocoat™, desenvolvido pela empresa norte-americana GeoBiotics, LLC (HARVEY *et al.*, 2002), um processo patenteado para biolixiviação de sulfetos minerais contidos em concentrados de flotação.

Nas Figuras 15 e 16 é mostrado o sistema reacional empregado nos ensaios de lixiviação em coluna.



Figura 15. Foto da coluna automatizada utilizada nos ensaios de Biolixiviação.

No preenchimento da coluna, parte do minério primário, na faixa granulométrica de 5 à 15 mm, foi revestido com uma camada de 0,5 a 1,0 mm do concentrado de flotação de sulfetos cobre. As massas de rocha suporte e de concentrado de flotação utilizadas na coluna foram de, aproximadamente, 4.620 g e 360 g, respectivamente.

Ambas as amostras foram misturadas em um pelletizador até que a rocha suporte estivesse completamente recoberta com o concentrado. Após esta etapa, foi adicionado no fundo da coluna, 600 g da rocha suporte sem recobrimento, em seguida, os 3.420 g da rocha recoberta com o concentrado e finalmente colocado os outros 600 g de minério sem recobrimento, na coluna.

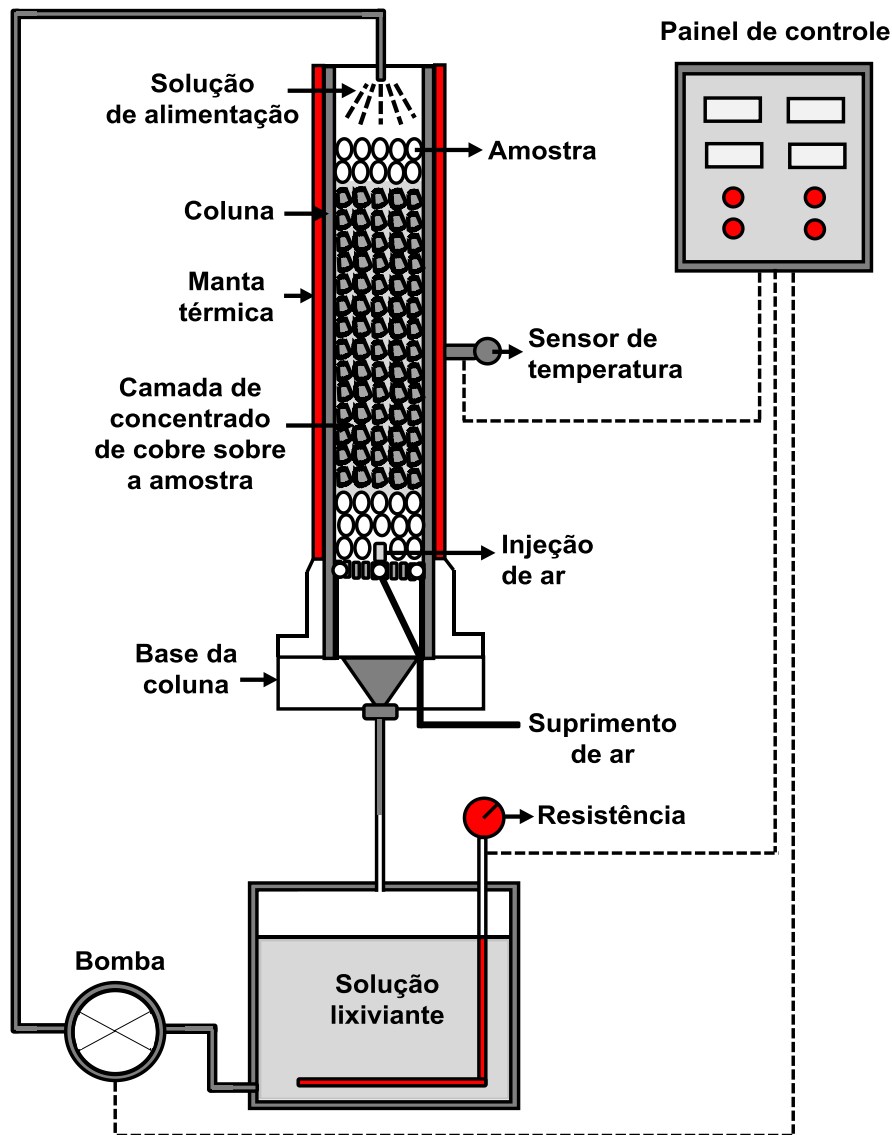


Figura 16. Desenho esquematizado do sistema reacional.

Em paralelo, foram preparados 18 litros de solução MKM 0,2 vezes e colocado no tanque reservatório da planta para recirculação na coluna durante os 70 dias de ensaio. Tal solução foi responsável pela manutenção dos micro-organismos dentro da coluna, assim como meio lixiviante.

No ensaio biótico, se inoculou a coluna com consórcios de micro-organismos mesofílicos, termofílicos moderados e termofílicos extremos com concentrações iniciais, para cada consórcio, de 10^6 cel g⁻¹.

A seguir, na Tabela 8, são mostrados alguns dos parâmetros utilizados nos ensaios em coluna automatizada.

Tabela 8. *Parâmetros dos ensaios de Biolixiviação em coluna automatizada*

Parâmetros	
Amostra (5-15 mm)(kg)	4,9
T (°C) Coluna	30-50-70
Vazão de ar (L min ⁻¹)	0,5
Vazão de líquido (L min ⁻¹)	1
Altura Coluna (cm)	50
Diâmetro Coluna (cm)	10
$\bar{\delta}_{\text{aparente}}$ Minério (kg m ⁻³)	1.720,0
t retenção (h)	12
V. Líquido (L)	18
pH	1,5

3.6.2 Medidas de Monitoramento e Controle

3.6.2.1 Medidas de pH e Eh

Nos ensaios em coluna, da mesma forma que os ensaios em bancada, foram medidos, periodicamente, os valores de pH e Eh em um aparelho Analion pH metro AN2000 Microprocessado, com a utilização de eletrodo combinado de vidro e um eletrodo de Pt (com referência de Ag⁰/AgCl), respectivamente.

3.6.2.2 Determinação da concentração de ferro total

Durante o ensaio também foram realizadas, na solução lixiviante, determinações analíticas periódicas das espécies iônicas de ferro, segundo a norma ABNT NBR 8079:2005, por espectrofotometria, no espectro visível, utilizando o equipamento Smart spectro-La Motte, pelo Método da 1,10 - fenantrolina ou ortofenantrolina que forma, com o íon Fe^{2+} , íons complexos coloridos. Como a ortofenantrolina forma complexo apenas com íons Fe^{2+} , para usá-la na determinação de ferro total, os íons Fe^{3+} devem ser reduzidos a íons Fe^{2+} utilizando-se hidroxilamina.

Inicialmente, foi realizada a curva de calibração a partir de uma solução padrão de sulfato ferroso ($\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$) de $0,04 \text{ mg mL}^{-1}$, que foi diluída 10, 20, 50 e 100 vezes em balões volumétricos de 100 mL. Foram adicionados 2,5 mL de ortofenantrolina ($2,5 \text{ g L}^{-1}$) e 1 mL de hidroxilamina na forma de cloreto (10 g L^{-1}). Por causa do meio ácido, a ortofenantrolina assume a sua forma protonada, que é o íon 1,10-fenantrolínio (FenH^+). Para que a formação do complexo avermelhado de Fe^{2+} /ortofenantrolina fosse completa, os balões foram deixados ao abrigo de luz durante 20 minutos. Após este período o balão volumétrico foi avolumado com água deionizada e a leitura da absorbância (AbsFe (T)) realizada a 510 nm (absorção máxima do complexo formado). Com os dados obtidos a partir das leituras de AbsFe (T) das soluções padrões de ferro, se construiu uma curva de calibração Abs vs. CFe^{2+} (mg mL^{-1}). Através da equação obtida pela regressão linear da curva foi possível calcular a concentração de ferro total das amostras reais.

Para quantificação da concentração de ferro total das amostras foram adicionados, em um balão volumétrico de 50 mL, 5,0 mL da amostra diluída adequadamente, 2,5 mL de ortofenantrolina ($2,5 \text{ g L}^{-1}$) e 1 mL de hidroxilamina (10 g L^{-1}). Então foram deixados em repouso durante 20 min e posteriormente o balão foi avolumado com água deionizada. As etapas seguintes foram realizadas de forma análoga aos padrões.

3.6.2.3 Determinação da concentração de cobre

A determinação de cobre foi realizada por eletrogravimetria, utilizando um equipamento Slomin Eletrolitic Analyzer, Modelo Sargent Welch. Para isso, se limpou o catodo de platina submergindo-o em ácido nítrico 60% por aproximadamente 1 min. Em

seguida, esse eletrodo foi enxaguado com água deionizada e acetona e secado em uma estufa Fanem Ltda, a 60 °C. O catodo limpo (EI) foi, então, pesado em uma balança analítica Sartorius, evitando-se o contato dos dedos com o mesmo para não deixar gordura aderir na superfície do eletrodo, o que poderia interferir no peso real do mesmo. Em seguida, os eletrodos de platina, anodo e catodo, foram conectados ao equipamento, e a agitação ligada, fechando o circuito se iniciou a eletrólise aplicando uma diferença de potencial de 3V. Após 20 minutos de reação, quando todo o cobre em solução foi depositado sobre a superfície do catodo, a eletrólise foi interrompida e o catodo foi, então, removido, lavado, secado e finalmente pesado (EF). Os valores de peso Inicial (EI) e final do eletrodo (EF) foram substituídos na equação 13, para determinar a concentração de cobre (FERNANDES, [s.d]).

$$Cu(g.L^{-1}) = \frac{(EF - EI)}{V_{Aliquota}} \times 1000 \quad (13)$$

3.6.3 Preparação e Caracterização dos Rejeitos

Os rejeitos dos ensaios bio-oxidativos, após desmonte da coluna, foram lavados com água abundante e logo secados em estufa a 35 °C durante 24 horas. O material, uma vez seco, foi quarteado, homogeneizado e retiradas sub-amostras representativas para caracterização e ensaios de moabilidade.

As amostras foram caracterizadas para determinar a possível formação de novas espécies minerais empregando a técnica de DRX e variação da composição química de elementos no minério após o tratamento mediante a técnica de FRX.

3.7 ENSAIO DE BIOLIXIVIAÇÃO EM COLUNA PILOTO

Este ensaio foi complementar ao ensaio em escala semi-piloto, de forma a se obter massa suficiente para os ensaios de Consumo de Energia pelo método de Bond para moinho de bolas, bem como para os ensaios de flotação, métodos que serão descritos mais na frente.

O ensaio em coluna piloto (28,8 cm x 400 cm), assim como os anteriores, foi seguido nos moldes do processo GeocoatTM, desenvolvido pela GeoBiotics, LLC. A

coluna foi preenchida com 600 kg de material sendo 5% correspondente ao concentrado de cobre e o restante ao minério primário. O Meio de Cultura utilizado foi o MKM para proceder ao cultivo e a manutenção da mistura de consórcios microbianos utilizados (micro-organismos mesofílicos, termofílicos moderados e termofílicos extremos). Os micro-organismos foram inoculados numa concentração celular da ordem de 10^7 cel g^{-1} e o tempo de ensaio foi de 70 dias.

3.8 CONSUMO DE ENERGIA NOS ENSAIOS EM ESCALA SEMI-PILOTO

Para a simulação do IT e posterior determinação do consumo de energia, necessário para cominuir a amostra, foi desenvolvida uma metodologia a partir da técnica de “balanço populacional” (SHOJI E AUSTIN, 1974; AUSTIN E CONCHA, 1993;) a qual está descrita a seguir.

3.8.1 Moinho de Barras

Para os ensaios de determinação do IT, das amostras provenientes dos testes biótico, nativo e controle, foram realizadas moagens em moinho de barras padrão tipo Bond, de 305x610 mm contendo uma carga de barras de aproximadamente 33 kg, distribuída em 6 barras de 31,8x533 mm e 2 barras de 44,5x533 mm (Figura 17).



Figura 17. Moinho de Barras Tipo Bond.

3.8.2 Ensaios de Moabilidade

Nesta parte do trabalho, as amostras foram classificadas por tamanho, e as partículas maiores foram quebradas manualmente até deixar todas abaixo de 13,2 mm. O ensaio de moabilidade consistiu em colocar dentro do moinho uma carga circulante de 200% (Barras+Material), aproximadamente 1.250 cm^3 de amostra, simulando um circuito fechado. Foram feitos ensaios de moabilidade em três diferentes tempos, empregando o produto do ciclo anterior como alimentação para o novo ciclo. O número de rotações para cada ciclo foi de 50, 150 e 300 voltas. Após cada ciclo o material foi homogeneizado e quarteado para, em seguida, ser retirada uma alíquota de, aproximadamente, 80 g para análise granulométrica. Finalmente, se recompôs a alíquota e se adicionou na alimentação do novo ciclo.

3.8.3 Modelo do Moinho de Barras

Para a simulação do moinho de barras foi escolhido o modelo do balanço populacional (AUSTIN e CONCHA, 1993; PANTOJA, 2010). O mesmo é baseado na

hipótese de que o moinho é um reator bem misturado, com uma massa de material W que está sujeita a vários eventos de fratura, enquanto o moinho está sendo operado (Austin e Concha, 1993) (Equação 14).

$$\frac{dw_i}{dt} = -s_i w_i(t) + \sum_{\substack{j=1 \\ i>1}}^{i-1} b_{ij} S_j w_j(t), \quad n \geq i \geq j \geq 1 \quad (14)$$

Onde S representa os valores do vetor da função seleção, b a matriz de valores da função quebra, t o tempo de moagem e w o material retido em cada peneira que é representada por w_1 para a maior faixa de tamanhos de partícula e w_2, w_3, \dots, w_n para as faixas de tamanho de partícula menores.

3.8.3.1 Função seleção (S)

A função S , ou taxa específica de quebra, simplificada, proposta por Austin *et al.*, (1984) está representada na Equação (15).

$$S_i = a x_i^\eta \quad (15)$$

Sendo x_i o tamanho de partícula, η parâmetros que são função somente do material específico e S_1 parâmetro que depende da escala geométrica, sendo S_1 o valor da função seleção para um tamanho de partícula $x_i = 1$ mm. A função seleção para o modelo de Austin geralmente tem unidades de min^{-1} .

3.8.3.2 Função quebra (B)

A função quebra se define como a distribuição granulométrica da fratura primária que consiste na geração de partículas filhas no primeiro evento de fratura, de um conjunto de partículas contidas em um mono tamanho, sem que as partículas filhas sejam fraturadas novamente.

Os valores B_{ij} podem ser ajustados a uma função empírica (Equação 16) constituída por duas linhas retas no plano logarítmico. A geometria da função fornece informações cruciais referentes ao papel que cada um dos parâmetros da equação

exerce e também fornece um método bastante conveniente para a estimativa dos parâmetros, quando dados experimentais estão disponíveis (AUSTIN E CONCHA, 1993).

$$B_{ij} = \Phi \left(\frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^{n_1} + (1 - \Phi) \left(\frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^{n_2}, \quad 0 \leq \Phi \leq 1, \quad i > j \quad (16)$$

Sendo Φ , n_1 , n_2 , constantes do modelo. O primeiro termo da Equação 16 fornece a contribuição das partículas finas geradas pela aplicação de esforços compressivos, nos pontos de contato entre as partículas e os corpos moedores, enquanto que o segundo termo da expressão é responsável pela contribuição de partículas grossas geradas pelo surgimento de esforços de tração internos à partícula. (AUSTIN E CONCHA, 1993).

3.8.3.3 Retro-cálculo dos parâmetros das funções S e B

Uma vez determinadas as curvas de moagem, com os valores experimentais do ensaio de moabilidade e empregando as Equações 14, 15 e 16, se procedeu ao retro-cálculo dos parâmetros de fratura da função quebra e seleção para cada uma das amostras estudadas. Os melhores valores do ajuste dos parâmetros foram estimados usando o Método dos Mínimos Quadrados de Nelder and Med com o auxílio do *software* Matlab®.

Após otimizar os parâmetros da função S e B, se procedeu à substituição dos valores na equação 14, adaptando a função de balanço populacional às condições do moinho de barras padrão de Bond. Esta função é capaz de prever a distribuição granulométrica do material após determinado número de rotações dentro do moinho.

3.8.4 Determinação do IT e Consumo de Energia

As determinações do IT foram feitas segundo Austin e Concha (1993), e Bond (1952), utilizando uma malha de trabalho de 600 μm . Para cada ciclo do ensaio de Bond foi simulada a distribuição do produto da moagem, considerando o recálculo da nova alimentação devido à substituição da fração fina (abaixo de 600 μm) por uma nova

alimentação fresca. Isto foi feito até que a carga dentro do moinho, após cada ciclo, estabilizasse, determinando, assim, o parâmetro de moab e o D_{80} do produto do último ciclo, para substituir na Equação 6 e determinar o Índice de Trabalho. O cálculo da energia gasta foi obtido substituindo o valor IT na Equação 10.

3.9 ENSAIO BIOOXIDATIVO EM ESCALA PILOTO.

Com o intuito de ter valores mais próximos da realidade, com respeito ao verdadeiro consumo de energia por parte do equipamento do moinho de bolas, e para avaliar se é possível recuperar as partículas de sulfeto de cobre que foram parar no rejeito após tratamento biológico/oxidativo, foi estudada uma amostra de rejeito do ensaio em escala piloto e comparada com a amostra original do minério primário de cobre.

Ambas as amostras foram caracterizadas e determinados os Índices de Trabalho e consumos de energia. A amostra rejeito, proveniente do ensaio piloto, foi retirada da coluna de biolixiviação. Esse rejeito foi classificado em duas frações, grossa (partículas > 3,35 mm) e fina (partículas < 3,35 mm).

3.9.1 Determinações do Índice de Trabalho em Moinho de Bolas

As determinações do IT foram feitas segundo Yap *et al.* (1982) e utilizando como malha de trabalho 105 μm . As duas amostras foram totalmente cominuidas abaixo de 3,35 mm, minimizando a geração de finos, num britador de mandíbulas. O equipamento utilizado para os ensaios de IT foi um moinho padrão tipo Bond marca Denver. As análises granulométricas foram feitas seguindo a serie de peneiras Tyler mesh, via úmido.

Para o ensaio de moabilidade, primeiramente foi montada uma pilha longitudinal piramidal de onde foram retiradas alíquotas. Realizou-se análise granulométrica (com alíquota suficiente para três análises) da amostra. A média das análises é tomada como a granulométrica da alimentação. Logo se separou uma parte do material da pilha para o cálculo da densidade aparente em uma proveta com volume de 700 cm^3 que correspondeu à alimentação inicial. Calcula-se, então, o IPP (*Ideal Potential Product*) que correspondeu à massa dos 700 cm^3 dividida por 3,5; ou seja, a alimentação nova correspondente a uma carga circulante de 250 %.

A amostra no primeiro ciclo foi moída durante 100 voltas. Foi descarregado o material e peneirado a seco na malha-teste e pesado o passante. O peso da alimentação nova, que é a alimentação inicial menos a massa retida, e o passante líquido (produzido nesta etapa de moagem). Foi registrado o coeficiente *moab* que é a massa produzida por revolução. Esta massa é calculada pela divisão do passante líquido pelo número de revoluções. Em um novo ciclo, foi colocado no moinho a alimentação nova (retirada da pilha inicial) juntamente com o retido. O número de rotações desta etapa é geralmente maior e calculado a partir do ciclo anterior para produzir um passante na malha-teste igual a 1/3,5 da carga total do moinho. O ciclo deve ser repetido até que a massa de material menor que a malha-teste se mantenha constante, ou sofra uma inversão no seu comportamento com o número de revoluções. Foi repetido, então, o ciclo mais duas ou três vezes com o mesmo número de rotações, tomando os passantes produzidos para posterior quarteamento e análise granulométrica. Finalmente foi determinado o índice de Bond, *IT*, de acordo com a equação 17.

$$IT = \frac{44,5}{p_1^{0,23} moab^{0,82} \left(\frac{10}{\sqrt{x_{P80}}} - \frac{10}{\sqrt{x_{A80}}} \right)} \quad (17)$$

3.9.2 Ensaios de Flotação em Bancada

Na etapa de deslamagem foi utilizada, como malha de corte, a peneira de 37 μm . A amostra foi classificada em um agitador vibratório empregando peneiras de alívio. O material retido acima dessa granulometria foi utilizado na etapa de flotação. A amostra, após ensaio, foi cominuída durante 10 min. num moinho de barras com carga interna de 10 barras a uma velocidade de rotação de 60 rpm. Adicionou-se 1 litro de água para 1 kg de amostra. Os testes de flotação constituíram em uma única etapa de desbaste (*rougher*) a qual foi realizada em célula de bancada, marca Denver (Figura 18), utilizando-se uma cuba de 4 litros e amostras de 1kg. O pH foi controlado através de um medidor digital da marca ANALYON e utilizado, como agente regulador, solução de hidróxido de sódio (1M). Foi adicionado o coletor AP-3477 da CYTEC (40 g t⁻¹), o qual teve um tempo de condicionamento de 6 minutos, sendo adicionado, em seguida, o

espumante MIBC ($12,5 \text{ g t}^{-1}$). O tempo de condicionamento do espumante foi de 1 minuto. O tempo de flotação foi estabelecido em 6 minutos.



Figura 18. *Teste de flotação em escala de bancada da amostra de rejeito da coluna de biolixiviação.*

4 RESULTADOS E DISCUSSÃO

4.1 CARACTERIZAÇÃO

4.1.1 Minério Primário de Cobre

Na Figura 19 é mostrada a distribuição granulométrica da amostra de minério primário de cobre. Esta caracterização inicial foi importante uma vez que os ensaios de biolixiviação em coluna foram feitos nos moldes do processo Geocoat™ (HARVEY *et al.*, 2002); portanto, a rocha suporte (minério de cobre) deveria estar dentro de uma faixa granulométrica definida entre 5 e 25 mm, já que um tamanho menor de partícula poderia levar a um empacotamento da coluna, e um tamanho maior diminuiria a área superficial de atuação dos micro-organismos.

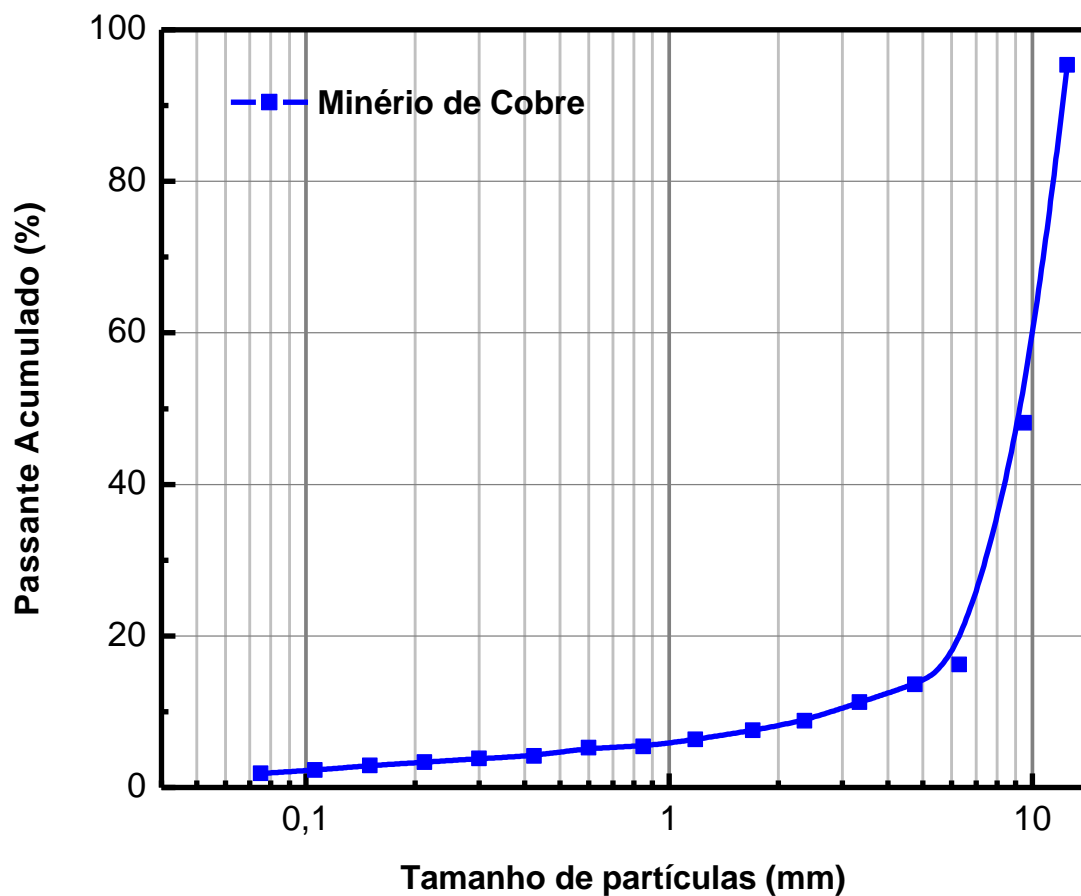


Figura 19. Distribuição granulométrica da amostra de minério primário de cobre.

Através da análises de DRX foi possível identificar, na amostra de minério primário de cobre, as espécies de silicatos diopsódio ($\text{CaMg}(\text{Si}_2\text{O}_6)$), enstatita ($(\text{Mg,Fe})_2\text{Si}_2\text{O}_6$), hiperstênio ($\text{MgFe}^{2+}\text{Si}_2\text{O}_6$), andesina ($(\text{Na,Ca})(\text{Si,Al})_4\text{O}_8$), anortita ($\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$), hornblenda ($\text{Ca}_2\text{Mg}_4\text{Al}_{0,75}\text{Fe}_{0,25}(\text{Si}_7\text{AlO}_{22})(\text{OH})_2$), flogopita ($\text{KMg}_3(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{F,OH})_2$), talco ($\text{Na}_{0,5}\text{Al}_4\text{Mg}_2\text{Si}_7\text{AlO}_{18}(\text{OH})_{12}\cdot 5(\text{H}_2\text{O})$), talco ($\text{Mg}_3\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$) e, em menor proporção, os sulfetos de cobre, mais especificamente, calcopirita e bornita (Figura 20). Também foram detectados traços de minerais de óxido/hidróxido de ferro como magnetita ($\text{Fe}^{3+}_2\text{Fe}^{2+}\text{O}_4$) e ilmenita ($\text{Fe}^{2+}\text{TiO}_3$).

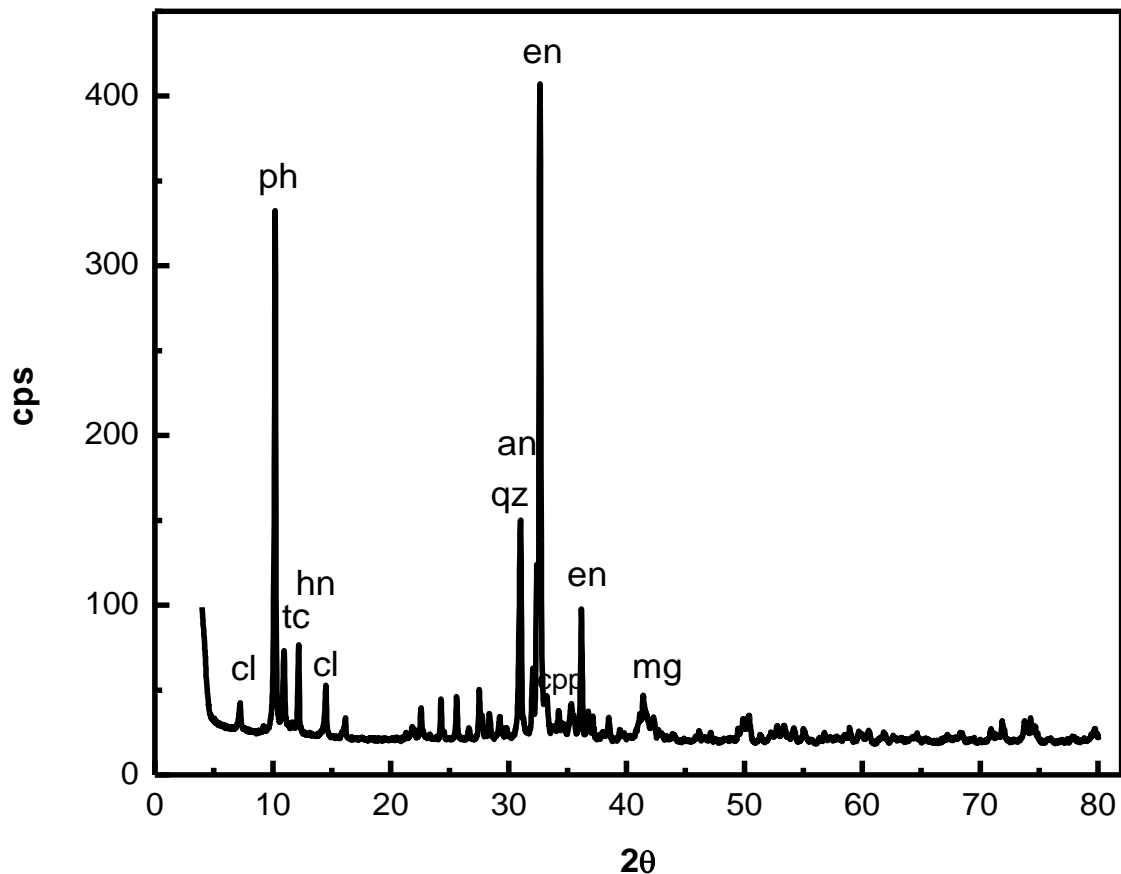


Figura 20. Principais espécies minerais identificadas no espectro de difração de raios-X da amostra de minério primário de cobre. ph (flogopita); an (andesina), cpp (calcopirita); hn (hornblenda); tc (talco); cl (clorita); en (enstatita); qz (quartzo).

A análise química determinou que a amostra possui teores de, aproximadamente, 0,6 e 8,9% de cobre e ferro, respectivamente.

Através do estudo das lâminas polidas, foi possível detectar a presença das espécies carreadoras de cobre calcopirita, bornita, covelita (CuS) e calcocita (Cu_2S)

(Figura 21 e 22). Entretanto, as partículas dos minerais carreadores de cobre na amostra encontram-se disseminadas sobre a matriz de silicatos em tamanhos variados, principalmente, como micro-inclusões na matriz de silicatos.

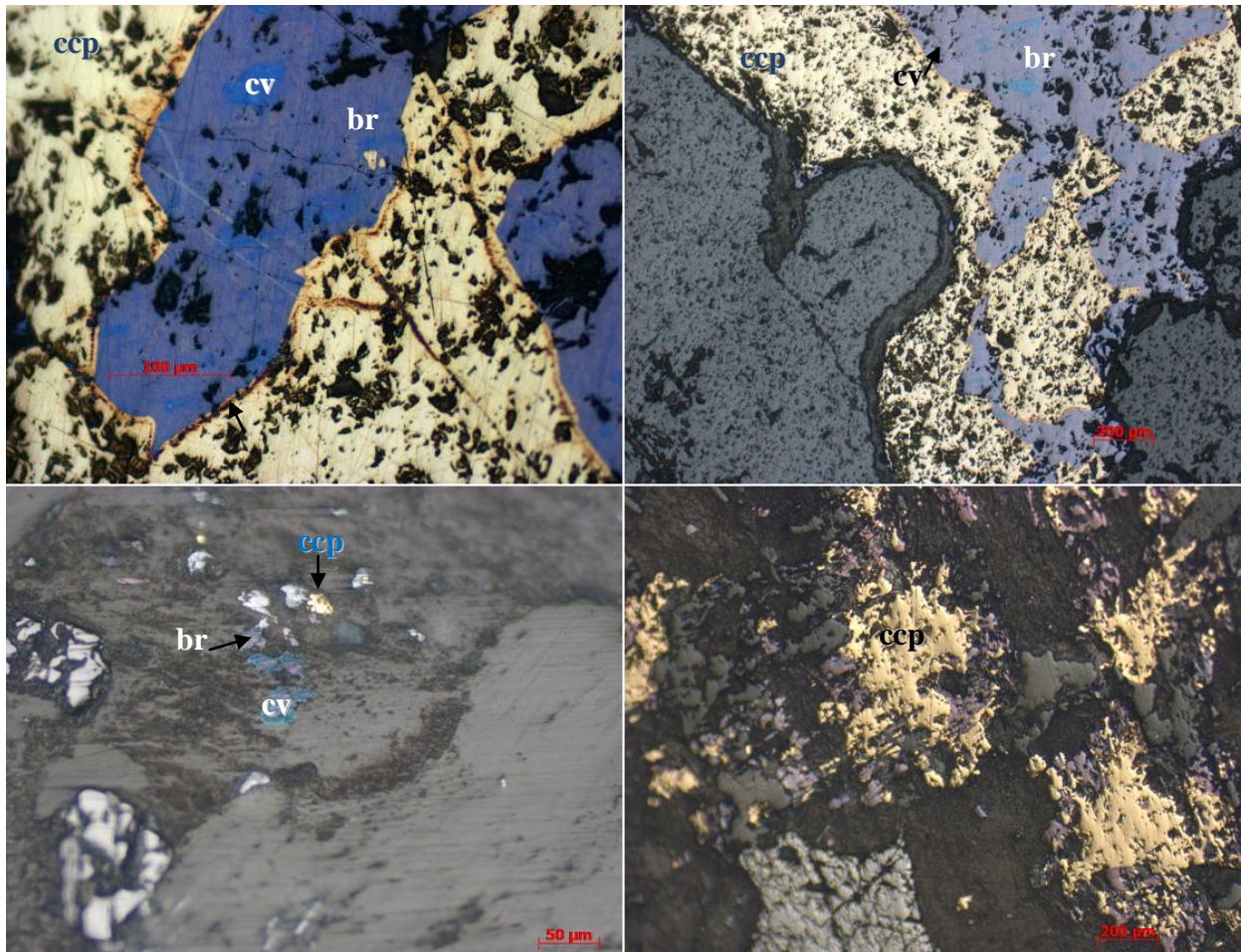


Figura 21. Fotomicrografias das principais espécies carreadoras de cobre sobre luz refletida das amostras de mão do minério de cobre. Calcopirita (ccp), bornita (br), covelita (cv).

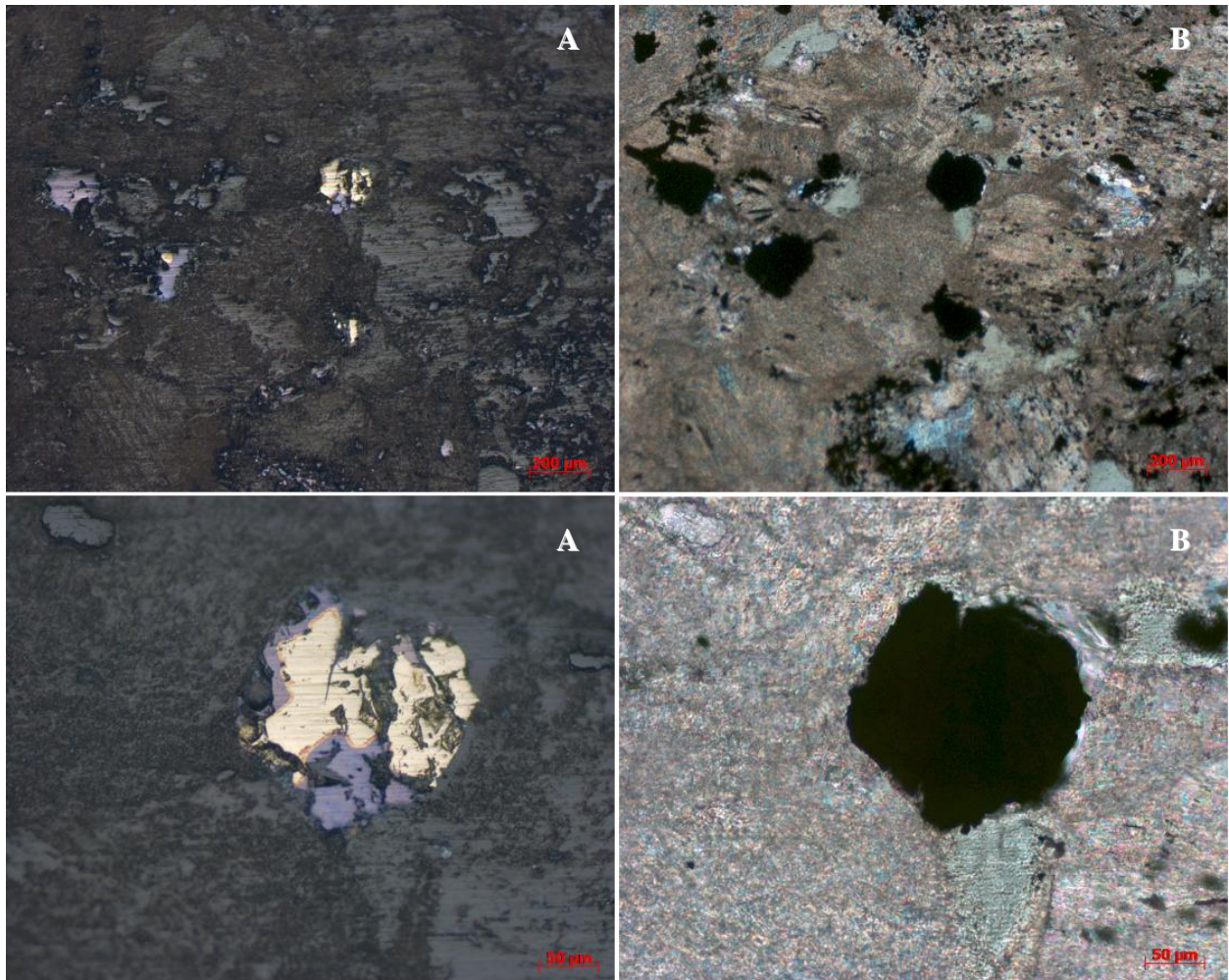


Figura 22. Fotomicrografias sobre luz refletida (A) e luz transmitida (B) das amostras do minério de cobre.

4.1.2 Concentrado de Flotação

Na Figura 23 é mostrada a distribuição granulométrica da amostra de concentrado de cobre usada nesta pesquisa. Observou-se uma alta porcentagem de partículas finas no concentrado de flotação. Esta característica da distribuição de tamanho de partícula cumpre as condições necessárias para ser utilizada no ensaio em coluna, já que é necessário que o material que recobre a rocha suporte possua um tamanho de partícula fino.

No difratograma da amostra de concentrado de flotação de sulfetos de cobre (Figura 24) foram detectados picos de calcopirita, bornita e, em menor proporção, talco, flogopita, andesita, anortita, diopsídio, enstatita e magnetita, dados esperados visto que o concentrado foi obtido da própria amostra de minério de cobre.

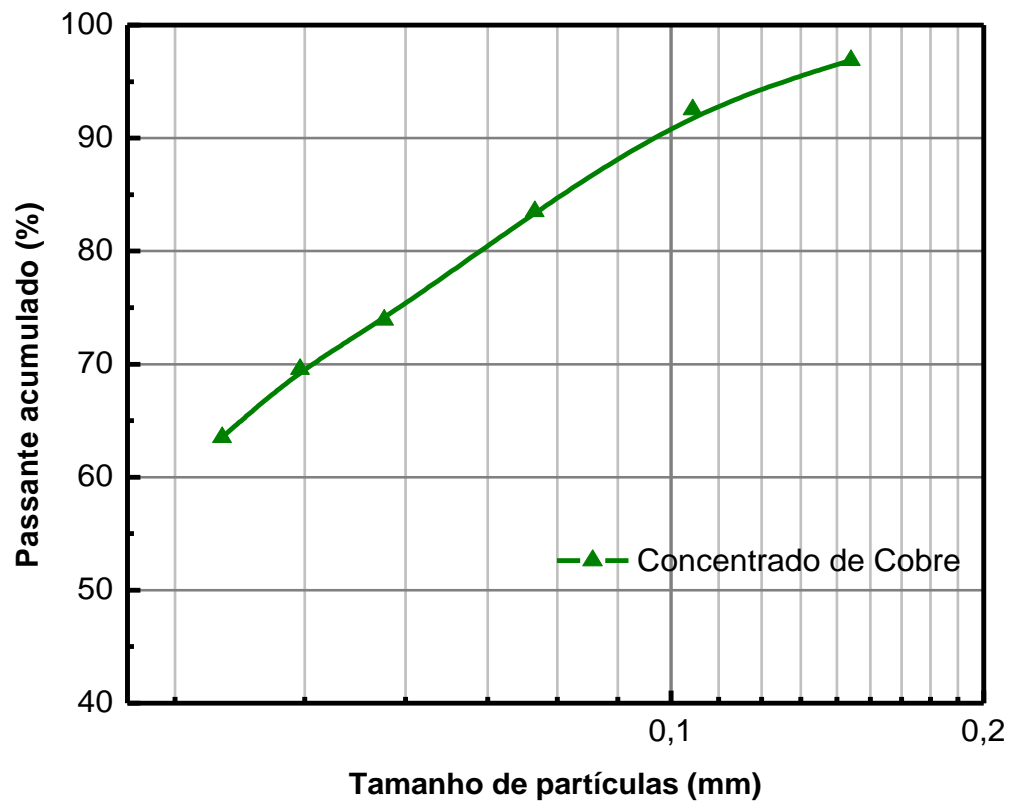


Figura 23. Distribuição granulométrica da amostra de concentrado de flotação de cobre.

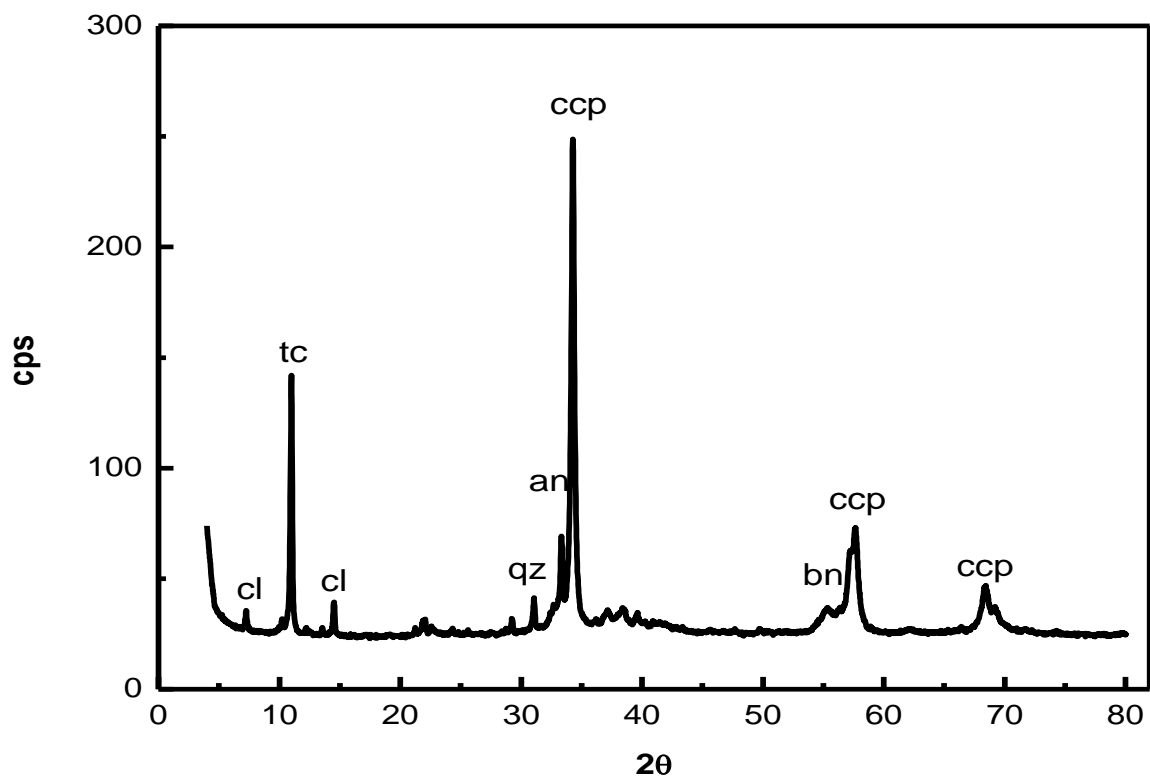


Figura 24. Principais espécies minerais identificadas no espectro de difração de raios-X na amostra de concentrado de cobre. an (andesina), ccp (calcopirita); bn (Bornita); tc (talco); cl (clorita); qz (quartzo).

Os teores de cobre e ferro na amostra de concentrado de sulfetos de cobre foram da ordem de 29,5 e 16,1%, respectivamente.

4.2 VISUALIZAÇÃO DOS MICRO-ORGANISMOS

A Figura 25 mostra uma imagem de seção polida da calcopirita, na qual foram aderidos micro-organismos mesofílicos. As imagens obtidas no MEV, após 24 horas de contato entre os micro-organismos e a superfície da amostra, sugerem que, em apenas um dia, houve a adesão das bactérias na superfície do mineral. Na mesma figura foi possível identificar a presença de impurezas de pirita e quartzo através da análise pontual por EDS cujos espectros são mostrados nas Figuras 26 e 27.

Na Figura 28 (A), pode-se observar que a adesão dos micro-organismos ocorreu, preferencialmente, nos defeitos da superfície do mineral. Isto pode ter sido influenciado por uma etapa de lavagem da superfície, que pode ter feito com que eles ficassem mais bem ancorados aos defeitos da superfície ou, mais provavelmente, as bactérias tenham se aderido às zonas de falhas ou fraturas.

Na Figura 28 (B) observa-se que o comprimento dos micro-organismos destacados varia entre 0,75 e 1,59 μm .

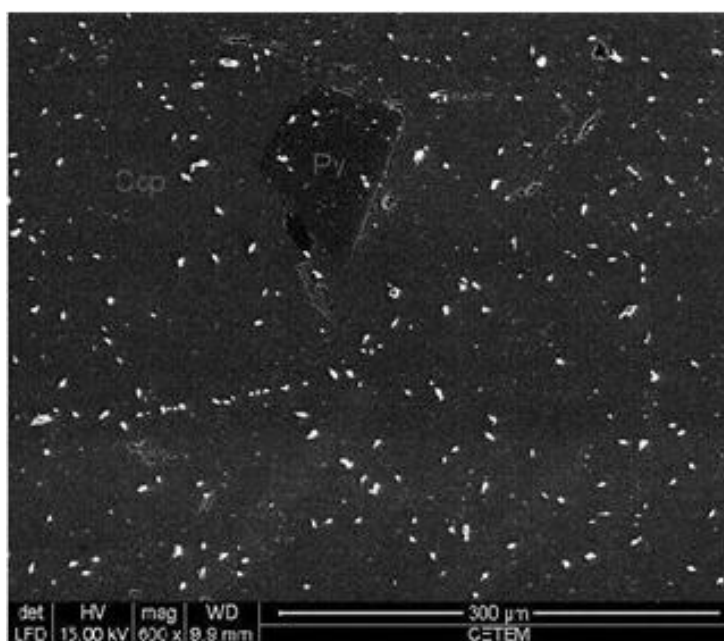


Figura 25. Imagem da seção polida de calcopirita (ccp) com inclusão de pirita (py) obtida através do MEV após um dia de ensaio.

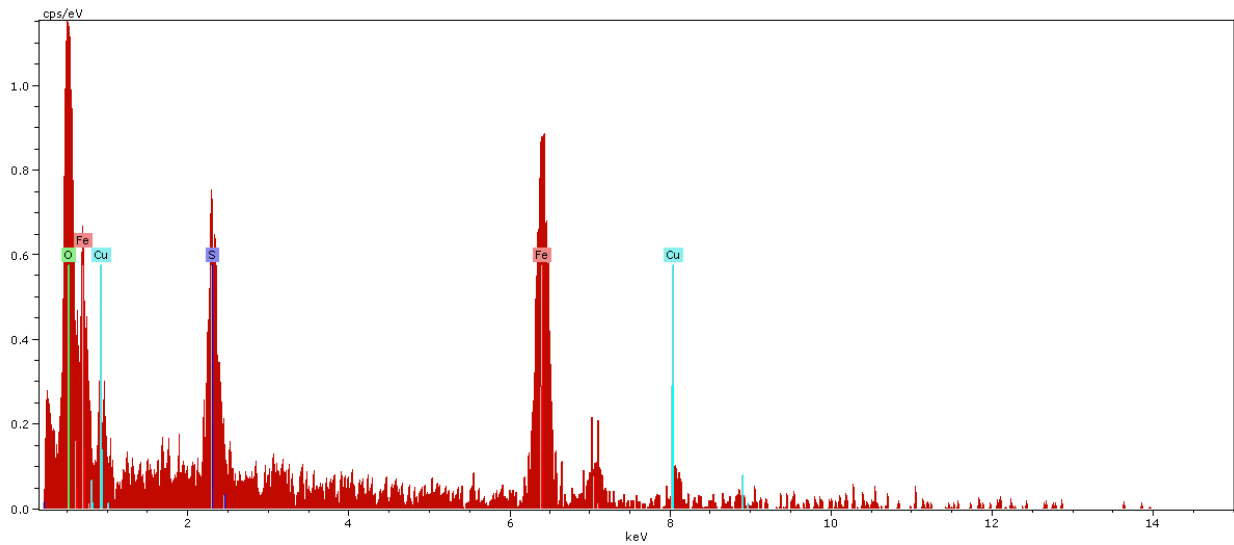


Figura 26. Espectro de DRX por EDS referente à fase Py da fotomicrografia da Figura 25.

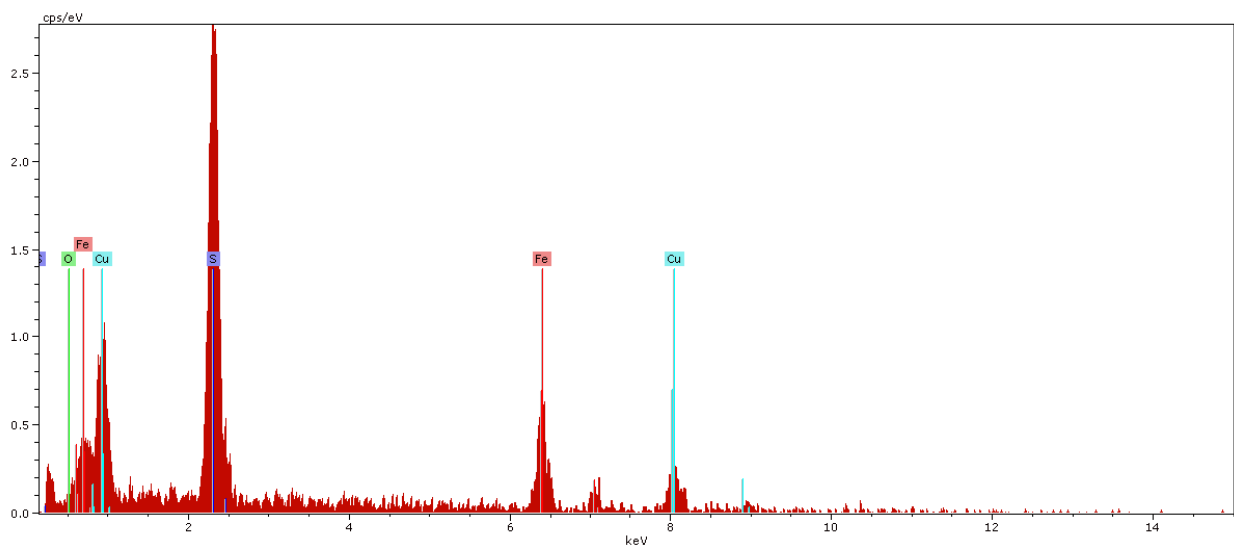


Figura 27. Espectro de DRX por EDS referente à fase Cpp da fotomicrografia da Figura 25.

Na Figura 29, se observa que, após 48 horas de ensaio, houve um aumento na população microbiana ficando, também, evidente a agressividade dos microorganismos na superfície do mineral. Isto ocorre, possivelmente, devido ao ataque químico potencializado pela ação dos mesmos.



Figura 28. Imagem da adesão do micro-organismo na superfície da calcopirita (A) e dimensões médias da bactéria na face da amostra (B) após um dia de ensaio, obtidas através do MEV.

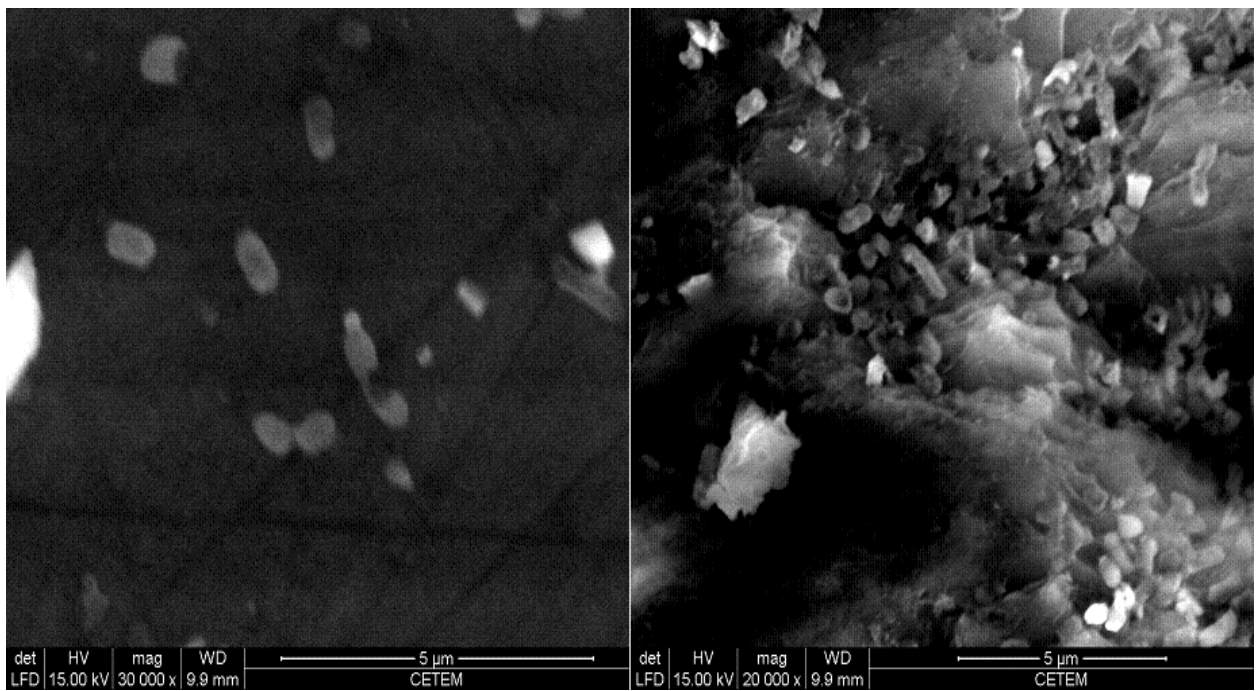


Figura 29. Micro-organismos aderidos na superfície da amostra após 48 horas de ensaio. Imagens obtidas através do MEV.

4.3 ENSAIOS EM ESCALA DE BANCADA UTILIZANDO CONSÓRCIOS DE MICRO-ORGANISMOS MESOFÍLICOS, TERMOFÍLICOS MODERADOS E EXTREMOS

Diversos autores, entre eles Lima (2006), Dopson e Lindstrom (1991), Suzuki (2001), Norris (1990) e Barreto *et al.*, (2009), mostraram que a presença de micro-organismos, em solução ou aderidos ao mineral, catalisa a oxidação de minerais pela modificação dos mecanismos eletroquímicos de oxidação, confirmando os resultados observados nestes experimentos.

4.3.1 Efeito no Potencial Redox.

A Figura 30 mostra a influência da adição dos consórcios de micro-organismos mesofílicos, termofílicos moderados e extremos no potencial redox e no pH do meio de lixiviação. O Potencial Redox do sistema em questão está relacionado com a razão de íons férricos/ferrosos pela equação de Nernst (Equação 18). Portanto, o Eh pode ser usado como uma medida indireta para monitorar o crescimento microbiano uma vez que as bactérias acidofílicas são capazes de oxidar Fe(II), aumentando, desta maneira, o potencial do meio reacional (SCHIPPERS e SAND, 1999; SCHIPPERS *et al.*, 1999).

$$E_p = E_{Fe^{2+}, Fe^{3+}}^0 + \frac{RT}{n_e F} \ln \frac{[Fe^{3+}]}{[Fe^{2+}]} \quad (18)$$

Os resultados sugerem que o consórcio de mesofílicos foi o responsável por aumentar o potencial mais rapidamente (em aproximadamente 4 dias) o que indica uma maior atividade desses micro-organismos na fase inicial do ensaio. Após doze dias de ensaio se observa que os valores de Eh, no ensaio nativo, alcançaram valores próximos do ensaio inoculado, o que sugere a presença de micro-organismos endógenos oxidantes de ferro, presentes no próprio minério.

Nos ensaios de termofílicos moderados houve o aumento do potencial nas três diferentes condições, biótico, nativo e abiótico, desacelerando sua taxa de oxidação a partir do oitavo dia. O aumento do potencial na condição abiótica sugere que a esterilização do minério não foi suficientemente eficaz para matar os micro-organismos endógenos. O ensaio com os micro-organismos termofílicos extremos mostrou um

comportamento similar, no aumento do Eh, ao do ensaio com micro-organismos mesofílicos, apesar de apresentar uma cinética mais lenta.

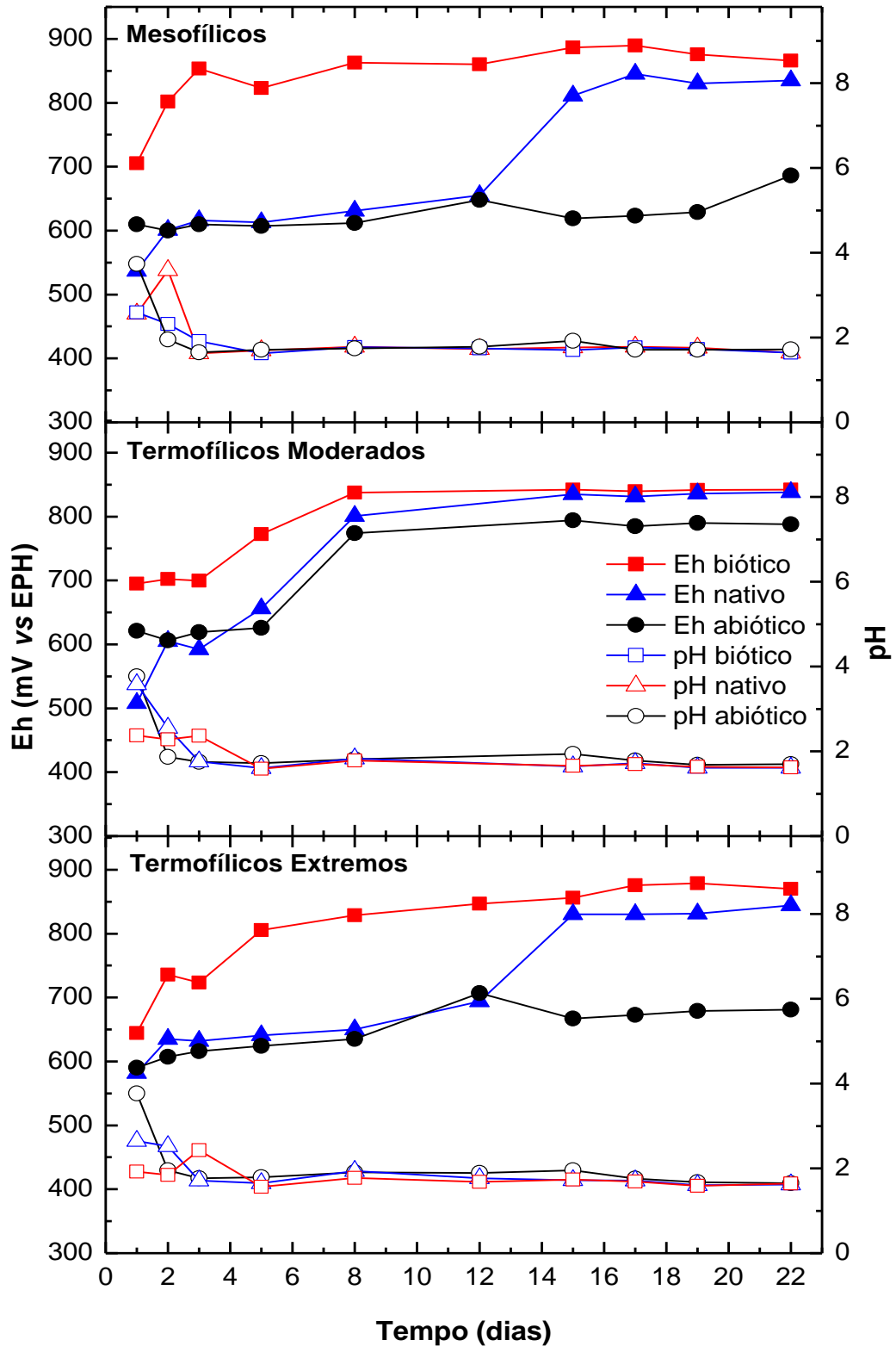


Figura 30. Potencial Redox dos ensaios: biótico (■), nativo (▲) e abiótico (●) e pH dos ensaios: biótico (□), nativo (△) e abiótico (○), para os consórcios (A) mesofílico, (B) termofílico moderado e (C) termofílico extremo.

De maneira geral, os ensaios que não foram inoculados com os consórcios microbianos e não foram esterilizados (nativos), após alguns dias, observou-se que os valores de Eh tendiam a subir. Como o Eh pode ser usado como uma medida indireta no acompanhamento do crescimento microbiano, devido à alta relação de íons Fe^{3+}/Fe^{2+} , os resultados do monitoramento do Eh sugerem uma ativação do crescimento dos micro-organismos endógenos, próprios do minério.

4.3.2 Efeito na Dissolução de Espécies de Cobre e Ferro

Baseado nos resultados mostrados na Figura 31, o consórcio que demonstrou melhor desempenho na dissolução de cobre foi o dos micro-organismos termofílicos extremos. Este resultado pode ter sido influenciado pela temperatura, pois a taxa de oxidação química é maior nesses casos. Isto explica, também, o menor desempenho do consórcio mesofílico na dissolução de cobre e ferro.

Na Figura 32 observa-se que nos ensaios empregando o consórcio de micro-organismos termofílicos extremos, a concentração de ferro tende a cair drasticamente porque ocorre precipitação de ferro devido às condições de pH e temperatura favoráveis à formação de jarosita ($KFe_3(SO_4)_2(OH)_6$) como mostrado por Arslan e Arslan (2003) no diagrama termodinâmico, na região de estabilidade para jarosita e goetita.

No entanto, a dissolução de ferro no ensaio utilizando os micro-organismos mesofílico se mostrou crescente, diferente dos ensaios utilizando os micro-organismos termofílicos moderados e extremos, nos quais ocorreram precipitações. Deveci *et al.*, (2004), sugeriram que, durante a biolixiviação, cátions monovalentes são liberados durante a formação de minerais secundários, produto do intemperismo dos silicatos, promovendo a precipitação de K-jarosita sob condições de $pH > 1,6$ e acima de $40^\circ C$.

Correlacionando os valores de pH, Eh e concentrações de cobre e ferro (Figuras 31 e 32) obtidos para os três consórcios, nos testes biótico e nativo, a temperatura utilizada no ensaio do consórcio de micro-organismos termofílicos moderados foi a que mais favoreceu o crescimento dos micro-organismos endógenos.

Como foi observado nestes ensaios, a presença de micro-organismos favorece a extração de ferro e cobre dos minerais que compõem a amostra. Neste contexto, esses resultados poderiam indicar que a atuação dos micro-organismos (testes bióticos e

nativos) auxiliam na oxidação dos minerais e, conseqüentemente, fragilizam a estrutura do mineral.

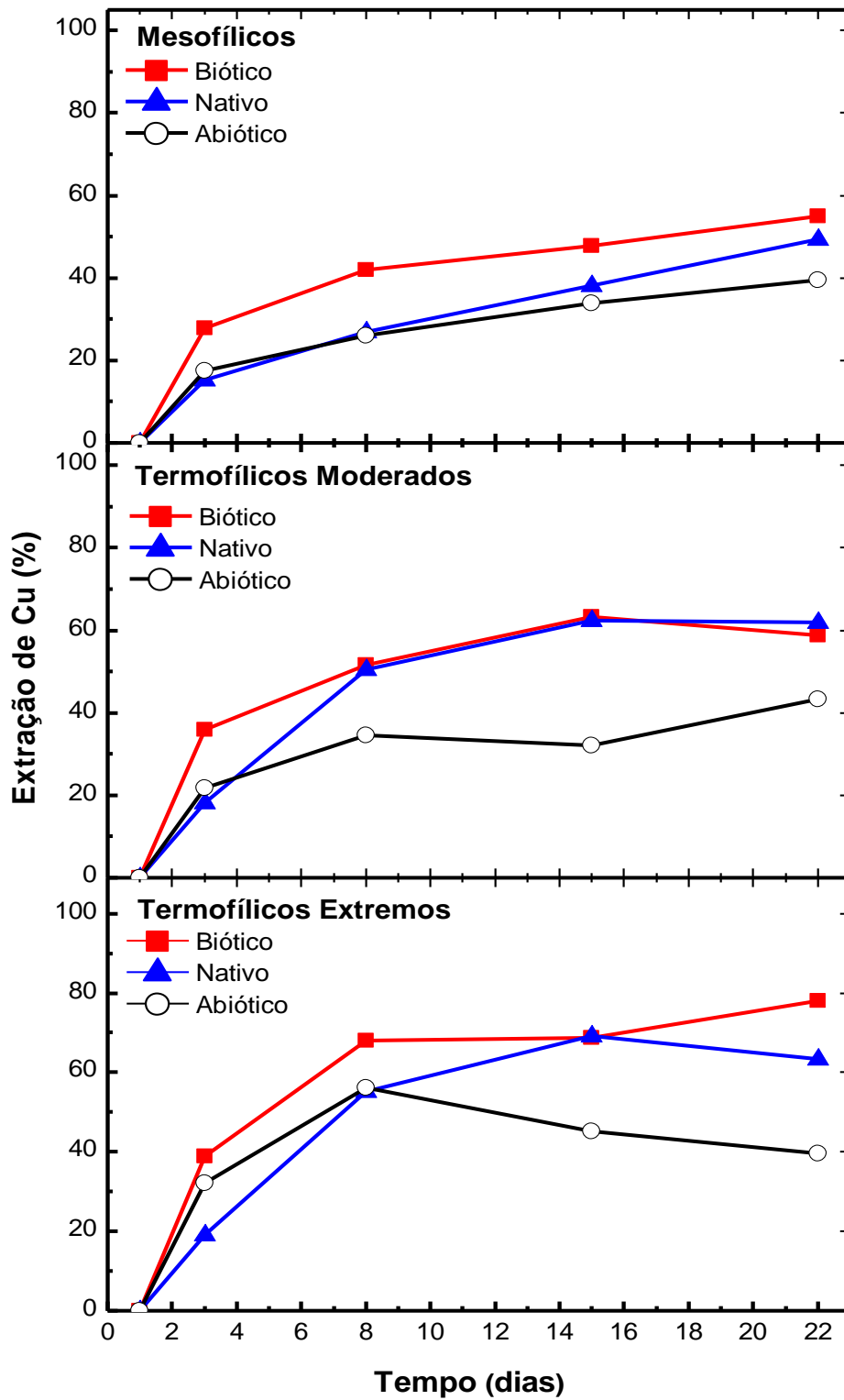


Figura 31. Porcentagem de extração de cobre em função do tempo, em diferentes condições: biótico (■), nativo (▲) e abiótico (○), para os consórcios de micro-organismos mesofílico, termofílico moderado e termofílico extremo.

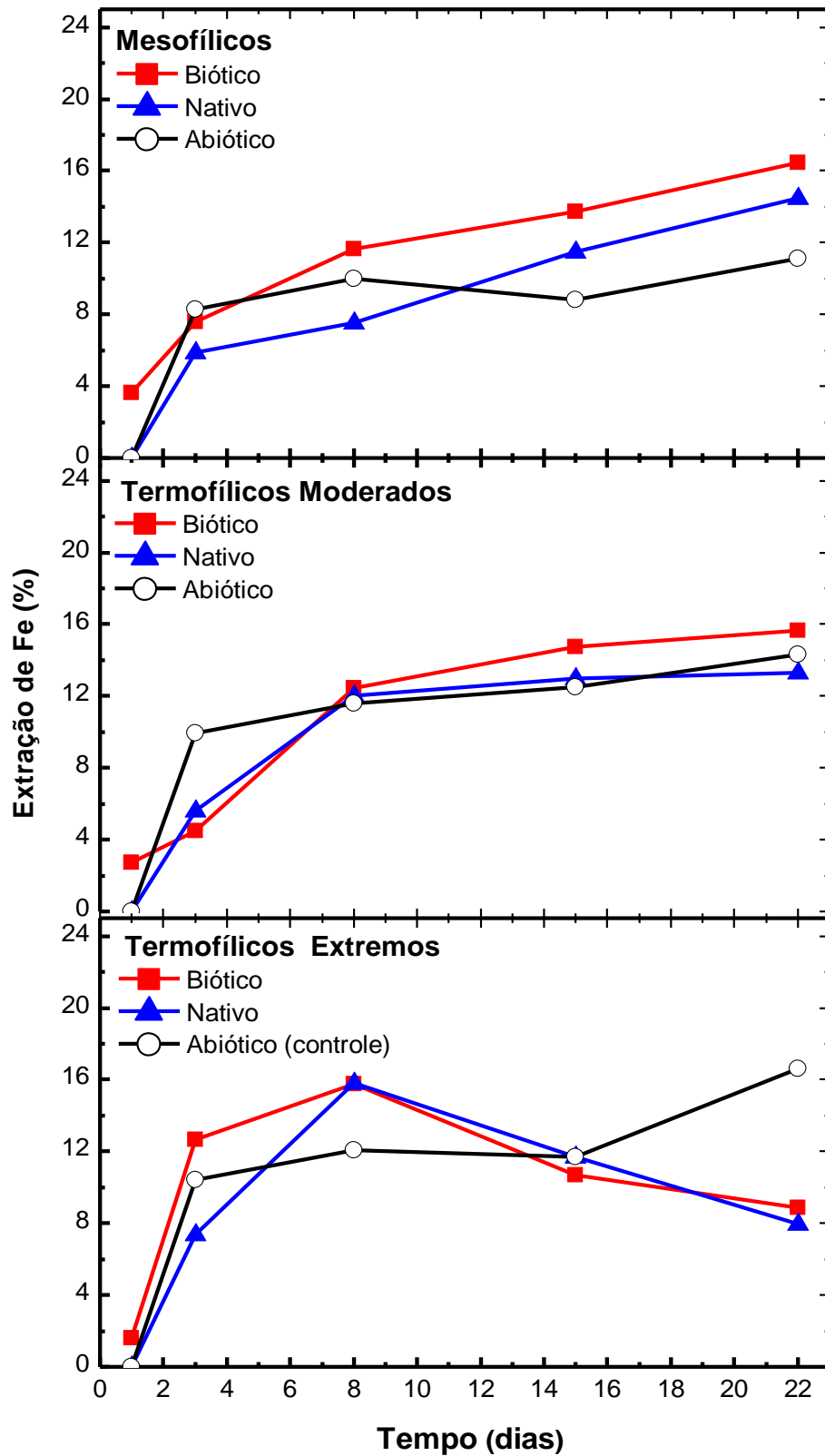


Figura 32. Porcentagem de extração de ferro em função do tempo, em diferentes condições: biótico (■), nativo (▲) e abiótico (○), para os consórcios de micro-organismos mesofílico, termofílico moderado e termofílico extremo.

4.3.3 Efeito na Composição Mineralógica

Nas Figuras 33, 34 e 35, são apresentados os difratogramas interpretados dos rejeitos sólidos, dos testes biótico, nativo, abiótico e amostra original para cada consórcio estudado com um limite de detecção do equipamento de aproximadamente 0,5%. As análises de DRX revelaram mudanças não significativas na composição mineral entre as condições biótica, nativa e abiótica, para todos os consórcios, exceto, no caso dos sulfetos de cobre e da jarosita, nos ensaios dos consórcios termofílicos. A formação da jarosita ocorre, possivelmente, em virtude das novas espécies formadas, a partir da alteração dos minerais na amostra. Os picos de flogopita, hornblenda, talco e clorita perderam intensidade, mas isto não significa necessariamente alteração. Esses minerais têm clivagem e a preparação da amostra exerce enorme influência sobre sua concentração na amostra.

Dopson *et al.*, (2009), estudaram a capacidade de dissolução de alguns minerais de silicatos, em presença de micro-organismos acidofílicos, na oxidação química e biológica. Eles sugeriram que os micro-organismos podem influenciar a dissolução de minerais silicatados e também são capazes de crescer na presença dos produtos do intemperismo. Neste contexto, os resultados estão de acordo com a literatura, mostrando que os micro-organismos auxiliam na oxidação de silicatos alterando a estrutura mineral.

Ao mesmo tempo, nas Tabelas 9, 10 e 11 são mostrados os resultados, produto do Refinamento por *Rietveld*, da quantificação das fases minerais presentes nos rejeitos nos ensaios mesofílicos, termofílicos moderados e termofílicos extremos, respectivamente. Nos ensaios na presença de micro-organismos mesofílicos observou-se que um detrimento nas concentrações de bornita, obviamente porque a estrutura da bornita é mais fácil de ser atacada e, conseqüentemente, a concentração de calcopirita aumenta.

Os resultados do refinamento para o ensaio termofílico moderado revelam uma queda na concentração de espécies carreadores de cobre. Os silicatos mais atacados foram a clorita e os piroxênios.

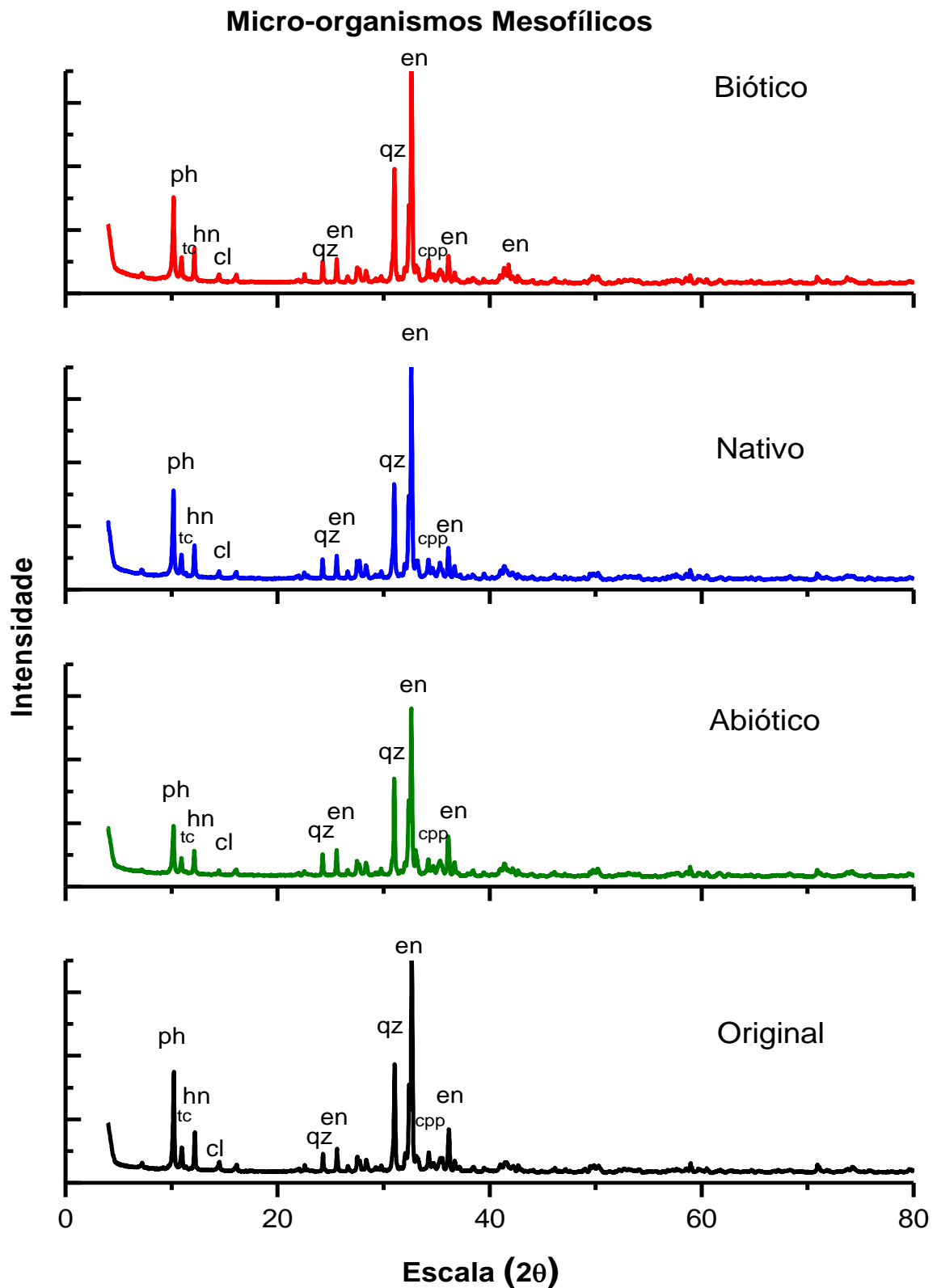


Figura 33. Espectro de difração de raios-X nos testes do ensaio de micro-organismos mesofílicos em diferentes condições: biótico, nativo, abiótico e original. Minerais: ph (flogopita); cpp (calcopirita); hn (hornblenda); tc (talco); ch (clorita); en (enstatita); qz (quartzo).

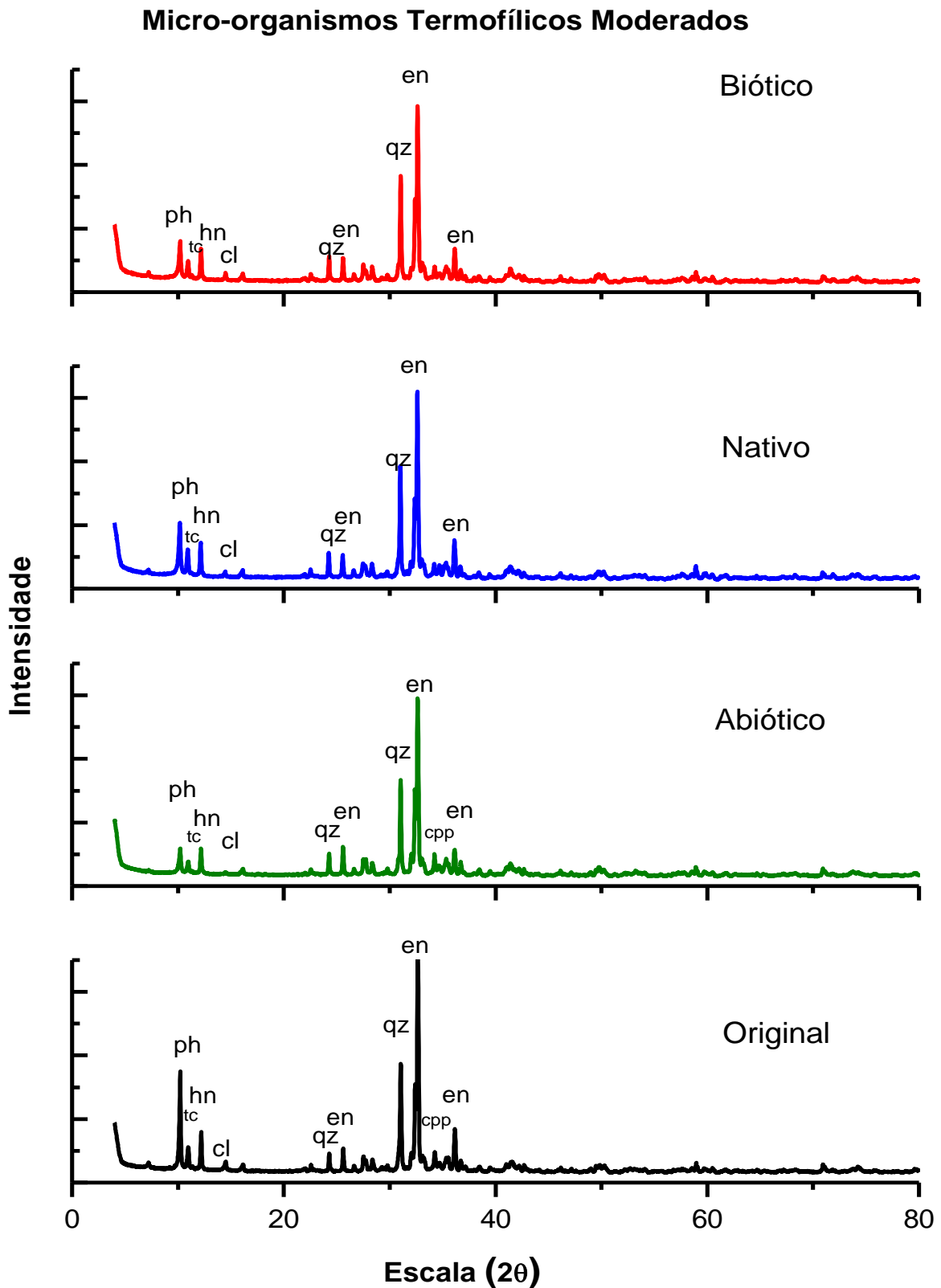


Figura 34. Espectro de difração de raios-X nos testes do ensaio de micro-organismos termofílicos moderados em diferentes condições: biótico, nativo, abiótico e original. Minerais: ph (flogopita); cpp (calcopirita); hn (hornblenda); tc (talco); ch (clorita); en (enstatita); qz (quartzo).

Micro-organismos Termofílicos Extremos

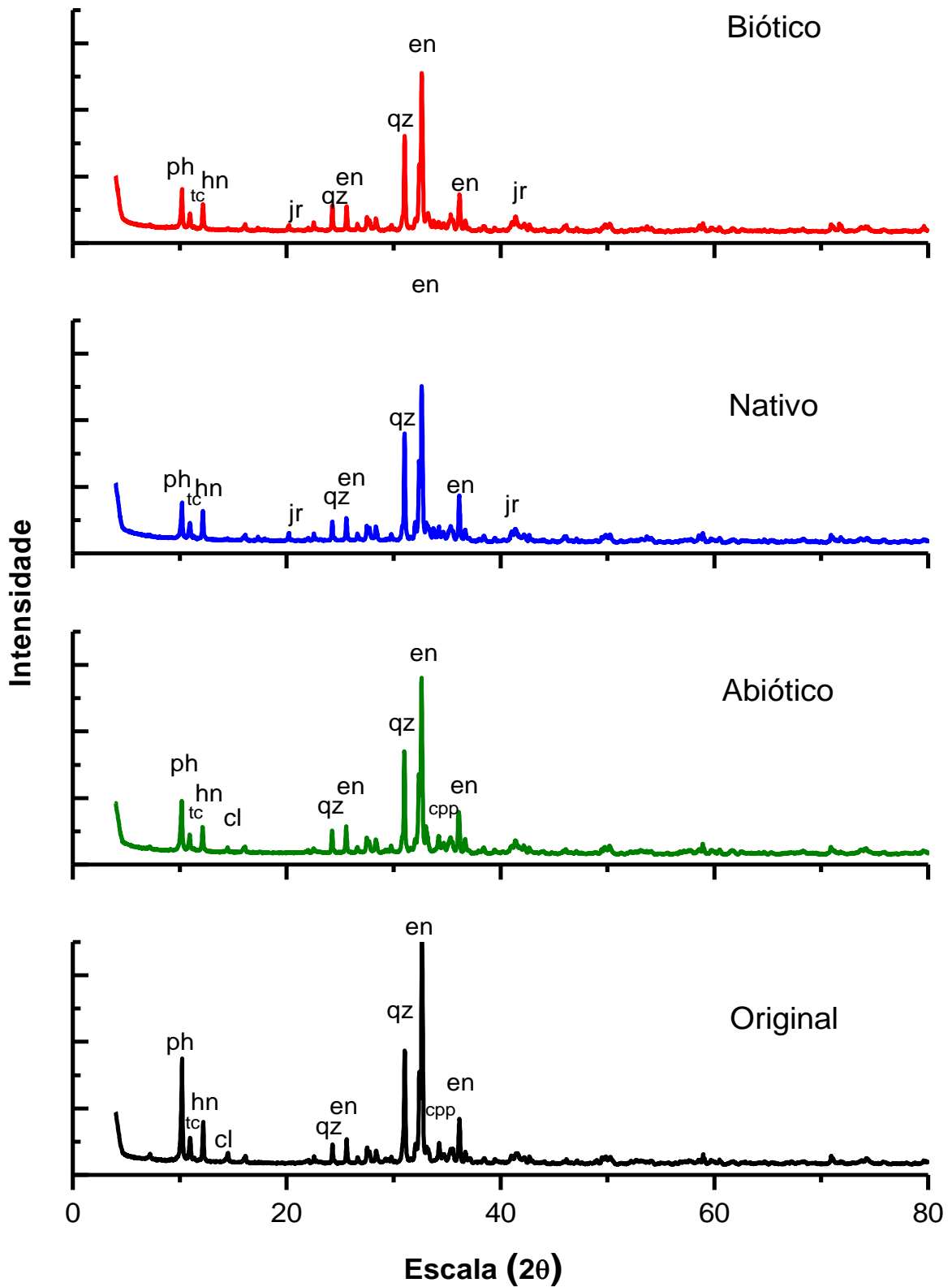


Figura 35. Espectro de difração de raios-X nos testes do ensaio de micro-organismos termofílicos extremos em diferentes condições: biótico, nativo, abiótico e original. Minerais: ph (flogopita); cpp (calcopirita); hn (homblenda); jr (jarosita); tc (talco); ch (clorita); en (enstatita); qz (quartzo).

Tabela 9. *Composição mineralógica das amostras nos testes dos ensaios Mesofílicos.*

Mineral	Amostra Original (%)	Rejeito Biótico (%)	Rejeito Nativo (%)	Rejeito Abiótico (%)
Bornita	0,4	0,2	0,3	0,3
Calcopirita	2,1	2,2	2,2	2,2
Clorita	1,6	1,3	1,2	1,1
Hornblenda	4,5	4,4	6,1	5,1
Hiperstênio	0,6	0,5	0,5	0,4
Ilmenita	0,6	0,7	0,7	0,8
Magnetita	0,4	0,5	0,8	0,9
Plagioclásios	41,2	41,1	39,1	41,6
Flogopita	9,7	8,3	14,1	10,6
Piroxênios	23,3	24,9	19,4	23,6
Quartzo	9,1	8,4	6,8	7,3
Talco	6,3	6,9	8,8	6,2
Total	100	100	100	100

Tabela 10. *Composição mineralógica das amostras nos testes dos ensaios Termofílicos Moderados.*

Mineral	Amostra Original (%)	Rejeito Biótico (%)	Rejeito Nativo (%)	Rejeito Abiótico (%)
Bornita	0,4	0,1	0,1	0,3
Calcopirita	2,1	1,9	2,0	2,2
Clorita	1,6	1,1	1,5	1,0
Hornblenda	4,5	5,2	4,1	4,3
Hiperstênio	0,6	0,6	0,8	0,7
Ilmenita	0,6	0,6	0,6	0,9
Magnetita	0,4	0,5	0,1	0,4
Plagioclásios	41,2	42,2	40,3	44,5
Flogopita	9,7	6,9	9,3	6,6
Piroxênios	23,3	25,8	26,8	24,3
Quartzo	9,1	7,9	8,5	7,9
Talco	6,3	7,1	5,8	6,9
Total	100	100	100	10

Segundo os resultados obtidos do refinamento por *Rietveld*, o ensaio com melhor desempenho na dissolução das espécies de sulfetos de cobre foram os testes dos ensaios termofílicos extremos (Tabela 11). Além disso, foi possível relatar uma queda na concentração da clorita, sendo o mesmo o mineral mais afetado durante os ensaios, bem como a identificação e quantificação da jarosita.

Tabela 11. *Composição mineralógica das amostras nos testes dos ensaios Termofílicos Extremos.*

Mineral	Amostra Original (%)	Rejeito Biótico (%)	Rejeito Nativo (%)	Rejeito Abiótico (%)
Bornita	0,4	0,1	0,1	0,3
Calcopirita	2,1	1,2	1,7	1,6
Clorita	1,6	0,2	0,2	0,7
Hornblenda	4,5	4,9	4,1	4,1
Hiperstênio	0,6	0,3	0,6	0,6
Ilmenita	0,6	0,7	0,6	0,6
Jarosita	0,0	3,4	2,9	0,9
Magnetita	0,4	0,4	0,5	0,5
Plagioclásios	41,2	40,1	41,0	41,4
Flogopita	9,7	9,4	8,3	8,7
Piroxênios	23,3	22,9	24,9	24,2
Quartzo	9,1	7,8	7,7	9,1
Talco	6,3	8,6	7,3	7,3
Total	100	100	100	100

4.4 ENSAIOS EM ESCALA DE BANCADA UTILIZANDO CONSÓRCIOS EM CONJUNTO

Este ensaio consistiu em simular a ação dos três consórcios microbianos atuando em conjunto para posterior aplicação desses consórcios em uma escala ampliada. Os ensaios consistiram em avaliar o uso dos consórcios mesofílicos, termofílicos moderados e termofílicos extremos na dissolução de cobre, ferro e silicatos mudando o intervalo de temperatura em função das condições ideais de cada consórcio.

4.4.1 Efeito no Potencial Redox

Na Figura 36 é mostrada a variação do Potencial Redox no ensaio de mistura de consórcios nas condições biótica, nativa e abiótica.

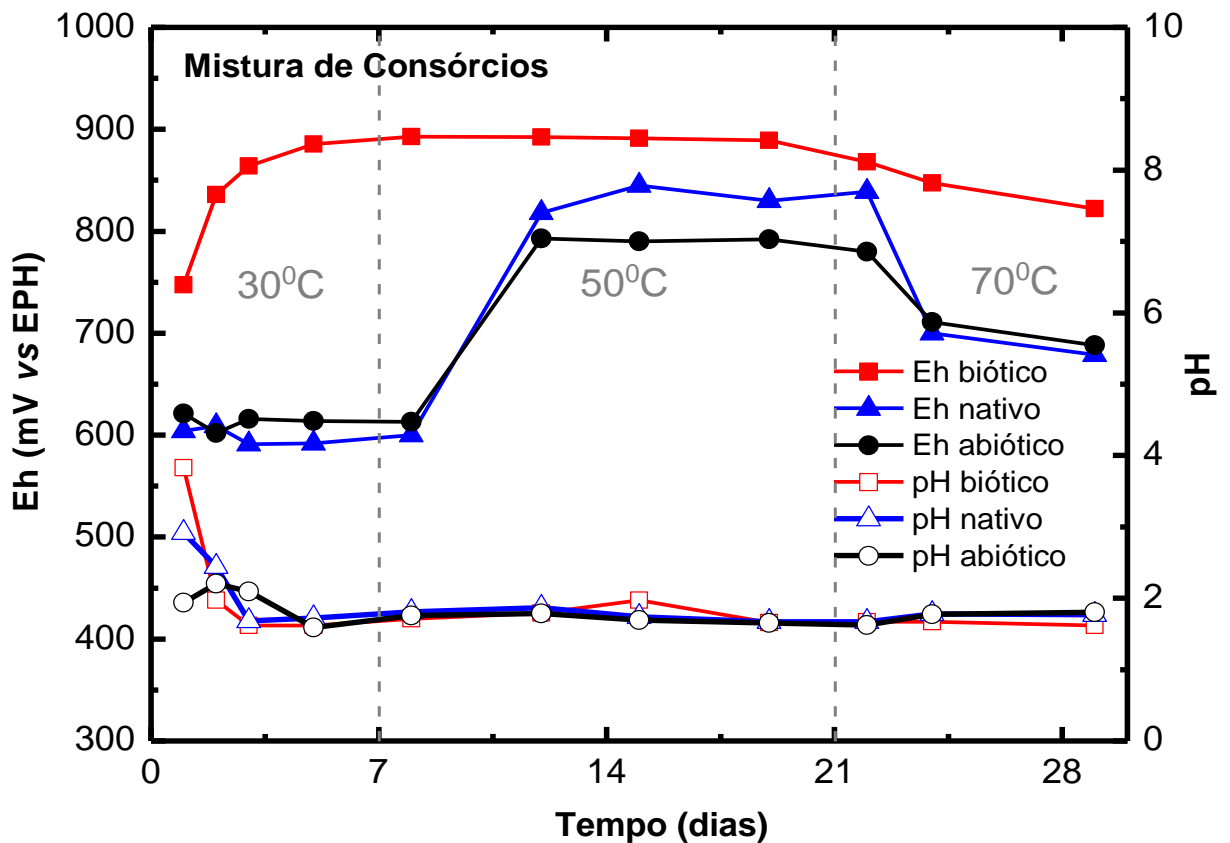


Figura 36. Potencial Redox dos ensaios: biótico (■), nativo (▲) e abiótico (●) e pH dos ensaios: biótico (□), nativo (△) e abiótico (○), para a mistura dos consórcios dos micro-organismos Mesófilico, Termofílico Moderado e Termofílico extremo.

De acordo com as curvas de Eh, em condições biótica e abiótica, os valores se elevam a partir do dia 7 até o dia 22. Isto mostra que existe, possivelmente, a ativação dos micro-organismos endógenos a 50°C. No entanto, no caso da condição abiótica, os valores de Eh apontam que o método de esterilização de calor úmido se mostrou, novamente, insatisfatório para matar os micro-organismos endógenos.

4.4.2 Efeito na Dissolução de Espécies de Cobre e Ferro

Nas Figuras 37 e 38, são mostradas as extrações de cobre e ferro, respectivamente, no ensaio empregando a mistura de consórcios, assim como para o teste nativo e o teste controle.

As informações na Figura 37 indicam que quando a temperatura aumenta, os processos de lixiviação química e biológica também se intensificam, melhorando a extração de cobre. Enquanto que na Figura 38, observa-se que a temperatura ótima de trabalho dos consórcios termofílicos (50-70°C) favorece a precipitação de íons férricos. Adicionalmente, foi observado que ao final do teste biótico a concentração de cobre caiu, possivelmente devido à formação de jarosita, que poderia carrear os íons de Cu para a fase sólida ou durante sua precipitação poderia passivar a superfície dos sulfetos minerais.

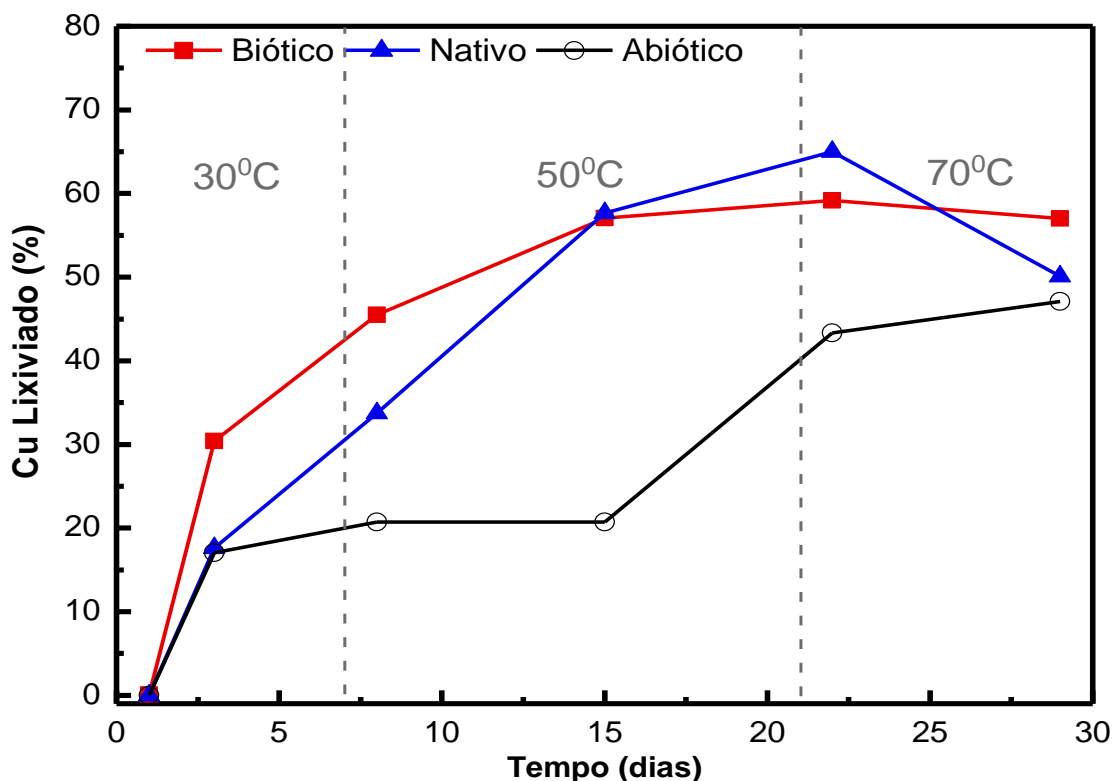


Figura 37. Porcentagem de extração de cobre em função do tempo, em diferentes condições: biótico (■), nativo (▲) e abiótico (○), para a mistura de consórcios microbianos.

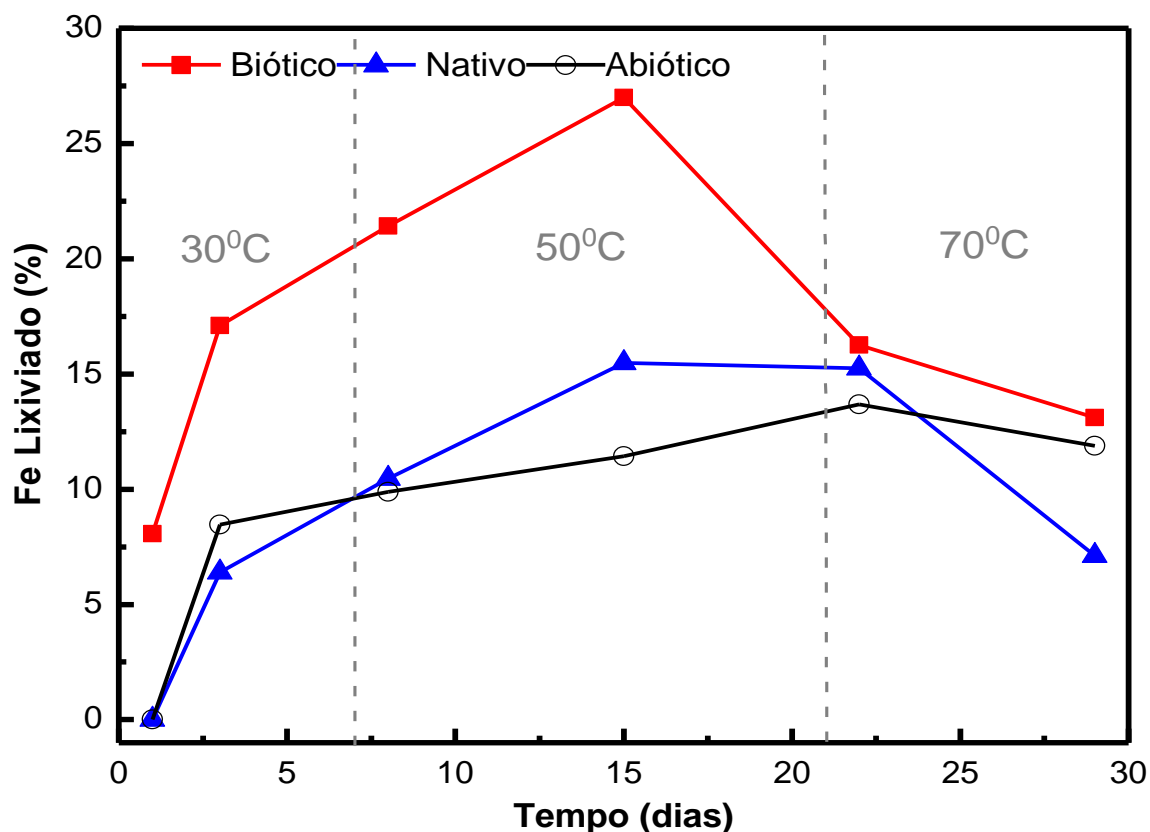


Figura 38. Porcentagem de extração de ferro em função do tempo, em diferentes condições: biótico (■), nativo (▲) e abiótico (○), para a mistura de consórcios microbianos.

Comparando os resultados dos ensaios dos consórcios em separados com o ensaio da mistura dos consórcios, este último apresentou menor desempenho na dissolução de cobre e ferro. Talvez o seu desempenho tenha sido afetado pela variação progressiva da temperatura, não estando os micro-organismos nas condições ideais durante todo o período de ensaio. Outra hipótese seria que existe uma competição entre eles, fato que não pode ser comprovado nesta pesquisa.

4.4.3 Efeito na Composição Mineralógica

Alguns pesquisadores sugerem que os micro-organismos acidofílicos preferem se aderir à superfície dos sulfetos minerais; entretanto, os resultados mostrados nas Figuras (33, 34, 35 e 39) sugerem que a flogopita, clorita e talco suportam o crescimento dos micro-organismos mesofílicos, termofílicos moderados e termofílicos extremos. Dopson *et al.*, (2009), demonstraram que a hornblenda, biotita e olivina tiveram este mesmo comportamento.

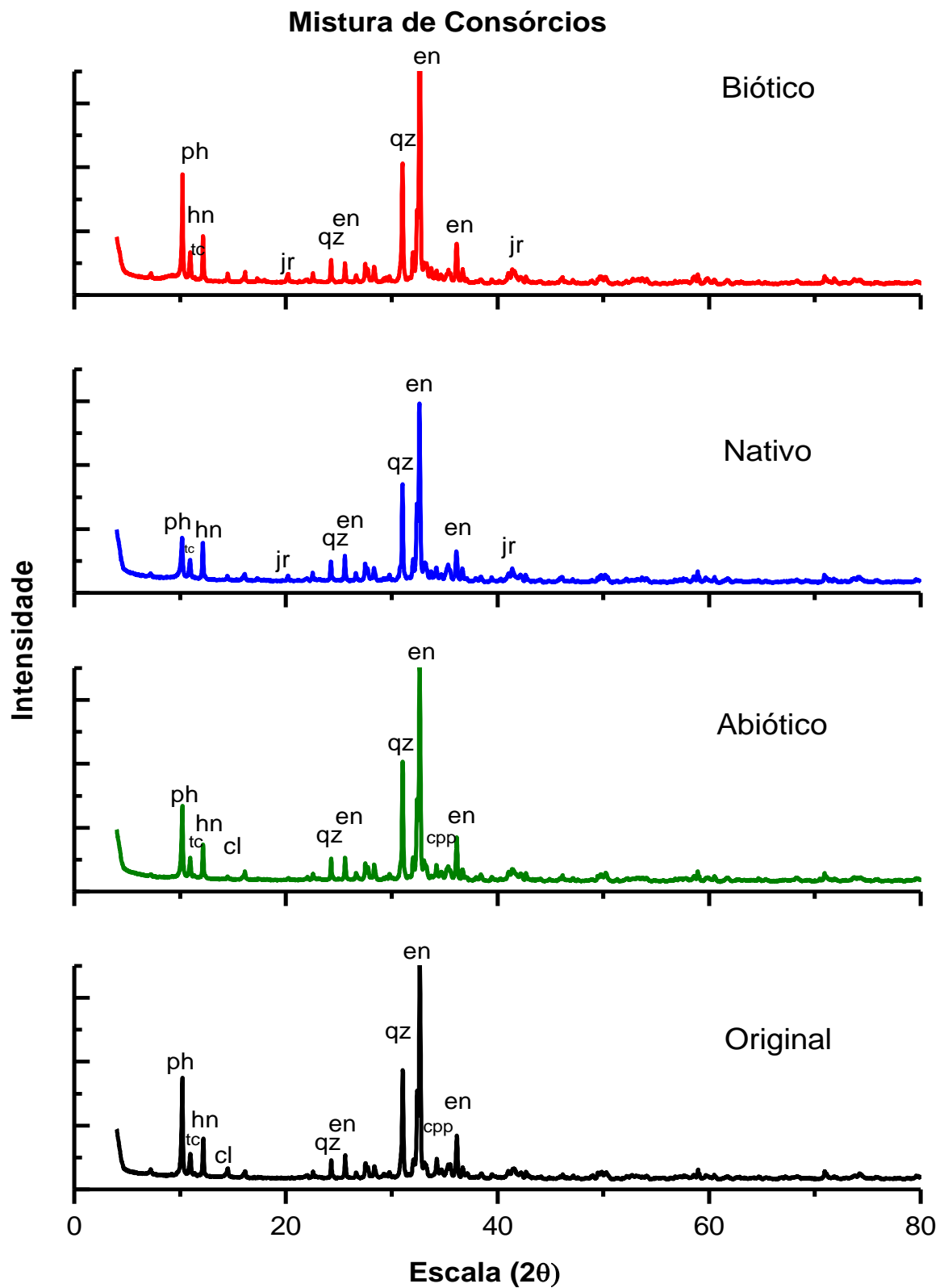


Figura 39. Espectro de difração de raios-X dos testes do ensaio de mistura de consórcios, em diferentes condições: biótico, nativo, abiótico e original. Minerais: ph (flogopita); cpp (calcopirita); hn (hornblenda); jr (jarosita); tc (talco); ch (clorita); en (enstatita); qz (quartzo).

Na Tabela 12 são mostrados os resultados da composição mineralógica da amostra. Os dados obtidos indicam, como era esperado, as quedas nas concentrações de calcopirita, bornita e clorita e a aparição de jarosita nos testes sob diferentes condições.

Tabela 12. *Composição mineralógica das amostras no ensaio de mistura de consórcios de micro-organismos.*

Mineral	Amostra Original (%)	Rejeito Biótico (%)	Rejeito Nativo (%)	Rejeito Abiótico (%)
Bornita	0,4	0,2	0,2	0,3
Calcopirita	2,1	1,6	1,6	1,7
Clorita	1,6	0,9	0,8	0,9
Hornblenda	4,5	4,5	4,6	4,2
Hiperstênio	0,6	0,7	0,8	1,0
Ilmenita	0,6	0,8	0,9	0,7
Jarosita	0,0	4,0	1,7	1,1
Magnetita	0,4	0,7	0,7	0,8
Plagioclásios	41,2	39,2	42,6	41,9
Flogopita	9,7	7,1	6,1	8,2
Piroxênios	23,3	24,8	24,0	24,1
Quartzo	9,1	8,0	9,6	8,5
Talco	6,3	7,6	6,4	6,7
Total	100	100	100	100

Dopson e Lindstrom (1991), Suzuki (2001) e Norris (1990) observaram que a presença de micro-organismos acidofílicos em solução ou aderidos na superfície dos minerais (silicatos e sulfetos) aumenta a velocidade de oxidação devido à modificação dos mecanismos eletroquímicos, confirmando os resultados observados neste trabalho.

Os resultados desses ensaios estão de acordo com os observados nos ensaios empregando consórcios separadamente, especialmente, visto que existe uma melhor atuação dos micro-organismos termofílicos moderados no processo bio-oxidativo.

4.5 ENSAIOS DE BIOLIXIVIAÇÃO EM COLUNA AUTOMATIZADA SEMI-PILOTO

4.5.1 Efeito no Potencial Redox

Nas Figuras 40 e 41 são mostrados o monitoramento do Eh e a temperatura da coluna, respectivamente. No início, os micro-organismos atuantes são os mesofílicos, após aumentar a temperatura acima de 30°C, entram em ação os termofílicos moderados e a partir de 50°C predominam os termofílicos extremos.

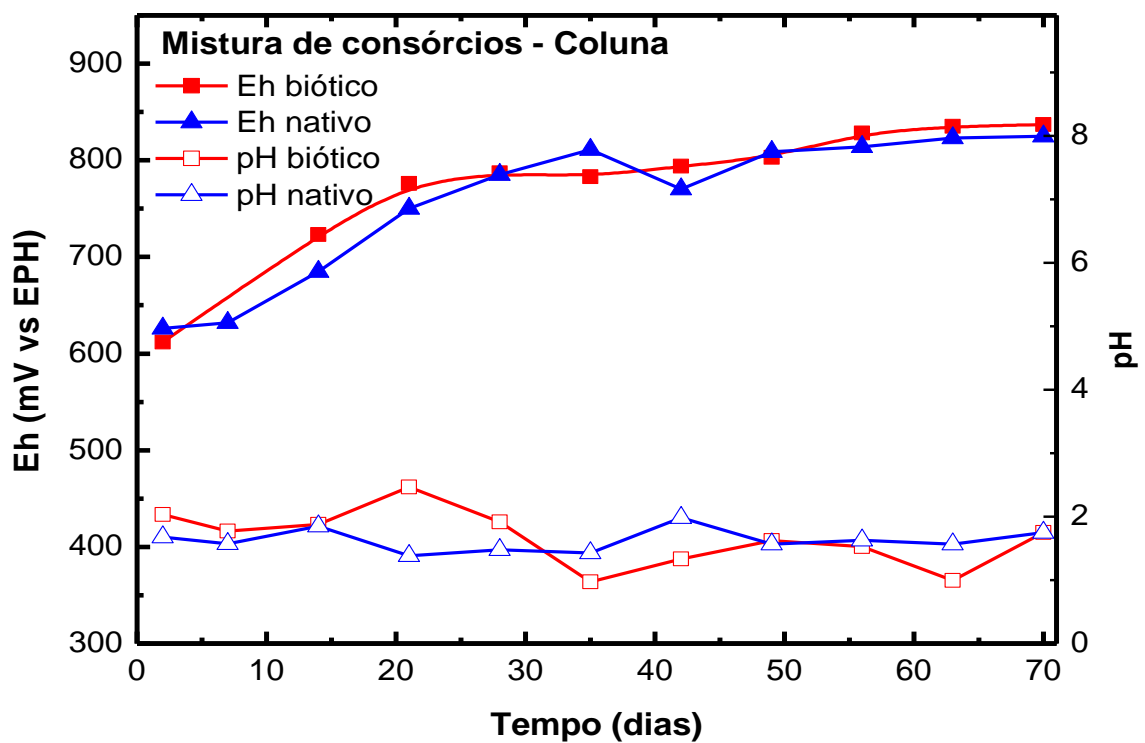


Figura 40. Variação do Eh nos ensaios: biótico (■), nativo (▲) e pH dos ensaios: biótico (□) e nativo (△), para a mistura dos consórcio de micro-organismos mesofílico, termofílico moderado e termofílico extremo no ensaio em coluna.

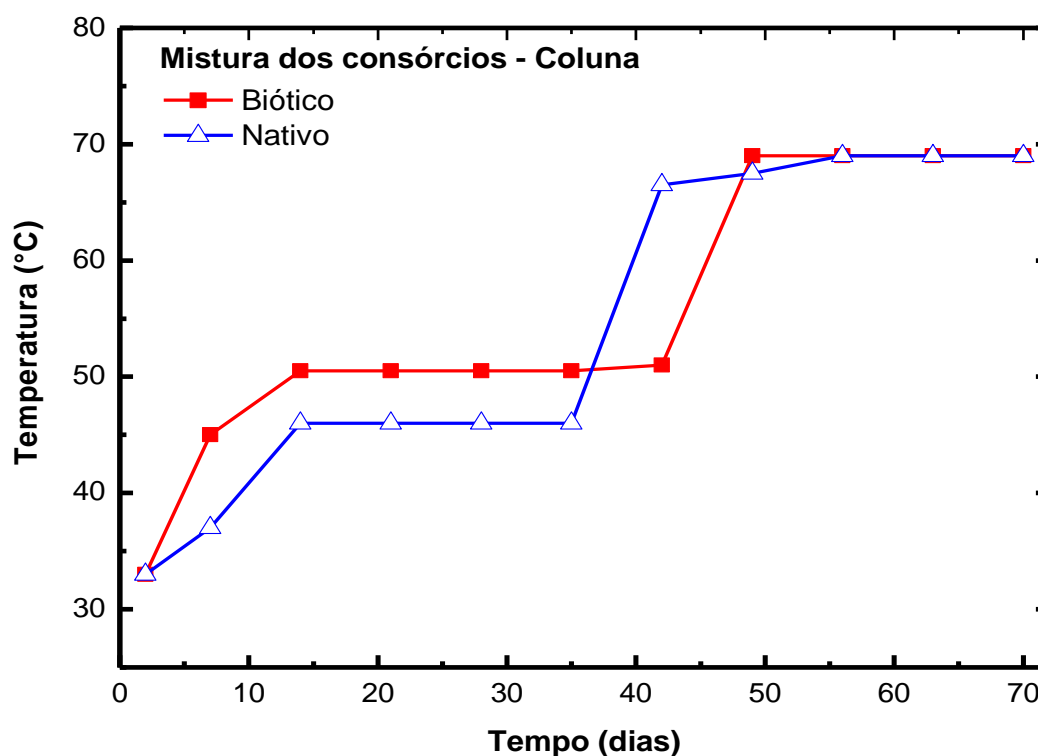


Figura 41. Temperatura da coluna durante os ensaios biótico (■) e nativo (△) para a mistura dos consórcios microbianos, em escala semi-piloto.

4.5.2 Efeito na Dissolução de Espécies de Cobre

A utilização dos consórcios microbianos na coluna de biolixiviação foi eficiente no que diz respeito à digestão dos sulfetos refratários, atingindo uma extração de cobre de cerca de 70%, em aproximadamente 70 dias de ensaio. Embora a porcentagem de extração pudesse ter sido maior, isto se deve à possível formação de jarosita que mascara as partículas de sulfeto, diminuindo o contato da superfície fresca do mineral com os reagentes lixiviantes, bem como a atuação dos micro-organismos.

A extração de cobre no ensaio não esterilizado (Nativo), após 70 dias, atingiu valores próximos a 64%; porém, a tendência da curva é aumentar, aparentemente (Figura 41). Esses resultados reproduziram os resultados dos ensaios em bancada.

Os valores de Eh e temperatura (Figuras 40 e 41), quando relacionados à dissolução de espécies carreadoras de cobre (Figuras 42), mostraram que com o aumento desses parâmetros na coluna, se incrementa a dissolução do referido elemento.

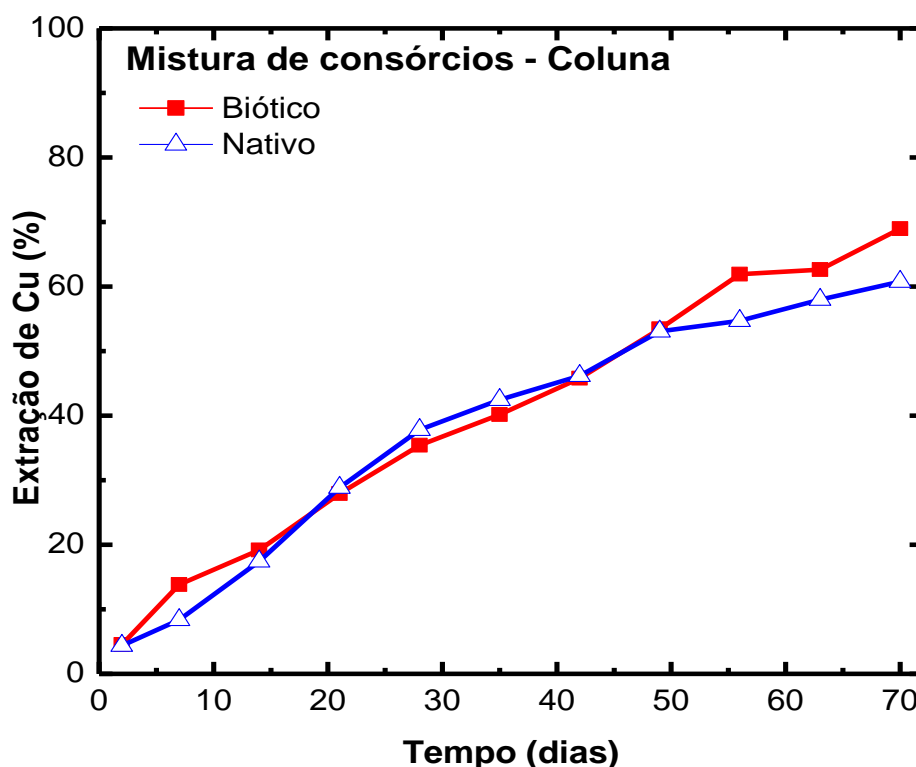


Figura 42. Porcentagem de extração de cobre em função do tempo, em diferentes condições: biótico (■), nativo (△), para a mistura de consórcios microbianos no ensaio em coluna.

4.5.3 Efeito na Composição Química da Amostra

Na Figura 43 são mostrados os resultados da análise química dos rejeitos dos ensaios bio-oxidativos em coluna semi-automatizada. Comparando os resultados entre a amostra original e os rejeitos dos ensaios biótico e nativo, se destaca o aumento dos teores de ferro após o ensaio, em contraste com uma queda do conteúdo de cobre. O primeiro ponto pode ser explicado devido à presença de jarosita, que ficou como resíduo impregnado na rocha suporte. No entanto, a diminuição do teor de cobre na rocha, após o ensaio de biolixiviação, deve ser devido à digestão de parte dessa rocha disponibilizando o cobre, na forma solúvel, para a solução.

Outro ponto a ser destacado na Figura 43 é o aumento das concentrações de sílica nos rejeitos. Embora os micro-organismos acidófilos tenham preferência em se aderir à superfície de sulfetos e não à superfície de silicatos (EDWARDS *et al.*, 2004), de acordo com Santelli *et al.*, (2001), a sua adesão nos silicatos ocorre devido à habilidade de crescimento a partir da geração de Fe^{2+} da oxidação dos mesmos, bem como a dissolução dos silicatos.

Comparando os ensaios com e sem atuação de micro-organismos, o desempenho do ensaio biótico foi o melhor, já que após o tratamento, o rejeito deste ensaio mostrou ter um teor de cobre inferior ao rejeito onde não houve adição de micro-organismos.

Esses resultados corroboram uma possível intemperização dos minerais presentes na amostra original, em particular dos sulfetos minerais e silicatos, após tratamento biológico.

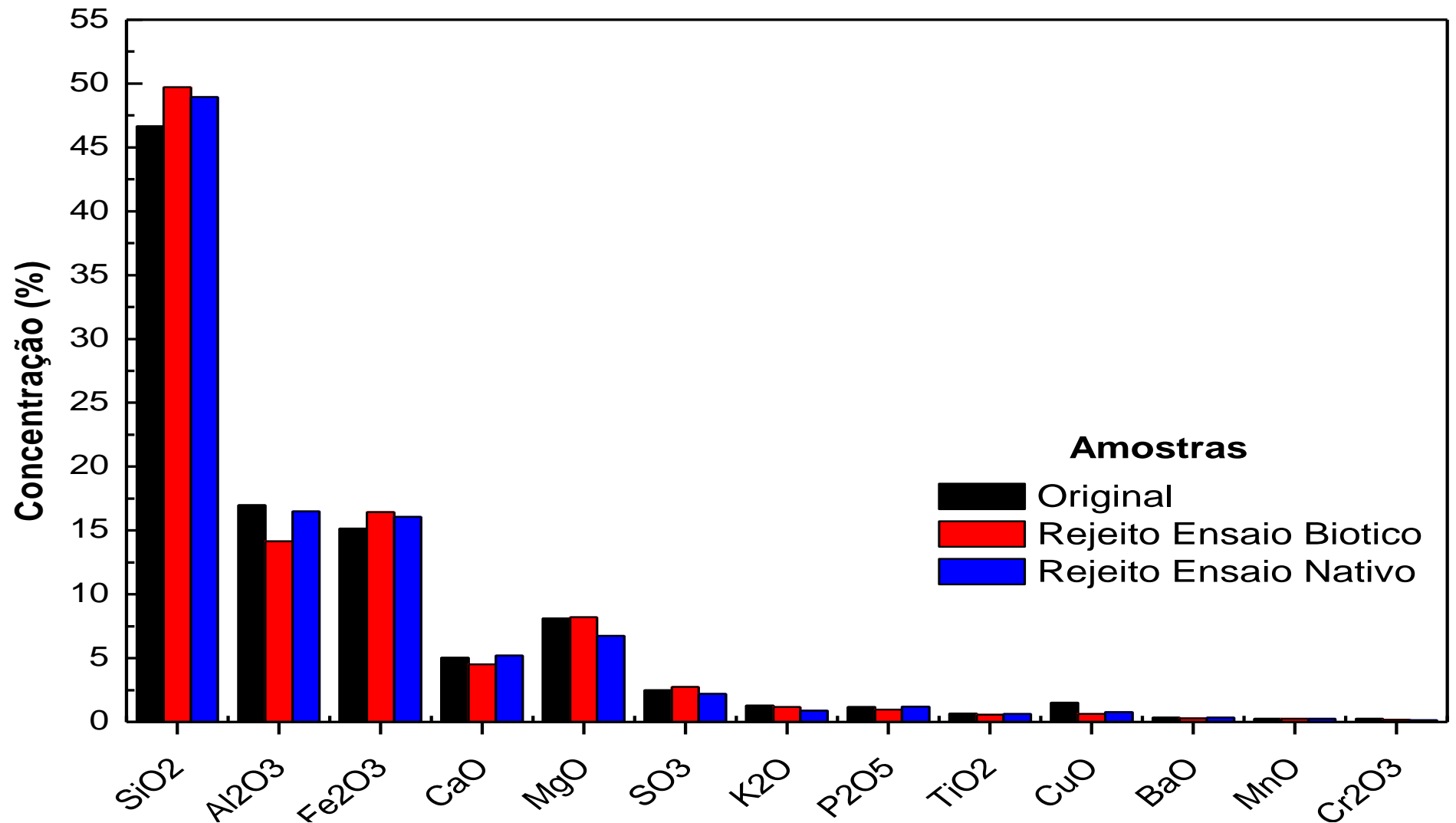


Figura 43. Variação da composição química da amostra original de minério de cobre (cor preta), rejeito do ensaio biótico (cor vermelha) e rejeito do ensaio nativo (cor azul) nos ensaios em coluna.

4.6 SIMULAÇÃO DO MOINHO DE BARRAS PADRÃO DE BOND

A simulação do moinho de barras se fez necessária para poder prever o Índice de Trabalho e o Consumo de Energia do moinho. A simulação utilizando o Método do Balanço Populacional foi definida como rota alternativa devido à pouca massa que se obteve após o tratamento (5 kg). Usualmente para a determinação do IT pelo método tradicional de Bond é necessária uma massa mínima de amostra de 20 kg.

4.6.1 Distribuição Granulométrica das Amostras no Ensaio de Moabilidade.

Para a simulação da moagem em um moinho de barras foi necessário o cálculo do tempo de cada ciclo em função do número de voltas (50 voltas = 1,08 min.; 150 voltas = 3,25 min.; e 300 voltas = 6,50 min.). Isto foi realizado para poder determinar, em uma etapa posterior, o Índice de Trabalho de cada amostra. Adicionalmente, ao escolher os números de rotações do moinho, se levou em consideração um valor próximo do número de voltas com que o produto do moinho, material abaixo de 0,6 mm, se estabilizasse.

Nas Tabelas 13, 14 e 15 são mostrados os resultados do ensaio de moabilidade (moagem em diferentes tempos) da amostra original de minério de cobre, e dos rejeitos dos ensaios em coluna nas condições biótica e nativa.

Tabela 13. Distribuição granulométrica da amostra original (antes do tratamento) em diferentes tempos de moagem no ensaio de moabilidade.

Fração (mm)	Passante Acumulado (%)			
	Alimen.	1,06 min	3,25 min	6,5 min
> 12,5	95,36	99,49	100,00	100,00
-12,5 +9,5	48,13	71,70	98,45	100,00
-9,5 +6,3	16,23	52,08	95,56	100,00
-6,3 +4,75	13,59	39,82	94,23	100,00
-4,75 +3,35	11,24	32,37	89,60	100,00
-3,35 +2,36	8,78	26,30	83,36	100,00
-2,36 +1,7	7,51	22,90	75,67	100,00
-1,7 +1,18	6,33	19,52	66,13	100,00
-1,18 +0,85	5,39	16,40	55,52	99,83
-0,85 +0,6	4,72	14,38	47,87	95,66
-0,6 +0,425	4,13	12,61	41,28	91,66
-0,425 +0,3	3,83	10,77	34,27	80,12

Tabela 14. Distribuição granulométrica da amostra do teste biótico (inoculado) em três diferentes tempos de moagem no ensaio de moabilidade.

Fração (mm)	Passante Acumulado. (%)			
	Alimen.	1,06 min	3,25 min	6,5 min
> 12,5	94,46	100,00	100,00	100,00
-12,5 +9,5	37,22	81,84	100,00	100,00
-9,5 +6,3	8,71	56,77	98,92	100,00
-6,3 +4,75	6,47	43,05	98,31	100,00
-4,75 +3,35	6,13	35,03	97,25	100,00
-3,35 +2,36	5,99	29,99	94,80	100,00
-2,36 +1,7	5,83	26,38	89,69	100,00
-1,7 +1,18	5,61	22,50	78,50	100,00
-1,18 +0,85	5,48	20,41	70,74	99,98
-0,85 +0,6	5,37	18,58	62,65	99,76
-0,6 +0,425	5,17	16,41	54,11	96,93
-0,425 +0,3	4,95	14,11	44,88	87,62

Tabela 15. Distribuição granulométrica amostra teste Nativo (micro-organismos endogenos) em três diferentes tempos no ensaio de moabilidade.

Fração (mm)	Passante Acumulado (%)			
	Alimen.	1,06 min	3,25 min	6,5 min
> 12,5	94,54	97,66	100,00	100,00
-12,5 +9,5	34,52	79,31	98,26	100,00
-9,5 +6,3	5,58	51,24	96,45	100,00
-6,3 +4,75	4,06	39,56	95,06	100,00
-4,75 +3,35	3,88	32,05	93,72	100,00
-3,35 +2,36	3,72	27,86	90,36	100,00
-2,36 +1,7	3,61	24,18	84,36	100,00
-1,7 +1,18	3,48	20,40	72,33	100,00
-1,18 +0,85	3,43	18,47	64,36	99,92
-0,85 +0,6	3,36	16,59	56,32	99,12
-0,6 +0,425	3,26	14,56	48,00	93,69
-0,425 +0,3	3,14	12,50	39,54	80,88

4.6.2 Ajuste do modelo

Para ajustar o modelo de quebra aos dados experimentais foi necessário introduzir um fator de eficiência na função seleção (Equação 18). Este fator tenta compensar a preferência dos corpos moedores (barras) de quebrar as partículas grossas mais rapidamente que as partículas finas. Este fenômeno foi estudado por Shoji e Austin (1974), e Fuersteneu *et al.*, (2011), mas as mudanças propostas por eles não se ajustaram às características das amostras estudadas neste trabalho.

$$(18)$$

Onde k é um parâmetro que serve para compensar a maior taxa de aceleração de quebra das partículas grossas sobre as finas na moagem da amostra.

Nas Figuras 44, 45 e 46 são mostrados os resultados do ajuste do modelo. Ao comparar os dados da distribuição granulométrica do ensaio de moabilidade (símbolos) contra os dados da distribuição granulométrica obtida através do ajuste do modelo de balanço populacional (linhas sólidas), se demonstrou que a técnica é capaz de descrever, apropriadamente, o fenômeno de quebra de partículas no moinho padrão de barras de Bond.

Tavares *et al.*, (2011), com o intuito de generalizar o modelo e poder predizer o IT em outros materiais, tais como minérios de ferro e níquel, testaram o mesmo mudando apenas a função quebra, sendo que este também se mostrou robusto; por tanto, teve uma boa predição do IT.

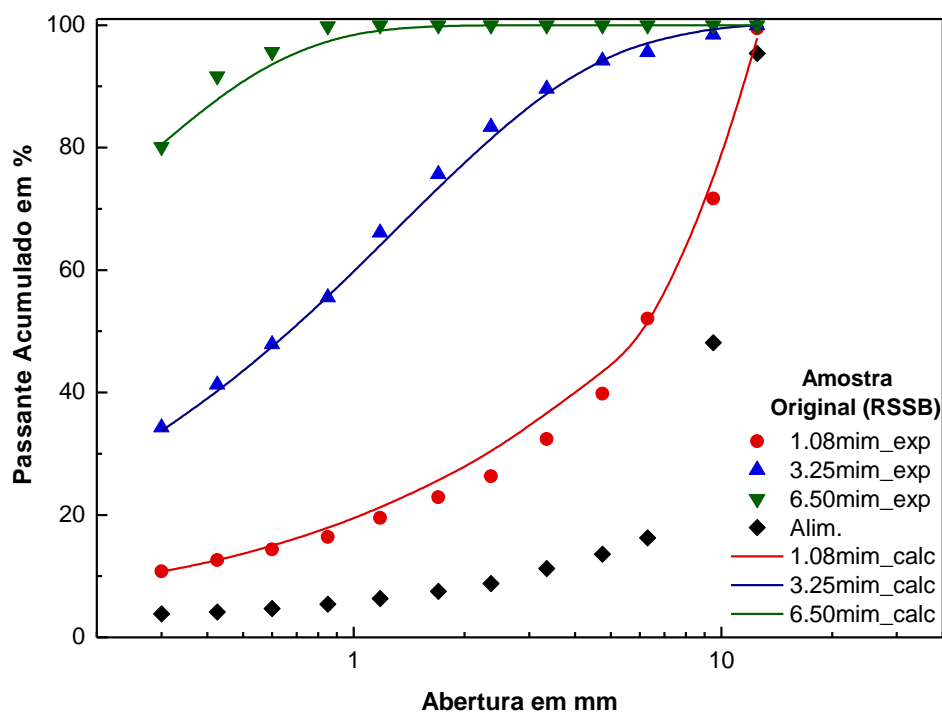


Figura 44. Comparação da distribuição granulométrica entre os dados experimentais (símbolos) e os dados obtidos no ajuste (linhas sólidas) através da simulação do Moinho de Bond de Barras, na amostra original.

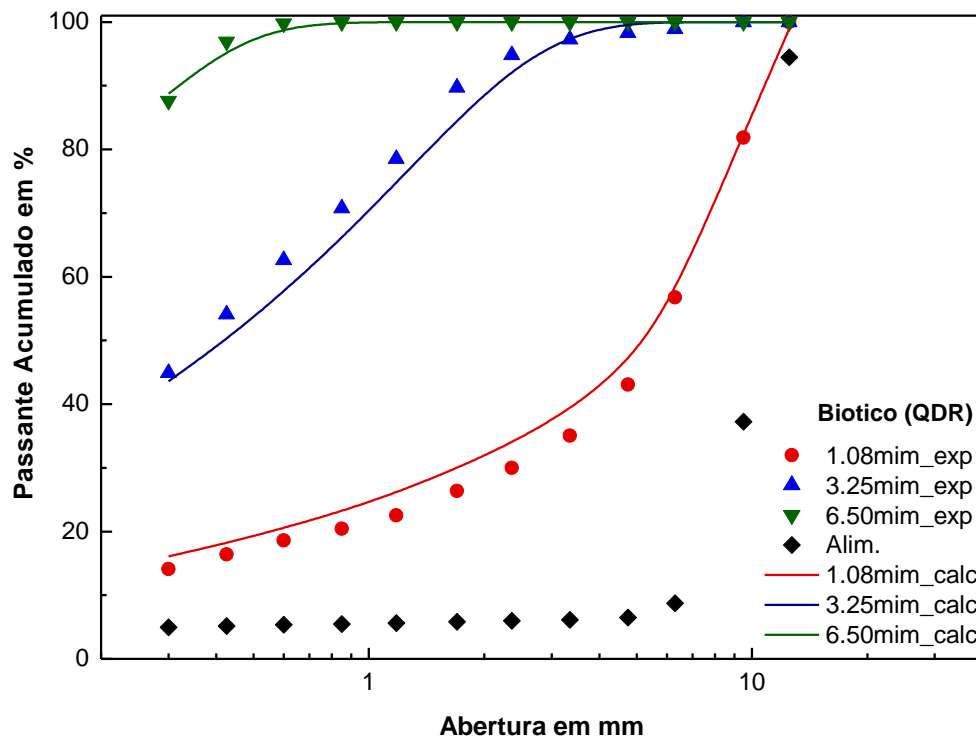


Figura 45. Comparação da distribuição granulométrica entre os dados experimentais (símbolos) e os dados obtidos no ajuste (linhas sólidas) através da simulação do Moinho de Bond de Barras, na amostra de rejeito do ensaio biótico

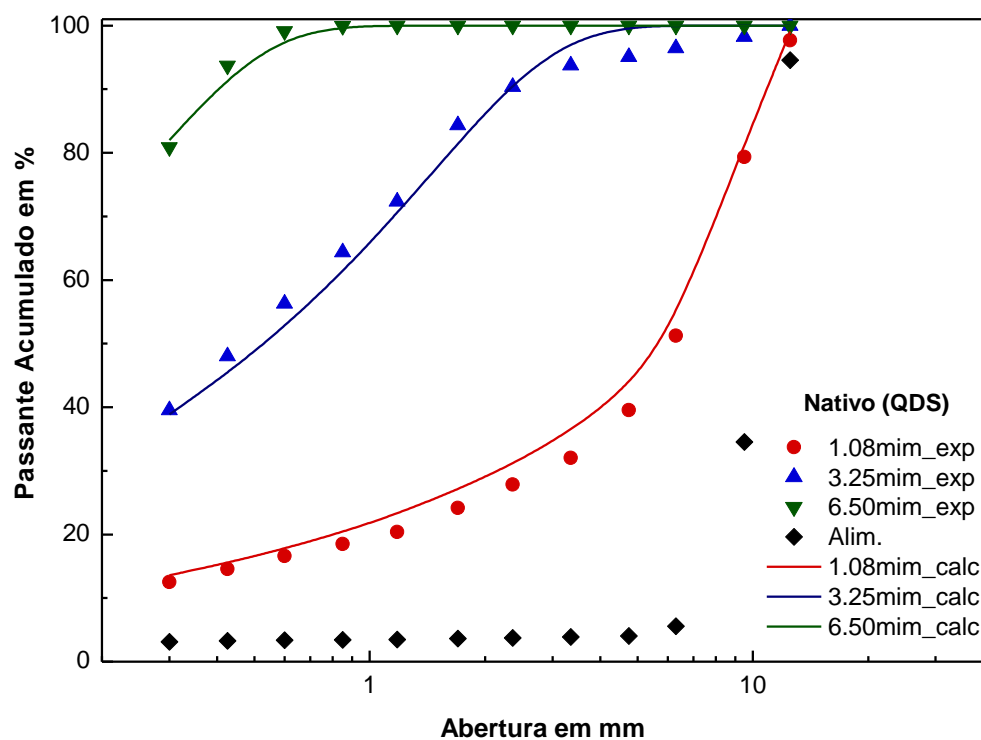


Figura 46. Comparação da distribuição granulométrica entre os dados experimentais (símbolos) e os dados obtidos no ajuste (linhas sólidas) através da simulação do Moinho de Bond de Barras, na amostra de rejeito do ensaio nativo.

4.7 ÍNDICE DE TRABALHO E CONSUMO DE ENERGIA NO ENSAIO SEMI-PILOTO.

A Tabela 16 mostra os resultados da determinação do coeficiente de moabilidade, IT e consumo de energia da amostra de minério de cobre antes e após tratamento biológico. Na Figura 47 é mostrada a porcentagem de redução dos indicadores estudados. Os dados coletados que geraram esses valores são mostrados em anexo nas tabelas dos ensaios de Índice de Trabalho.

Tabela 16. Comparação entre as medidas de moab e de IT das amostras estudadas.

Código	Amostra/ Rejeito	X_{A80} (mm)	X_{p80} (mm)	moab (g/volta)	IT (kW ton ⁻¹)	E (kW ton ⁻¹)
RSSB	Original	11,143	0,361	7,3	10,4	14,2
QDR	Biótico	11,446	0,338	8,5	9,2	13,0
QDS	Abiótico	11,143	0,354	7,7	10,2	14,1

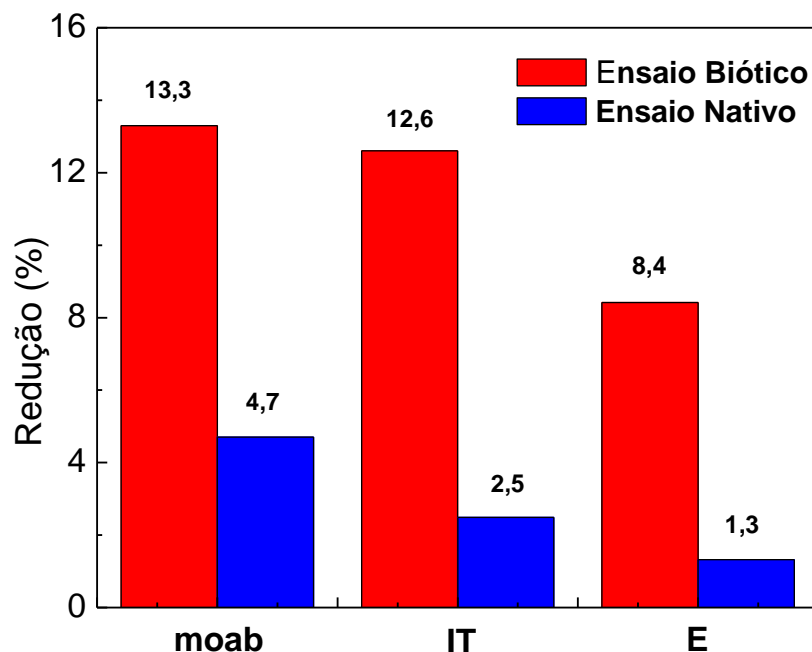


Figura 47. Porcentagem de redução dos índices de moab, IT e consumo de energia no britador nos ensaios biótico (vermelho) e abiótico (azul).

Fonte: Tabela 16

Os resultados mostraram que existe uma redução no coeficiente *moab* de 13,3 e 4,7 % nas amostras de rejeito biótico e nativo, respectivamente, quando comparados ao do minério original. Isto significa uma diminuição do IT de 12,26% para a amostra no ensaio biótico e 2,49% para amostra no ensaio nativo. No entanto, deve-se lembrar que, segundo a literatura, existe uma alta variabilidade (8-31%) na determinação do Índice de Trabalho (Mosher e Tague, 2001).

Do mesmo modo, o ganho na diminuição do consumo de energia ficou em torno de 8,42 e 1,32% para as amostras dos ensaios biótico e nativo, respectivamente; porém, esses ganhos no consumo de energia devem ser estudados mais amplamente para garantir a aplicação do método em escala industrial.

Finalmente, o tratamento que melhor teve resposta na diminuição do consumo de energia foi o teste biótico (adição de consórcios de micro-organismos), mostrando que a biolixiviação é uma alternativa com potencial para a redução dos gastos de energia no processo de moagem.

4.8 ENSAIO EM COLUNA PILOTO DE BIOLIXIVIAÇÃO.

4.8.1 Composição Química, Mineralógica e Distribuição Granulométrica das Amostras

A Tabela 17, a seguir, mostra a composição química das amostras antes e após tratamento bio-oxidativo. Já na Tabela 18, são listadas as espécies mineralógicas identificadas em ambas às amostras.

Comparando os resultados da Tabela 17 se destaca o aumento dos teores de enxofre após ensaio, em contraste com uma queda do conteúdo de cobre. O primeiro ponto pode ser explicado devido à presença de jarosita, que ficou como resíduo impregnado na rocha suporte. No entanto, a diminuição do teor de cobre na rocha, após o ensaio de biolixiviação, pode ser devido à digestão de parte dessa rocha disponibilizando o cobre, na forma solúvel, para a solução. Observa-se, a partir da Tabela 18, a formação de novas espécies minerais na amostra após tratamento; porém, isto sugere a intemperização dos minerais presentes na amostra original, em particular das espécies de silicatos. Embora os micro-organismos acidofílicos tenham

preferência por se aderir à superfície dos sulfetos sobre os silicatos (Edwards e outros, 2004), de acordo com Santelli e outros (2001), a sua adesão nos silicatos ocorre devido à habilidade de crescimento a partir da geração de Fe^{2+} da oxidação dos mesmos, bem como a dissolução dos silicatos.

Tabela 17. *Composição química das amostras original e após ensaio em coluna em escala piloto.*

Composição elementar	Original Concentração (%)	Após tratamento Concentração (%)
Al ₂ O ₃	10,5	9,9
CaO	4,5	4,4
Cr ₂ O ₃	0,2	0,2
CuO	1,0	0,7
Fe ₂ O ₃	13,4	13,3
K ₂ O	1,3	1,2
MgO	7,1	6,8
MnO	0,2	0,2
Na ₂ O	1,9	1,9
P ₂ O ₅	0,3	0,2
SiO ₂	39,1	41,8
SO ₃	1,0	1,8
TiO ₂	0,7	0,7
Total	81,2	83,1

Tabela 18. *Minerais identificados por Difração de Raios X no ensaio em coluna em escala piloto.*

Amostra	Fases Identificadas
Original	Enstatita, hornblenda, quartzo, clorita, talco, biotita, calcopirita.
Após tratamento	Enstatita, chamosita, albita, sepiolita, hornblenda, talco, jarosita de potássio, calcopirita, quartzo, magnesita, gesso e dolomita.

Na Figura 48 é mostrada a distribuição granulométrica da amostra BPE (amostra após tratamento biológico). Observa-se que, aproximadamente, 17 % da massa total da amostra encontra-se abaixo de 3,35 mm (fração fina) e que quando comparada com a granulometria da amostra original (partículas entre 5 e 15 mm), no produto, houve a geração de partículas finas. Acredita-se que a desagregação da amostra tenha ocorrido durante o desmonte da coluna e a classificação do produto final após ensaio.

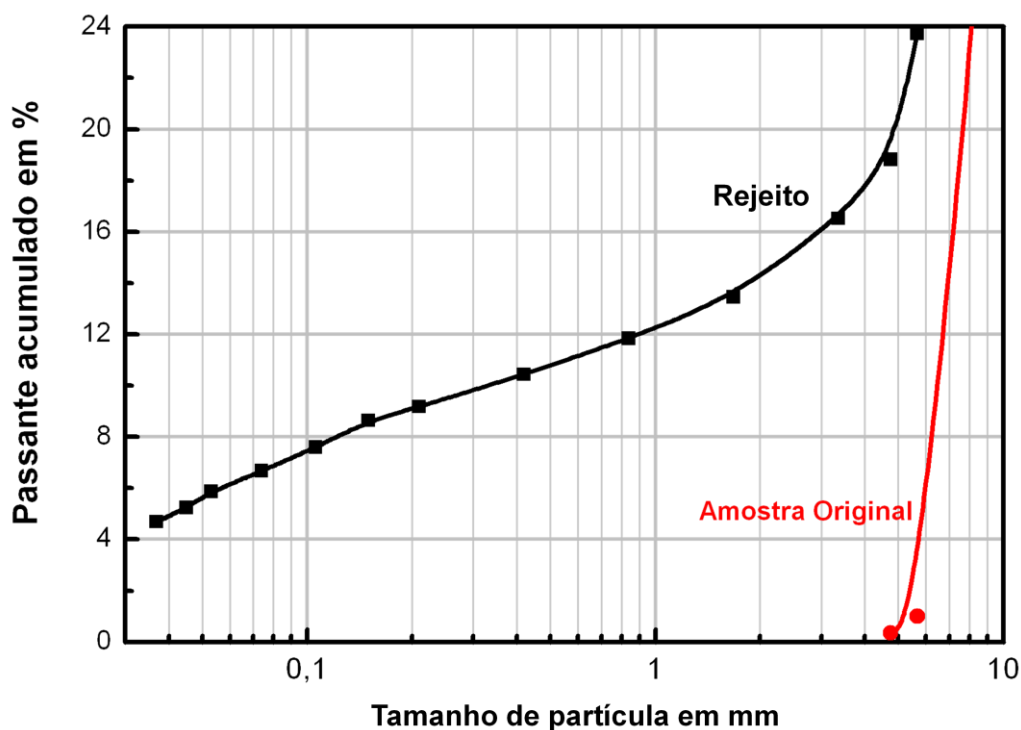


Figura 48. Curva da distribuição granulométrica da amostra original e após tratamento no ensaio em escala piloto.

4.8.2 Índice de Trabalho e Consumo de Energia do Moinho de Bolas (Método de Bond)

Os valores de IT e consumo de energia, respectivamente, para as amostras antes do tratamento e após tratamento foi 15,4 e 14,7 kWh ton⁻¹, respectivamente. A quantidade de energia requerida para diminuir o tamanho das partículas na amostra após tratamento foi menor à demandada na amostra original. Esta redução está na ordem dos sete pontos percentuais, aproximadamente. Estes resultados sugerem a

possibilidade da geração de novas fraturas e/ou agravante das mesmas nas partículas, mostrando, assim, a reprodutibilidade do ensaio.

4.8.3 Recuperação de Cobre da Fração Fina da Amostra após Tratamento por Flotação

Na Tabela 19 é mostrado o balanço metalúrgico da concentração do cobre por flotação da fração fina (partículas < 3,35mm) da amostra após tratamento. Os resultados mostram que é possível obter recuperações de cobre maiores a 90%, e que a falta de flotabilidade das partículas de sulfeto de cobre pode ser atribuída à passivação da superfície desses sulfetos. Dentre as possíveis causas estariam à oxidação superficial das partículas de cobre devido a elas viram de um processo biológico oxidativo e a precipitação de jarosita sobre os minerais formando uma fina camada que impede que o coletor entre em contato com a superfície do mineral.

Tabela 19. Resultados obtidos nos ensaios de flotação preliminar com tempo de moagem de 10 min.

Produto	Massa (%)	Teor Cu (%)	Recup. Cu (%)
Concentrado	31,46	18,0	93,2
Rejeito	68,54	0,6	6,8
Alimentação	100,0	6,1	100,0

5 CONCLUSÕES

A amostra de minério primário de cobre estudada é composta, principalmente, de silicatos tais como: enstatita, diopsídio, anortita, andesina, quartzo, flogopita, hornblenda, clorita e, em menor proporção, magnetita, ilmenita, calcopirita, bornita, covelita, com predominância da calcopirita entre os minerais de cobre. O teor de cobre no minério original é da ordem de 0,6%.

O concentrado de flotação é constituído de calcopirita e bornita, em maior abundância, e de impurezas carregadas do processo de flotação como o talco, clorita, andesina, quartzo, flogopita, enstatita, anortita. O teor de cobre nesse concentrado foi de 29,5%.

A extração de cobre nos ensaios em bancada, utilizando consórcios, em separado, de micro-organismos mesofílicos, termofílicos moderados e termofílicos extremos, após três semanas de ensaio, foi de 55, 59 e 78%, respectivamente, sendo que os testes controles para cada um dos ensaios apresentaram aproximadamente 40% de extração do metal.

Nos ensaios onde foram utilizados os consórcios de micro-organismos em separado, empregando a técnica de Rietveld, foi possível garantir que existe uma queda nas concentrações da calcopirita e bornita e que a clorita é o principal silicato que estaria sofrendo alteração. Os testes do ensaio mesofílico não tiveram uma resposta significativa na alteração mineralógica da amostra.

Além disso, pode-se concluir que houve a formação de jarosita no ensaio com o consorcio de micro-organismos termofílicos extremos nos testes biótico, nativo e abiótico atingindo concentrações de 3,45, 2,87 e 0,89%, respectivamente, no rejeito.

O ensaio de bancada, utilizando a mistura de consórcios mesofílicos e termofílicos, após quatro semanas, atingiu uma recuperação de 57% de cobre. A recuperação de cobre nos ensaios nativo e controle foram de 50 e 47%, respectivamente.

Nos testes onde foi adicionada a mistura de consórcios houve um comportamento parecido aos ensaios empregando consórcios em separado. Houve uma diminuição nas concentrações das espécies minerais carreadoras de cobre (calcopirita e bornita) e a cristalização em precipitação da jarosita. A clorita, novamente, foi o mineral mais afetado pelo processo de biolixiviação.

Os micro-organismos nativos (endógenos) se adaptaram, rapidamente, às condições de ensaio, atingindo resultados de extração de Cu próximos aos dos testes nos quais foi adicionado o inóculo, em particular para o caso do consórcio de termofílicos moderados, o que sugere que eles estão presentes no minério original.

Nos ensaios de bancada, o consórcio de micro-organismos termofílicos foi o que apresentou um melhor desempenho na oxidação dos minerais, quando atuando em separado e em mistura com outros consórcios.

A extração de cobre no ensaio em coluna nos testes biótico e nativo foi de 68 e 61%, respectivamente. Estas recuperações podem ser consideradas como altas já que o tamanho de partículas grosseiras do minério de cobre (5-15 mm) representa uma menor área superficial para atuação dos micro-organismos. Isto demonstra que o método GEOCOAT™ é altamente eficaz.

O ajuste do modelo proposto neste trabalho mostrou-se capaz de descrever, apropriadamente, o fenômeno de quebra de partículas no moinho padrão de barras de Bond, permitindo, portanto, a determinação dos valores do coeficiente de moabilidade das amostras estudadas.

O coeficiente de moabilidade das amostras de minério primário, rejeito do ensaio biótico e rejeito do ensaio nativo foram 7,3, 8,5 e 7,7 g/volta, respectivamente, para o ensaio de Bond no moinho de barras, calculados a partir da simulação com malha de trabalho de 0,600 mm.

Os Índices de Trabalho determinados a partir da equação de Bond para moinho de barras, com malha de trabalho de 0,600 mm, foram 10,4, 9,2 e 10,2 kW.ton⁻¹ para as amostras de minério primário, e os rejeitos, biótico e nativo, respectivamente.

O ensaio que apresentou melhor desempenho na extração de cobre e fragilização da rocha (minério primário de cobre) foi o teste em coluna do ensaio Biótico (adição de mistura de consórcios mesofílicos e termofílicos) com uma redução no Índice de Trabalho e do consumo de energia de 12,26% e 8,42 %, respectivamente, quando comparados aos obtidos com o minério original.

No ensaio em escala piloto, a amostra de rejeito após tratamento bio-oxidativo conseguiu reduzir o IT no moinho de bolas, com malha de trabalho de 0,150 mm, de 15,4 da amostra original para 14,7 kW ton⁻¹. Isto representa uma ordem de sete por cento, aproximadamente, na redução do consumo de energia no equipamento.

A viabilidade técnica da recuperação dos sulfetos de cobre do rejeito da coluna piloto de biolixiviação foi avaliada com sucesso. Com um tempo inicial de moagem de 10 minutos, foram alcançadas recuperações de cobre acima de 92%, gerando rejeitos com teores abaixo de 0,6% de Cu.

Os resultados discutidos anteriormente sugerem que o tratamento biológico/oxidativo, pode gerar novas fraturas e/ou intensificar as já existentes nas partículas da amostra. Este efeito pode ser produzido pela ação de alteração causada pelo tratamento.

O tratamento proposto neste estudo, mediante o uso de consórcios mesófilos e termófilos, foi adequado na extração eficaz do cobre contido na amostra de minério primário de sulfetos de cobre, bem como na fragilização do minério. Portanto, esta rota processual seria capaz de aumentar a recuperação de cobre de um minério primário que responde mal aos processos de concentração e extração tradicionais.

6 RECOMENDAÇÕES

Realizar uma avaliação econômica detalhada do processo de beneficiamento proposto neste estudo para minérios de baixos teores de cobre que inclua o levantamento de informação de custo, preços e produção, incluindo visitas de campo.

Recomenda-se que o rejeito da coluna de biolixiviação entre no circuito de beneficiamento da planta da MCSA na alimentação na etapa de moagem e, dessa forma, livrar as partículas de sulfeto de cobre da camada de jarosita para que seja possível a flotação das mesmas.

Sugere-se um estudo mais detalhado do processo de flotação dessa amostra. Seria interessante que o produto da flotação *rougher* passe por uma ou mais etapas de limpeza (*cleaner*) e, dessa forma, avaliar a influência dessas partículas passivadoras dos sulfetos minerais no circuito de beneficiamento.

Visando aumentar as recuperações de cobre se recomenda realizar novos ensaios de flotação em bancada para gerar um diagnóstico do processo da MCSA, bem como devem ser testados outros tipos de reagentes, amostrando cada uma das etapas, monitorando os teores de cobre e avaliando o comportamento dos minerais da ganga durante o processo.

Efetuar uma análise estrutural das partículas antes e após tratamento biológico empregando a técnica de Micro-tomografia de Raios X de alta resolução (*High Resolution X-Ray Micro-Tomography*) para poder examinar o dano produzido nas partículas com respeito à formação de novas fraturas ou intensificação das já existentes.

Sugere-se a realização de novos ensaios de biolixiviação empregando o próprio minério primário britado em moinho de rolos de alta pressão com o intuito de aumentar as recuperações do cobre lixiviado.

Finalmente, recomenda-se realizar um sequenciamento das amostras nos ensaios de biolixiviação para identificar quais as espécies de micro-organismos que estão presentes no minério de cobre.

7 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ABNT NBR ISO 4701:2009, Minérios de ferro e pré-produzidos – **Determinação da distribuição granulométrica por peneiramento**, ABNT/CB-41, Minérios de Ferro, 39 p., 2009.

ABNT NBR 8079:2005, Ácido clorídrico - **Determinação de ferro** - Método espectrofotométrico visível com ortofenantrolina (método A) e tiocianato de potássio (método B), ABNT/CB-10, Minérios de Ferro, 7 p., 2005.

ANDRADE G., REZENDE F., MEDEIROS P. Instalação da Célula Flash na Mineração Caraíba, In: **Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa**, 19 Anais, 2002, pp. 259-265.

ANDRADE, M., CUNHA, L., GRANDA, G. O Cobre Brasileiro em Ascensão no Cenário Mundial. 2001, **BNDES Setorial**, Rio de Janeiro, 2001, n. 13, p. 65-94.

ARSLAN, C. and ARSLAN, F., Thermochemical Review of jarosite and Goethite stability regions at 25 and 95 0C. **Turkish Journal of Engineering & Environmental Sciences**, 2003, v. 27, p. 45-52.

AUSTIN, L.G., KLIMPEL, R.R., LUCKIE, P.T., 1984, “Process Engineering of Size Reduction: Ball Milling”, **AIME, Society for Mining, Metallurgy and Exploration**, New York, USA.

AUSTIN, L., CONCHA, F. **Diseño y Simulación de Circuitos de Molienda y Clasificación**, CYTED, Curso, 1993, p. 392.

BARRETO, J. G. **Caracterização Tecnológica dos Minérios de Cobre de Boa e Baixa Recuperação por Flotação do Depósito da Caraíba – BA**. 2008, 69f. Orientadores: Porto, C. G. e Sobral, L. G. Dissertação (Mestrado em Geologia). Programa de Pós-graduação em Geologia, Universidade Federal de Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, 2008.

BARRETO, J. G., NEUMANN, R., PORTO, C. G., SOBRAL, L. G.. **Caracterização Superficial de Partículas de Sulfeto de Cobre de Procedência de MCSA**. 2009, 20f. Relatório Técnico elaborado para Mineração Caraíba S. A., CETEM, Rio de Janeiro, 2009.

BARRETO, J. G., PORTO, C. G., SOBRAL, L. G. Cominuição Bio-assistida na Melhoria do Processo de Flotação. In: **XXIII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa**, 23 Anais, 2009, v. 2, p. 161-166.

BARRIOS, G. P. **Estudo da Quebra de Leitões de Partículas Aplicado à Modelagem Generalizada da Cominuição**. 2010. 108f. Orientador: Tavares, L. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Materiais).- COPPE, Universidade Federal de Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, 2010.

BOND, F. The Third theory of comminution. **Transactions SME/AIME**, v.193. 1952, p. 484-494.

BREWIS, T. Extracción de metales por oxidación bacteriana. **MINING**, 1996.

BRICKETT, L., HAMMACK, R., EDENBORN, H. Comparison of methods used to inhibit bacterial activity in sulfide ore bioleaching studies. **Hydrometallurgy**, v. 39, 1995, p. 293-305.

BROCK, T. D., BROCK, K., BELLY, R., WEISS, R. *Sulfolobus*: a new genus of sulfur-oxidizing bacteria living at low pH and high temperature. **Archives of Microbiology**, v. 84, 1972, p. 54-68.

BROCK, T. The Thermophiles: General, molecular, and applied microbiology. **John Wiley & Sons**, USA, 1986.

CODELCO, **El cobre**, Codelco Chile, 2011, disponível em: <http://www.codelco.cl/cu_zonacobre/fr_zona.html>. Acessado: 2 ago. 2011.

CRUNDWELL, F. K. How do bacteria interact with minerals. In: CIMINELLI, V. S. T.; GARCIA JR., O., Eds. **Biohydrometallurgy**: fundamental, technology and sustainable development, part A: bioleaching, microbiology and molecular biology. Amsterdam: Elsevier, 2001. p. 149-157.

DAVIS, M. **Acquisition of Prodeco Preliminary Annual Results**. 2009. Xstrata. Disponível em:<<http://www.xstrata.com/publications/financialreportsandresults/2008/>>. Acessado: 16 fev. 2009.

DEVECI, H., AKCIL, A. ALP, A., Bioleaching of complex zinc sulphides using mesophilic and thermophilic bacteria: comparative importance of pH and iron. **Hydrometallurgy**, 2004, v. 73, 3-4, 293–303.

DOE, Mining Industry of the Future Fiscal Year 2004, Annual Report, Industrial Technologies Program, US Department of Energy, Energy Efficiency and Renewable Energy, feb. 2005.

DOPSON, M., LÖVGREN, L. & BOSTRÖM, D. Silicate mineral dissolution in the presence of acidophilic microorganisms: implications for heap leaching. **Hydrometallurgy**, v. 96, 2009. p. 288-293.

DOPSON, M., LINDSTROM, E. B. Potential role of *Thiobacillus caldus* in arsenopyrite bioleaching. **Applied Environmental Microbiolog.** v. 65, 1999, p. 36-40.

EDWARDS, K., BOND, P. & BANFIELD, J. Characteristics of attachment and growth of thiobacillus caldus on sulphide minerals: a chemotactic response to sulphur minerals?. **Environmental Microbiology**, v. 2, 2000, p. 324-332.

ESTEBAN, M.; DOMIC, M., **Hidrometalurgia** - Fundamentos, Procesos y Aplicaciones. Miguel & Mihovilovic. Chile, 2001.

FERNANDES, J. **Química analítica quantitativa**, São Paulo: Hemuseditora Limitada, [s.d], 365 p.

FARIAS J. G. 2009, Desenvolvimento de Estudos para Elaboração do plano Duodecenal (2010 - 2030) de Geologia Mineração e Transformação Mineral, 69 p., Disponível em: <http://www.mme.gov.br/sgm/galerias/arquivos/plano_duo_decenal/a_mineracao_brasileira/P14_RT23_Perfil_da_Minerao_de_Cobre.pdf>. Acessado: 13 mar. 2012.

FUERSTENAU, D., W., PHATAK, P., B., KAPUR P., C., ABOUZEID, A.-Z., M. Simulation of the grinding of coarse fine (heterogeneous) systems in a ball mill. **International Journal of Mineral Processing**, v 99, 32-38, 2011.

GEOCOAT, 2011, **Gecoat Process overview**, Disponível em: <<http://www.geobiotics.com/gecoat/process-overview.html>>. Acessado: 9 fev. 2011.

HAN, C. Physiological Studies of Extremely Thermoacidophilic Microorganisms under Normal and Stressed Conditions. Dissertação (Mestrado). Graduate Faculty of North Carolina State University, USA, 1998.

HARVEY, T.; MERWE, W., VAN DER; AFEWU, K. The application of the GeoBiotics Geocoat biooxidation thechnology for the treatment of sphalerite at Kumba Resource's – Rosh Pinah Mine. **Minerals Engineering**, 15, 2002, p. 823-829.

HOLT, J.; KRIEG, N. Bergey's Manual of Determinative Bacteriology, 1994, Willians & Wilkins, USA.

JOST, H., BROD, J. Geologia do Cobre. In: SCHOBENHAUS, C., COELHO, C., Eds. **Principais Depósitos Minerais do Brasil**, Departamento Nacional de Produção Mineral, Brasília, v. 3, 1988, p. 3-9.

KELLY, R., BROWN, S. Enzymes from high temperature microorganisms. **Current Opinion in Biotechnology**, v. 4, 1993, p. 188-193.

KELLY, R., PEEPLES, T., HALIO, S., RINKER, K., DUFFAUD, G. Extremely thermophilic microorganisms: metabolic strategies, genetic characteristics and biotechnological potential. **New York Academy of Science**, v. 745, 1994, p. 409-425.

KING, R. **Modeling and simulation or mineral processing systems**. 2001, Butterworth-Heinemann, Reino Unido, ISBN 0 7506 4884 8.

LACERDA C. **Contribuição à Gênese da Mineralização de Cobre de Caraíba, Bahia: Relações Estruturais e Paragenéticas**, Orientador: Ardemirio de Barros Silva 1995, 140p. Dissertação (Mestrado em Metalogênese), Geociências, Universidade Estadual de Campinas, 1995.

LIMA, R. **Biolixiviação de Concentrado de Flotação de Sulfetos de Cobre**. 2006. 90f. Orientadores: Leite, S. e Sobral, L. Dissertação (Mestrado em Tecnologia de Processos Químicos e Bioquímicos).-Escola de Química, Universidade Federal de Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, 2006.

LME, **LME Copper**. 2012. London Metal Exchange (LME). Disponível em: <<http://www.lme.com/copper.asp>>. Acessado: 13 mar. 2012.

LORENZO, P., GÓMEZ, E., SILÓNIZ, M., BALLESTER, A., PEREIRA, J., 1997, Chalcopyrite bioleaching and thermotolerance of three acidophilic, ferro-oxidising bacterial isolates. **Biotechnology Letters**, v. 19, 12, p. 1197-1200.

MOUSAVI, S., YAGAHMAEI, S., VOSSOUGHEI, M., JAFARI, A. Efficiency of copper bioleaching of two Mesophilic and thermophilic bacteria isolated from chalcopyrite concentrate of Keeman-Yazd Regions in Iran. Sharif University of technology, Scientia Iranica, 2007, v. 14, 2, p. 180-184.

MOSHER, J.B., TAGUE, C.B., 2001. Conduct and precision of the bond grindability testing. **Minerals Engineering**, v. 14, 10, p.1187-1197.

MUÑOZ, A.; BALLESTER, A.; GONZÁLEZ, F. et al A study of the bioleaching of a Spanish uranium ore. Part II: Orbital shaker experiments. **Hydrometallurgy**, v. 38, 1995, p. 59 - 78.

NORGATE, T., JAHANSHAH, S. Low grade ores – Smelt, leach or concentrate?. **Minerals Engineering**, v. 23, 2010, p. 65–73.

NORRIS, P. Acidophilic bacteria and their activity in mineral sulfide oxidation. *Microbial Mineral Recovery*. 1990, New York, McGraw-Hill, p. 3-27.

OLIVEIRA, E. **Novos Conceitos Sobre o Complexo Máfico-Ultramáfico Cuprífero da Mina de Caraíba**, Bahia, Revista Brasileira de Geociências, São Paulo, v. 19, v. 4, 1989, p. 449-461.

OLIVEIRA, E. **Pretogenesis of mafic-ultramafic rocks from the precambrian Curaçá Terrene, Brazil**, 1990, 287f. Tese (Ph. D. Thesis), University of Leicester, Leicester, Reino Unido, 1990.

OLSON, G., BRIERLEY, J., BRIERLEY, C. 2003. Bioleaching review B:Processing in bioleaching: applications of microbial processes by the minerals industries. **Applied Microbiological Biotechnology**, v. 63, p. 249-257.

POOL, R.. Pushing the envelope of life. **Science**. v. 247, 1996, p. 158-160.

PROCOBRE, **O cobre na historia**, 2011 disponível em: <<http://www.procobre.org/pr/documentos.html>>. Acessado: 2 ago. 2011.

RAWLINGS, D. E.. Characteristics and adaptability of iron- and sulfur-oxidizing microorganisms used for the recovery of metals from minerals and their concentrates. *Microbial Cell Factories*, 2005. Disponível em: <www.unipotsdam.de>

RAWLINGS, D. E; CORAM, N. J; GARDNER, M. N. DEANE SM. 1999. In: AMILS, R., BALLESTER, A., Eds. **Biohydrometallurgy and the environment toward the mining of the 21st century**. Proceedings of the International Biohydrometallurgy Symposium IBS-99, El Escorial, Spain. Elsevier, Amsterdam, Part A, p. 777-786.

REZENDE, F. **Estudo Geometalúrgico Sill Pilar e Painel 7**. 2004. 189f Relatório Interno elaborado para Mineração Caraíba S.A., Bahia, 2004.

REZENDE F. Flotação do Cobre na Mineração Caraíba S.A. In: CHAVES, A., Ed. **Flotação “O Estado do Arte no Brasil”, Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**, São Paulo, v. 4, 1 edição, 2006, p. 157-176.

RIBEIRO, J. S. **Cobre**. 2008. Departamento Nacional de Produção Mineral. Disponível em:
<www.dnpm.gov.br/assets/galeriaDocumento/SumarioMineral2007/cobre_SM2007.doc
> Acessado: 12 fev. 2009.

RIBEIRO, J. S. **Cobre**. 2011. Departamento Nacional de Produção Mineral. Disponível em:
https://sistemas.dnpm.gov.br/publicacao/mostra_imagem.asp?IDBancoArquivoArquivo=6367>. Acessado: 12 mar. 2012.

RODRIGUEZ, A. **Mineração de Metais não Ferrosos**, Economia Mineral do Brasil-2009, eds. Rodriguez, A. Brasília, DNPM, 2009, p. 216-235. Disponível em:<<http://www.dnpm.gov.br/conteudo.asp?IDSecao=68>>. Acessado: 04 fev. 2011.

RODRÍGUEZ, Y.; BALLESTER, A.; BLÁZQUEZ, F.; GONZÁLEZ, F.; MUÑOZ, J. A. New information on the pyrite bioleaching mechanism at low and high temperature. **Hydrometallurgy**, v. 71, 2003, p. 37-46.

ROHWERDER, T.; GEHRKE, T.; KINZLER, K.; SAND, W. 2003. Bioleaching review part A: Progress in bioleaching: fundamentals and mechanisms of bacterial metal sulfide oxidation. **Applied Microbiological Biotechnology**, 63: p. 239-248.

ROWLAND, C. **Bond Method for Selection of Ball Mills**. 2006, Advances in comminution, eds. Kawatra, K. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, INC. (SME), United State, 2006, p. 385-397.

SAMPAIO, J., CARVALHO, E., ANDRADE, D. Cobre Caraíba.Inc: SAMPAIO, J., DA LUZ, A., LINS, F., **Usinas de Beneficiamento de Minérios do Brasil**, 2002, p. 253-261.

SAND, W.; GEHRKE, T.; HALLMANN, R.; SCHIPPERS, A. Sulfur chemistry biofilm, and the indirect attack mechanism, a critical evaluation of bacterial leaching. **Applied Microbiology Biotechnology**, v. 43, p. 961-996, 1995.

SANTELLI, C., WELCH, S., WESTRICH, H. & BANFIELD, F. The effect of Fe-oxidizing bacteria on Fe-silicate mineral dissolution. **Chemical Geology**, v. 180, p. 99-115, 2001.

SCHIPPERS, A., SAND, W. Bacterial leaching of metal sulfides proceeds by two indirect mechanisms via thiosulfate or via polysulfides and sulfur. **Applied Microbiology Biotechnology**, v. 65, 1997, p. 319-321.

SCHIPPERS, A., ROHWERDER, T. AND SAND, W., Intermediary sulfur compounds in pyrite oxidation: implications for bioleaching and biodepyritization of coal. **Applied Microbiology Biotechnology**, 1999, 52 (1), 104–110.

SCHOENERT, K., Role of fracture physics. **Understanding Comminution Phenomena**. Transactions AIME, 252, 1972, p. 21–26.

SEGERER, A., NEUNER, A., KRISTJANSSON, J., STETTER, K. *Acidianus infernus* gen. nov., sp. nov. and *Acidianus brierleyi* comb. nov.: facultatively aerobic, extremely acidophilic thermophilic sulfur-metabolizing archaeobacteria. **International Journal of Systematic and Evolutionary Microbiology**, v. 36, 1986, p. 559-564.

SILVA F., CAVALCANTE P., SÁ E., SILVA L., MACHADO J., Depósito de Cobre de Caraíba e o Distrito Cuprífero do Vale do Rio Curaçá, Bahia. In: SCHOBENHAUS, C. e COELHO C., Eds. **Principais Depósitos Minerai s do Brasil**, Departamento Nacional de Produção Mineral, Brasília, v. 3, 1988, p. 11-31.

SILVERMAN, M. P.; Mechanism of bacterial pyrite oxidation. **Journal of Bacteriology**, v. 94, p. 1046-1051, 1967.

SMITH, E.W.; MISRA, M. Mineral Bioprocessing, Univ. Nevada, USA, 1991, p. 498.

SHOJI, K., AUSTIN, L., A Model for Batch Rod Mill. **Powder Technology**, 10, 1974, p.29-35.

STETTER, K. Order III. *Sulfolobales* ord. nov. **Bergey's Manual of Systematic Bacteriology**. v. 3, 1989, p. 2250-2253.

SUZUKI, I. Microbial leaching of metals from sulfide minerals. **Biotechnology Advances**, Department of Microbiology, University of Manitoba, Winnipeg, Canada, v. 19, 2001, p. 119-132.

TAKAMATSU, A. **Avaliação da Biolixiviação de Metais Pesados por Bactérias do Gênero *Thiobacillus* em Lodos Biológicos para Utilização Agrícola com Fertilizantes**. 1995. Dissertação (Mestrado em Ciências do Solo) - Setor de Ciências Agrárias, Universidade Federal do Paraná, Paraná, 1995.

TAVARES, L. **Operações Unitárias em Processamento Mineral**. Apostila do Curso de Processamento de Recursos Minerais, PEMM/COPPE, Universidade Federal de Rio de Janeiro, 2005, p.144.

TAVARES, L. M., CARVALHO, M. R., BARRETO, J. G. Simulating the bond roll mill grindability test. **Minerals Engineering**, 2011, doi:10.1016/j.mineg.2011.10.015.

TROMANS, D. Mineral Comminution: Energy efficiency considerations. **Minerals Engineering**, v. 21, 2008, p. 613-620.

WATLING H. R. The bioleaching of sulphide minerals with emphasis on copper sulphides - A review. **Hydrometallurgy**, v 84, 2006, p. 81-108.

WILLS, B. **Mineral Processing Technology**. Butterworth-Heinemann, Reino Unido, 1997, ISBN 0 7506 2838 3.

YAP, R., SEPULUDE, J. & JAUREGUI, R. Determination of the Bond work index using an ordinary laboratory batch ball mill. In: Mular, A.L. (Ed.), Design and Installation of Comminution Circuits. AIME, **Society for Mining, Metallurgy and Exploration**. New York-USA, 1982, p. 176-203.

ZHEN, S., QIN, W., YAN, Z., ZHNAG, Y., WANG, J., REN, L., 2008, Bioleaching of low grade nickel sulfide mineral in column reactor, Transactions of Nonferrous Metals Society of China, v. 18, p. 1840-1484.

ZILLIG, W., STETTER, K., WUNDERL, W., SCHULZ, W., PRIESS, H., SCHOLZ, I. The *Sulfolobus*- "*Caldariella*" group: taxonomy on the basis of the structure of DNA-dependent and RNA-polymerases. **Archives of Microbiology**, v 125, 1980, p. 259-269.

ZILLIG, W., YEATS, S., HOLZ, I., BÖCK, A., RETTENBERGER, M., GROPP, F., SIMON, G. *Desulfurolobus ambivalens*, gen. nov., sp. nov., an autotrophic archaeobacterium facultatively oxidizing or reducing sulfur. System. **Applied Microbiology Biotechnology**, v.8, 1986, p. 197-203.

8 ANEXOS

ANEXO 1 – Dados dos ensaios em bancada.

Onde os códigos correspondem aos seguintes ensaios:

A_{controle}, B_{controle}, C_{controle} e 3: ensaio nativo dos micro-organismos mesofílicos, termofílicos moderados, termofílicos extremos e mistura dos três consórcios, respectivamente.

A1 e A2, B1 e B2, C1 e C2, 1 e 2: duplicata dos ensaios bióticos dos micro-organismos mesofílicos, termofílicos moderados, termofílicos extremos e mistura dos três consórcios, respectivamente.

EA, EB, EC e E6: ensaios abiótico dos consórcios em separado e da mistura dos três consórcios.

Dia	Codigo	Reposição MKM 0,2M (ml)	pH inicial	Gasto H2SO4 (gotas)	H2SO4 (g)	H2SO4 Acum. (g)	pH final	Eh (mV)	Eh Referencia (mV)	Amostragem	Fe(II) (g/l)	Fe(T) (g/l)	Cu (g/l)	Observações
1	Acontrole	0	2.56	8	0.19	0.19	1.75	317	537	Não	-	-	-	
1	3	0	2.92	7	0.17	0.17	1.76	384	604	Não	-	-	-	
1	A1	0	2.56	8	0.19	0.19	1.75	490	710	Não	-	-	-	
1	A2	0	2.63	8	0.19	0.19	1.72	481	701	Não	-	-	-	
1	1	0	1.93	3	0.07	0.07	1.72	521	741	Não	-	-	-	
1	2	0	1.94	3	0.07	0.07	1.75	534	754	Não	-	-	-	
1	Bcontrole	0	3.58	8	0.19	0.19	1.76	288	508	Não	-	-	-	
1	B1	0	2.66	6	0.15	0.15	1.73	459	679	Não	-	-	-	
1	B2	0	2.09	3	0.07	0.07	1.77	491	711	Não	-	-	-	
1	Ccontrole	0	2.65	5	0.12	0.12	1.56	362	582	Não	-	-	-	
1	C1	0	1.94	2	0.05	0.05	1.76	410	630	Não	-	-	-	
1	C2	0	1.9	2	0.05	0.05	1.68	439	659	Não	-	-	-	
2	Acontrole	1.4	3.59	15	0.37	0.56	1.73	381	601	Não	-	-	-	
2	3	0.4	2.44	10	0.24	0.41	1.74	389	609	Não	-	-	-	
2	A1	0.2	2.39	10	0.24	0.44	1.75	593	813	Não	-	-	-	
2	A2	1.6	2.25	10	0.24	0.44	1.76	571	791	Não	-	-	-	
2	1	0.4	2.21	12	0.29	0.37	1.74	614	834	Não	-	-	-	
2	2	2.2	2.2	12	0.29	0.37	1.72	618	838	Não	-	-	-	
2	Bcontrole	1.8	2.55	9	0.22	0.41	1.74	385	605	Não	-	-	-	
2	B1	2	2.26	5	0.12	0.27	1.74	477	697	Não	-	-	-	
2	B2	1.9	2.3	4	0.10	0.17	1.75	487	707	Não	-	-	-	
2	Ccontrole	3.7	2.52	9	0.22	0.34	1.66	415	635	Não	-	-	-	
2	C1	6.6	1.86	1	0.02	0.07	1.77	513	733	Não	-	-	-	
2	C2	6.6	1.83	1	0.02	0.07	1.7	519	739	Não	-	-	-	
3	Acontrole	0.2	1.63	0	0.00	0.56	1.63	396	616	Sim	0.295	0.273	0.162	
3	3	0	1.68	0	0.00	0.41	1.68	371	591	Sim	0.281	0.297	0.187	
3	A1	0.1	1.89	6	0.15	0.58	1.74	648	868	Sim	0.015	0.38	0.316	
3	A2	0	1.94	8	0.19	0.63	1.73	619	839	Sim	n.d.	0.35	0.273	
3	1	0.6	2.17	25	0.61	0.97	1.77	658	878	Sim	n.d.	0.788	0.311	
3	2	0	2.02	20	0.49	0.85	1.77	630	850	Sim	n.d.	0.859	0.335	
3	Bcontrole	1.9	1.76	0	0.00	0.41	1.76	372	592	Sim	0.264	0.26	0.193	
3	B1	1.4	2.46	22	0.54	0.80	1.77	479	699	Sim	0.098	0.218	0.395	
3	B2	1.5	2.28	20	0.49	0.66	1.78	480	700	Sim	0.100	0.212	0.368	
3	Ccontrole	4.4	1.71	0	0.00	0.34	1.71	412	632	Sim	0.294	0.343	0.203	
3	C1	5.3	2.46	20	0.49	0.56	1.78	501	721	Sim	0.029	0.0722	0.384	
3	C2	6.1	2.4	25	0.61	0.68	1.77	506	726	Sim	0.033	0.0811	0.442	
4	Acontrole	0.8	1.97	20	0.49	1.05	1.78	366	586	Não	-	-	-	
4	3	1.2	2.13	25	0.61	1.02	1.79	374	594	Não	-	-	-	
4	A1	0.5	2.07	25	0.61	1.19	1.78	587	807	Não	-	-	-	
4	A2	0.6	2.00	25	0.61	1.24	1.77	596	816	Não	-	-	-	
4	1	0.5	1.9	15	0.37	1.34	1.77	652	872	Não	-	-	-	
4	2	0.4	1.84	8	0.19	1.05	1.78	653	873	Não	-	-	-	
4	Bcontrole	2	2.48	30	0.73	1.14	1.77	418	638	Não	-	-	-	
4	B1	1.6	2	20	0.49	1.29	1.77	500	720	Não	-	-	-	
4	B2	1.6	2	20	0.49	1.14	1.78	511	731	Não	-	-	-	
4	Ccontrole	6.4	2.7	40	0.97	1.31	1.78	414	634	Não	-	-	-	
4	C1	5.2	2.13	30	0.73	1.29	1.79	556	776	Não	-	-	-	
4	C2	6.6	2.08	30	0.73	1.41	1.78	568	788	Não	-	-	-	
5	Acontrole	0	1.7	0	0.00	1.05	1.7	393	613	Não	-	-	-	
5	3	0	1.72	0	0.00	1.02	1.72	372	592	Não	-	-	-	
5	A1	0	1.63	0	0.00	1.19	1.63	596	816	Não	-	-	-	
5	A2	0	1.62	0	0.00	1.24	1.62	610	830	Não	-	-	-	
5	1	0	1.58	0	0.00	1.34	1.58	671	891	Não	-	-	-	
5	2	0	1.6	0	0.00	1.05	1.6	660	880	Não	-	-	-	
5	Bcontrole	0	1.6	0	0.00	1.14	1.6	436	656	Não	-	-	-	
5	B1	0.3	1.59	0	0.00	1.29	1.59	540	760	Não	-	-	-	
5	B2	0	1.58	0	0.00	1.14	1.58	565	785	Não	-	-	-	
5	Ccontrole	8	1.65	0	0.00	1.31	1.65	421	641	Não	-	-	-	(+8 ml de MKM para FDS)
5	C1	9.2	1.57	0	0.00	1.29	1.57	580	800	Não	-	-	-	(+9,2ml de MKM para FDS)
5	C2	12.3	1.56	0	0.00	1.41	1.56	591	811	Não	-	-	-	(+12,3 ml de MKM para FDS)
8	Acontrole	0	1.78	2	0.18	1.23	1.74	411	631	sim	0.395	0.35	0.285	
8	3	0.6	1.81	4	0.36	1.39	1.75	380	600	sim	0.390	0.486	0.358	Aumento de T a 50 C
8	A1	0.6	1.79	2	0.18	1.38	1.75	641	861	sim	n.d.	0.57	0.475	
8	A2	0.5	1.76	0	0.00	1.24	1.76	644	864	sim	n.d.	0.55	0.415	
8	1	0.7	1.74	0	0.00	1.34	1.74	675	895	sim	n.d.	1.100	0.516	Aumento de T a 50 C
8	2	0.4	1.77	0	0.00	1.05	1.77	671	891	sim	n.d.	0.964	0.450	Aumento de T a 50 C
8	Bcontrole	4.9	1.83	5	0.46	1.60	1.76	581	801	sim	n.d.	0.558	0.536	
8	B1	4.7	1.78	2	0.18	1.47	1.74	619	839	sim	n.d.	0.615	0.548	
8	B2	5.3	1.78	2	0.18	1.33	1.74	616	836	sim	n.d.	0.586	0.546	
8	Ccontrole	2.8	1.94	10	0.91	2.23	1.75	430	650	sim	0.393	0.734	0.587	(+2,8 ml de MKM)
8	C1	11.1	1.77	0	0.00	1.29	1.77	600	820	sim	n.d.	0.792	0.714	(+10 ml de MKM)
8	C2	6.8	1.78	0	0.00	1.41	1.78	617	837	sim	n.d.	0.724	0.729	(+5 ml de MKM)

Dia	Codigo	Reposição MKM 0,2M (ml)	pH inicial	Gasto H2SO4 (gotas)	H2SO4 (g)	H2SO4 Acum. (ml)	pH final	Eh (mV)	Eh Referencia (mV)	Amostragem	Fe(II) (g/l)	Fe(T) (g/l)	Cu (g/l)	Observações
10	Acontrole	1.5	1.82	1	0.09	1.32	1.77	396.00	616	não	-	-	-	
10	3	3.8	1.76	0	0.00	1.39	1.76	435.00	655	não	-	-	-	
10	A1	0.7	1.75	0	0.00	1.38	1.75	615.00	835	não	-	-	-	
10	A2	1	1.75	0	0.00	1.24	1.75	612.00	832	não	-	-	-	
10	1	3.6	1.72	0	0.00	1.34	1.72	669.00	889	não	-	-	-	
10	2	3.7	1.77	0	0.00	1.05	1.77	645.00	865	não	-	-	-	
10	Bcontrole	3.6	1.67	0	0.00	1.60	1.67	597.00	817	não	-	-	-	
10	B1	3.4	1.72	0	0.00	1.47	1.72	618.00	838	não	-	-	-	
10	B2	4	1.74	0	0.00	1.33	1.74	625.00	845	não	-	-	-	
10	Ccontrole	7.6	1.73	0	0.00	2.23	1.73	438.00	658	não	-	-	-	(+5ml de MKM)
10	C1	12.2	1.74	0	0.00	1.29	1.74	633.00	853	não	-	-	-	(+10ml de MKM)
10	C2	12.9	1.72	0	0.00	1.41	1.72	625.00	845	não	-	-	-	(+10ml de MKM)
12	Acontrole	0	1.73	0	0.00	1.32	1.73	435.00	655	não	-	-	-	(+1ml)
12	3	0	1.87	5	0.46	1.84	1.76	598.00	818	não	-	-	-	(+1ml)
12	A1	0	1.74	0	0.00	1.38	1.74	624.00	844	não	-	-	-	(+1ml)
12	A2	0	1.74	0	0.00	1.24	1.74	656.00	876	não	-	-	-	(+1ml)
12	1	0	1.75	0	0.00	1.34	1.75	676.00	896	não	-	-	-	(+5ml de MKM)
12	2	0	1.82	2	0.18	1.23	1.78	669.00	889	não	-	-	-	(+5ml de MKM)
12	Bcontrole	0	1.74	0	0.00	1.60	1.74	613.00	833	não	-	-	-	(+5ml de MKM)
12	B1	0	1.77	0	0.00	1.47	1.77	623.00	843	não	-	-	-	(+5ml de MKM)
12	B2	0	1.76	0	0.00	1.33	1.76	621.00	841	não	-	-	-	(+5ml de MKM)
12	Ccontrole	0	1.77	0	0.00	2.23	1.77	474.00	694	não	-	-	-	(+10ml de MKM)
12	C1	0	1.68	0	0.00	1.29	1.68	617.00	837	não	-	-	-	(+10ml de MKM)
12	C2	0	1.68	0	0.00	1.41	1.68	637.00	857	não	-	-	-	(+10ml de MKM)
15	Acontrole	0.2	1.77	0	0.00	1.32	1.77	591.00	811	sim	n.d.	0.534	0.406	
15	3	2.8	1.74	0	0.00	1.84	1.74	625.00	845	sim	n.d.	0.719	0.612	
15	A1	1.3	1.71	0	0.00	1.38	1.71	664.00	884	sim	0.004	0.674	0.545	
15	A2	1.8	1.70	0	0.00	1.24	1.70	669.00	889	sim	n.d.	0.649	0.472	
15	1	3	1.68	0	0.00	1.34	1.68	679.00	899	sim	0.006	1.300	0.607	
15	2	1.2	1.71	0	0.00	1.23	1.71	663.00	883	sim	n.d.	1.300	0.604	
15	Bcontrole	3.7	1.64	0	0.00	1.60	1.64	615.00	835	sim	n.d.	0.659	0.661	
15	B1	3.1	1.65	0	0.00	1.47	1.65	621.00	841	sim	n.d.	0.708	0.675	
15	B2	3.7	1.67	0	0.00	1.33	1.67	623.00	843	sim	0.005	0.685	0.67	
15	Ccontrole	10.8	1.72	0	0.00	2.23	1.72	610.00	830	sim	n.d.	0.542	0.735	
15	C1	16.3	1.75	0	0.00	1.29	1.75	632.00	852	sim	n.d.	0.504	0.715	
15	C2	13.7	1.72	0	0.00	1.41	1.72	640.00	860	sim	n.d.	0.527	0.744	
17	Acontrole	1.5	1.78	0	0.00	1.32	1.78	625.00	845	não	-	-	-	(+1ml)
17	3	4	1.73	0	0.00	1.84	1.73	622.00	842	não	-	-	-	(+1ml)
17	A1	0.9	1.77	0	0.00	1.38	1.77	666.00	886	não	-	-	-	(+1ml)
17	A2	1.1	1.77	0	0.00	1.24	1.77	673.00	893	não	-	-	-	(+1ml)
17	1	4.2	1.68	0	0.00	1.34	1.68	677.00	897	não	-	-	-	(+5ml de MKM)
17	2	4.1	1.71	0	0.00	1.23	1.71	646.00	866	não	-	-	-	(+5ml de MKM)
17	Bcontrole	4.9	1.72	0	0.00	1.60	1.72	611.00	831	não	-	-	-	(+5ml de MKM)
17	B1	3.6	1.72	0	0.00	1.47	1.72	617.00	837	não	-	-	-	(+5ml de MKM)
17	B2	3.6	1.68	0	0.00	1.33	1.68	622.00	842	não	-	-	-	(+5ml de MKM)
17	Ccontrole	7.3	1.71	0	0.00	2.23	1.71	610.00	830	não	-	-	-	(+10ml de MKM)
17	C1	12.8	1.71	0	0.00	1.29	1.71	655.00	875	não	-	-	-	(+10ml de MKM)
17	C2	15.9	1.67	0	0.00	1.41	1.67	656.00	876	não	-	-	-	(+10ml de MKM)
19	Acontrole	0	1.76	0	0.00	1.32	1.76	610.00	830	não	-	-	-	
19	3	2.3	1.67	0	0.00	1.84	1.67	610.00	830	não	-	-	-	
19	A1	0.8	1.73	0	0.00	1.38	1.73	651.00	871	não	-	-	-	
19	A2	0.9	1.72	0	0.00	1.24	1.72	660.00	880	não	-	-	-	
19	1	2.4	1.64	0	0.00	1.34	1.64	673.00	893	não	-	-	-	
19	2	2.3	1.67	0	0.00	1.23	1.67	665.00	885	não	-	-	-	
19	Bcontrole	3.4	1.61	0	0.00	1.60	1.61	616.00	836	não	-	-	-	
19	B1	2.8	1.63	0	0.00	1.47	1.62	622.00	842	não	-	-	-	
19	B2	3	1.64	0	0.00	1.33	1.63	621.00	841	não	-	-	-	
19	Ccontrole	6.9	1.60	0	0.00	2.23	1.60	611.00	831	não	-	-	-	
19	C1	14.5	1.59	0	0.00	1.29	1.59	656.00	876	não	-	-	-	
19	C2	13.3	1.58	0	0.00	1.41	1.58	661.00	881	não	-	-	-	
22	Acontrole	0.7	1.64	0	0.00	1.32	1.64	615.00	835	Sim	0.004	0.671	0.524	Termino do ensaio
22	3	1.9	1.67	0	0.00	1.84	1.67	619.00	839	Sim	0.006	0.708	0.690	Aumento de T a 70 C
22	A1	0.7	1.64	0	0.00	1.38	1.64	641.00	861	Sim	0.006	0.805	0.609	Termino do ensaio
22	A2	1.3	1.64	0	0.00	1.24	1.64	651.00	871	Sim	0.007	0.781	0.558	Termino do ensaio
22	1	2.1	1.61	0	0.00	1.34	1.61	657.00	877	Sim	0.007	0.596	0.318	Aumento de T a 70 C
22	2	0.6	1.64	0	0.00	1.23	1.64	639.00	859	Sim	0.006	0.969	0.628	Aumento de T a 70 C
22	Bcontrole	2.4	1.61	0	0.00	1.60	1.61	618.00	838	Sim	0.007	0.783	0.657	Termino do ensaio
22	B1	1	1.62	0	0.00	1.47	1.62	623.00	843	Sim	0.007	0.772	0.605	Termino do ensaio
22	B2	2.5	1.62	0	0.00	1.33	1.62	621.00	841	Sim	0.007	0.797	0.643	Termino do ensaio
22	Ccontrole	4.1	1.62	0	0.00	2.23	1.62	624.00	844	Sim	0.005	0.37	0.673	Termino do ensaio
22	C1	13.5	1.59	0	0.00	1.29	1.59	651.00	871	Sim	0.005	0.457	0.881	Termino do ensaio
22	C2	21.4	1.70	0	0.00	1.41	1.70	649.00	869	Sim	0.005	0.398	0.776	Termino do ensaio

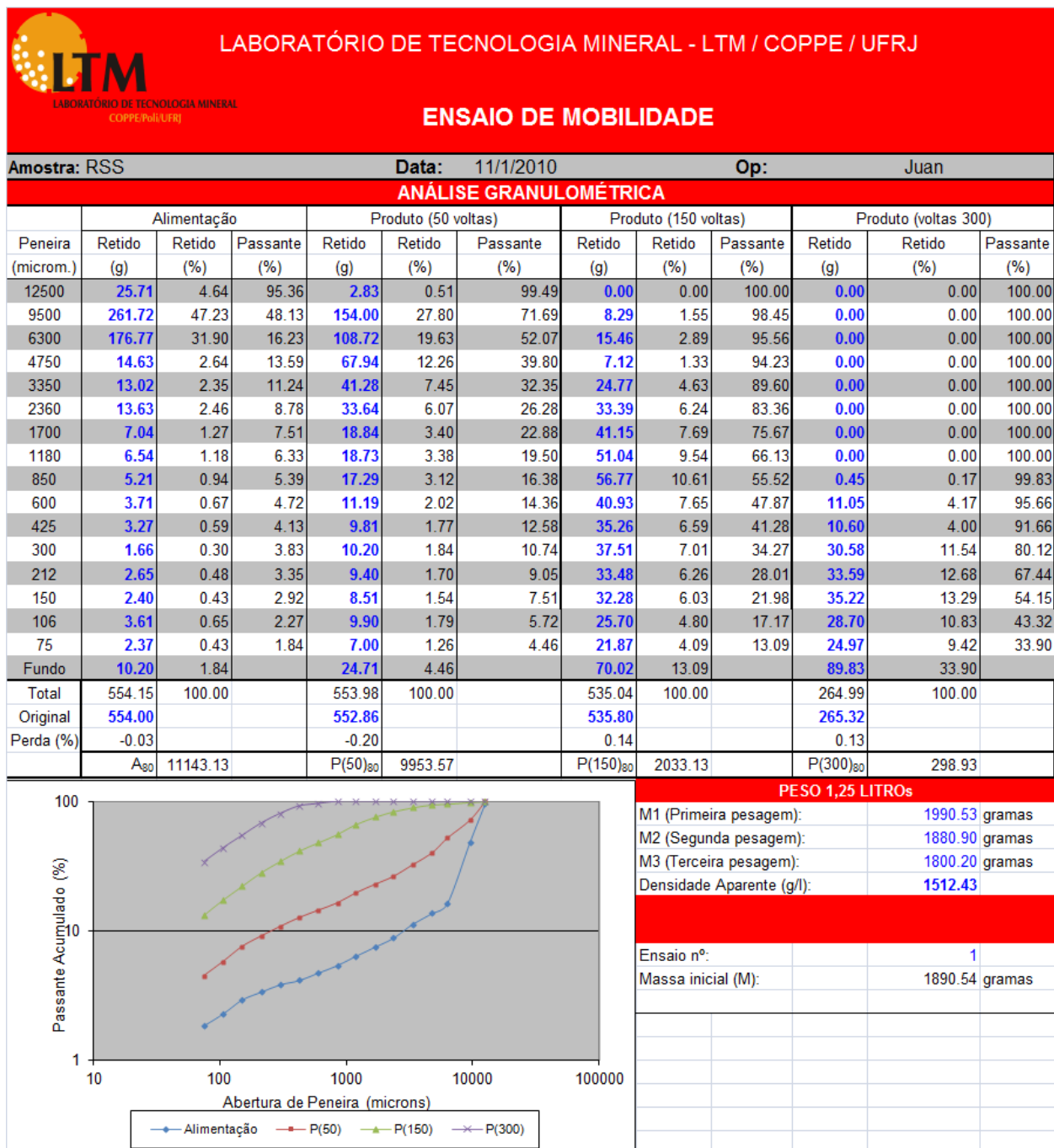
Dia	Codigo	Reposição MKM 0,2M (ml)	pH inicial	Gasto H2SO4 (gotas)	H2SO4 (g)	H2SO4 Acum. (ml)	pH final	Eh (mV)	Eh Referencia (mV)	Amostragem	Fe(II) (g/l)	Fe(T) (g/l)	Cu (g/l)	Observações
24	Acontrole	-	-	0	0.00	1.32	-	-		-	-	-	-	
24	3	13.7	1.78	0	0.00	1.84	1.78	480	700	não	-	-	-	
24	A1	-	-	0	0.00	1.38	-	-		-	-	-	-	
24	A2	-	-	0	0.00	1.24	-	-		-	-	-	-	
24	1	11.1	1.76	0	0.00	1.34	1.76	636	856	não	-	-	-	
24	2	9.8	1.79	0	0.00	1.23	1.79	619	839	não	-	-	-	
24	Bcontrole	-	-	0	0.00	1.60	-	-		-	-	-	-	
24	B1	-	-	0	0.00	1.47	-	-		-	-	-	-	
24	B2	-	-	0	0.00	1.33	-	-		-	-	-	-	
24	Ccontrole	-	-	0	0.00	2.23	-	-		-	-	-	-	
24	C1	-	-	0	0.00	1.29	-	-		-	-	-	-	
24	C2	-	-	0	0.00	1.41	-	-		-	-	-	-	
25	Acontrole	-	-	0	0.00	1.32	-	-		-	-	-	-	
25	3			0	0.00	1.84			220	não	-	-	-	
25	A1	-	-	0	0.00	1.38	-	-		-	-	-	-	
25	A2	-	-	0	0.00	1.24	-	-		-	-	-	-	
25	1			0	0.00	1.34			220	não	-	-	-	
25	2			0	0.00	1.23			220	não	-	-	-	
25	Bcontrole	-	-	0	0.00	1.60	-	-		-	-	-	-	
25	B1	-	-	0	0.00	1.47	-	-		-	-	-	-	
25	B2	-	-	0	0.00	1.33	-	-		-	-	-	-	
25	Ccontrole	-	-	0	0.00	2.23	-	-		-	-	-	-	
25	C1	-	-	0	0.00	1.29	-	-		-	-	-	-	
25	C2	-	-	0	0.00	1.41	-	-		-	-	-	-	
29	Acontrole	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
29	3	18.3	1.77	0	0.00	1.84	1.77	459	679	Sim	0.169	0.330	0.532	
29		-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
29		-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
29		-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
29	1	20.9	1.78	0	0.00	1.34	1.78	613	833	Sim	0.004	0.634	0.605	
29	2	9.9	1.83	0	0.00	1.23	1.83	591	811	Sim	0.008	0.629	0.509	
29	Bcontrole	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
29	B1	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
29	B2	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
29	Ccontrole	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
29	C1	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
29	C2	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
-	-	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
-	-	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
-	-	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
24	E6	10.9	1.67	0	0.00	3.6432	1.67	491	711	Não	-	-	-	(+5ml de MKM)
-	-	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
-	-	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
-	-	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-	
28	E6	9.6	1.62	0	0.00	3.6432	1.62	468	688	Sim	0.232	0.551	0.500	Fim do ensaio

ANEXO 2: Dados dos ensaios em coluna semi-piloto QDS (Biótico) e QDR (Nativo), respectivamente.

Codigo: QDS																		
Data	Dia	Winicial_1 eletrodo (g)	Wfinal eletrodo_1 (g)	Cu_1 (g/L)	Winicial_2 eletrodo (g)	Wfinal_2 eletrodo (g)	Cu_2 (g/L)	Fe T_1 (g/L)	Fe T_2 (g/L)	mV vs. EPH	pH		Temp Tq	Temp Col			mV vs. Ag/AgCl	H ₂ SO ₄ gasto (mL)
											pH i	pH f		Temp Max	Temp Min	Media		
3/10/2010	0			0.00									30	33	27	30	0	0.0
3/11/2010	1	10.1033	10.1045	0.24	10.104	10.105	0.06	0.06		623	1.87	1.78					403	3.0
3/12/2010	2	10.1034	10.1050	0.32	10.104	10.105	0.08	0.08	0.06	626	1.68	1.68	31	36	30	33	406	0.0
3/15/2010	5	10.1037	10.1059	0.44	10.104	10.106	0.11	0.11	0.08	625	2.32	1.67	36	39	33	36	405	5.5
3/17/2010	7	10.1036	10.1066	0.60	10.104	10.107	0.20	0.20	0.11		1.57	1.57	38	40	34	37	412	5.5
3/19/2010	9	10.1035	10.1069	0.68	10.104	10.107	0.26	0.26	0.17	642	1.54	1.54	38	39	34	37	422	0.0
3/22/2010	12	10.1036	10.1089	1.06	10.104	10.109	0.31	0.31	0.26	669	1.98	1.70	46	47	43	45	449	5.0
3/24/2010	14	10.1034	10.1098	1.28	10.104	10.110	0.34	0.34	0.31	685	1.85	1.68	50	47	45	46	465	2.0
3/26/2010	16	10.1037	10.1108	1.42	10.104	10.111	0.54	0.54	0.34	700	1.30	1.30	50	47	45	46	480	0.0
3/29/2010	19	10.1036	10.1125	1.78	10.104	10.113	0.60	0.60	0.52	734	1.98	1.74	50	47	45	46	514	0.0
3/31/2010	21	10.1034	10.1139	2.10	10.103	10.114	0.58	0.58	0.60	750	1.38	1.38	50	47	45	46	530	0.0
4/5/2010	26	10.1052	10.1181	2.58	10.104	10.117	0.77	0.77	0.58	794	1.59	1.59	50	47	45	46	574	0.0
4/7/2010	28	10.1049	10.1184	2.70	10.104	10.118	0.68	0.68	0.77	785	1.48	1.48	50	47	45	46	565	0.0
4/9/2010	30	10.1038	10.1178	2.80	10.104	10.119	0.82	0.82	0.78	770	1.60	1.60	50	47	45	46	550	0.0
4/12/2010	33	10.1035	10.1190	3.10	10.104	10.119	0.75	0.75	0.81	797	2.05	1.78	50	47	45	46	577	10.0
4/14/2010	35	10.1035	10.1190	3.10	10.103	10.119	0.83	0.83	0.75	811	1.43	1.43	50	47	45	46	591	0.0
4/19/2010	40	10.1036	10.1204	3.36	10.104	10.121	0.76	0.76	0.83	811	1.33	1.33	55	53	51	52	591	0.0
4/21/2010	42	10.1034	10.1200	3.32	10.104	10.121	0.57	0.57	0.77	770	1.98	1.82	66	69	64	67	550	4.0
4/26/2010	47	10.1035	10.1210	3.50	10.104	10.121	0.55	0.55	0.00	814	1.72	1.72	69	70	69	70	594	0.0
4/28/2010	49	10.1034	10.1226	3.84	10.104	10.123	0.45	0.45	0.58	809	1.57	1.57	69	67	68	68	589	0.0
4/30/2010	51	10.1036	10.1231	3.90	10.104	10.123	0.34	0.34	0.45	811	1.49	1.49	69	69	68	69	591	0.0
5/3/2010	54	10.1036	10.1234	3.96	10.104	10.123	0.29	0.29	0.34	809	1.49	1.49	69	71	68	70	589	0.0
5/5/2010	56	10.1034	10.1232	3.96	10.103	10.123	0.32	0.32	0.30	814	1.63	1.63	69	70	68	69	594	0.0
5/7/2010	58	10.1035	10.1236	4.02	10.1033	10.1229	0.26	0.26	0.32	815	1.59	1.59	69	69	67	68	595	0.0
5/10/2010	61	10.1034	10.1238	4.08	10.1035	10.1246	0.25	0.25	0.26	819	1.84	1.71	69	70	68	69	599	2.0
5/12/2010	63	10.1034	10.1246	4.24	10.1036	10.1246	0.30	0.30	0.25	823	1.57	1.57	69	70	68	69	603	0.0
5/14/2010	65	10.1034	10.1250	4.32	10.1034	10.1248			0.30	817	1.53	1.53	69	70	68	69	597	0.0
5/17/2010	68	10.1033	10.1253	4.40	10.1033	10.1248	0.30	0.30		816	1.67	1.67	69	70	68	69	596	0.0
5/19/2010	70	10.1031	10.1258	4.54	10.1035	10.125	0.30	0.30	0.30	825	1.75	1.75	69	70	68	69	605	0.0

Codigo: QDR																		
Data	Dia	Winicial_1 eletrodo (g)	Wfinal_1 eletrodo(g)	Cu_1 (g/L)	Winicial_2 eletrodo (g)	Wfinal_2 eletrodo (g)	Cu_2 (g/L)	Fe T_1 (g/L)	Fe T_2 (g/L)	mV vs. EPH	pH		Temp Tq	Temp Col			mV vs. Ag/AgCl	H ₂ SO ₄ (mL)
											pH i	pH f		Temp Max	Temp Min	Media		
12/3/2009	0			0.00			0.00				1.49	1.49	30	33	27	30.00		0.0
12/4/2009	1	10.1080	10.1095	0.30	10.1084	10.1094	0.33			612	2.03	1.70	31	36	30	33.00	392	3.6
12/7/2009	4	10.1082	10.1102	0.40	10.1078	10.1098	0.40			647	2.28	1.70	36	39	33	36.00	427	13.5
08/121/2009	5	10.1084	10.1114	0.60	10.1084	10.1114	0.60			689	1.75	1.75	38	40	34	37.00	469	0.0
12/9/2009	6	10.1083	10.1123	0.80	10.1086	10.1127	0.82	0.19	0.00	813	1.73	1.73	38	39	34	36.50	593	0.0
12/10/2009	7	10.1076	10.1124	0.96	10.1076	10.1124	0.96	0.19	0.00	791	1.77	1.77	46	47	43	45.00	571	0.0
12/11/2009	8	10.1081	10.1135	1.08	10.1081	10.1135	1.08			806	1.97	1.72	46	47	35	41.00	586	1.2
12/14/2009	11	10.1078	10.1130	1.04	10.1078	10.1130	1.04	0.11	0.00	790	1.8	1.8	46	44	43	43.50	570	0.0
12/16/2009	13	10.1078	10.1136	1.16	10.1078	10.1136	1.16	0.13	0.00	780	2.14	1.71	48	52	49	50.50	560	5.0
12/18/2009	15	10.1077	10.1142	1.30	10.1076	10.1144	1.36	0.23	0.00	723	1.88	1.70	48	52	49	50.50	503	2.7
12/21/2009	18	10.1079	10.1144	1.30	10.1073	10.1143	1.40	0.00	0.00	777	2.34	1.71	48	52	49	50.50	557	13.2
12/23/2009	20	10.1074	10.1153	1.58	10.1068	10.1149	1.62	0.43	0.40	775	2.20	1.70	48	52	49	50.50	555	0.0
12/25/2009	22	10.1069	10.1169	2.00	10.1028	10.1122	1.88	0.52	0.50	776	2.47	1.70	48	52	49	50.50	556	0.0
12/28/2009	25	10.1112	10.1224	2.24	10.1119	10.1223	2.08	0.60	0.58	762	2.37	1.71	48	52	49	50.50	542	24.0
12/30/2009	27	10.1076	10.1190	2.28	10.1070	10.1176	2.12	0.84	0.78	785	1.94	1.76	48	52	49	50.50	565	9.0
1/1/2010	29	10.1034	10.1160	2.52	10.1037	10.1157	2.40	0.91	0.89	787	1.92	1.72	48	52	49	50.50	567	3.0
1/4/2010	32	10.1046	10.1167	2.42	10.1031	10.1167	2.72	1.11	1.12	800	2.11	1.18	48	52	49	50.50	580	60.0
1/6/2010	34	10.1036	10.1184	2.96	10.1041	10.1172	2.62	1.44	1.60	783	0.97	0.97	48	52	49	50.50	563	0.0
1/8/2010	38	10.1036	10.1189	3.06	10.1036	10.1190	3.08	1.75	1.49	793	1.08	1.08	53	53	49	51.00	573	0.0
1/11/2010	41	10.1031	10.1191	3.20	10.1043	10.1201	3.16	1.91	1.98	794	1.33	1.33	53	53	49	51.00	574	0.0
1/13/2010	43	10.1028	10.1211	3.66	10.1037	10.1206	3.38	2.19	2.25	747	1.43	1.43		53	49	51.00	527	0.0
1/15/2010	45	10.1033	10.1214	3.62	10.1033	10.1197	3.28	2.31	2.16	755	1.29	1.29	69	58	55	56.50	535	0.0
1/18/2010	48	10.1031	10.1218	3.74	10.1034	10.1218	3.68	2.34	2.24	803	1.62	1.62	69	62	59	60.50	583	0.0
1/20/2010	50	10.1030	10.1236	4.12	10.1036	10.1227	3.82	2.44	2.44	810			69	69	67	68.00		0.0
1/22/2010	52	10.1036	10.1221	3.70	10.1033	10.1228	3.90	2.48	2.32	825	1.32	1.32	69	69	67	68.00	605	0.0
1/25/2010	55	10.1033	10.1236	4.06	10.1033	10.1246	4.26	2.22	2.46	835	1.49		69	69	67	68.00	615	0.0
1/27/2010	57	10.1032	10.1250	4.36	10.1034	10.1246	4.24	2.23	1.53	828	1.53	1.53	69	69	67	68.00	608	0.0
1/29/2010	59	10.1034	10.1188	3.08	10.1038	10.1192	3.08	1.16	0.92	814	1.52	1.52	69	69	67	68.00	594	0.0
2/1/2010	62	10.1040	10.1216	3.52	10.1031	10.1187	3.12	1.32	1.09	833	1.72	1.72	69	69	67	68.00	613	0.0
2/3/2010	64	10.1033	10.1248	4.30	10.1032	10.1252	4.40	1.31	1.33	835	0.99	0.99	69	69	67	68.00	615	0.0
2/5/2010	66	10.1033	10.1265	4.65	10.1034	10.1268	4.68	1.53	1.53	833	1.61	1.61	69	69	67	68.00	613	0.0
2/8/2010	69	10.1045	10.1285	4.80	10.1040	10.1279	4.78	1.38	1.43	837	1.75	1.75	69	69	67	68.00	617	0.0
2/10/2010	71	10.1032	10.1276	4.88	10.1032	10.1274	4.84	1.38	1.09	822	1.46	1.46	69	69	67	68.00	602	0.0

ANEXO 3: Dados dos ensaios de moabilidade das amostras RSS (minério primário de cobre); QDR2 (rejeito ensaio biótico) e QRS (rejeito ensaio nativo), respectivamente.



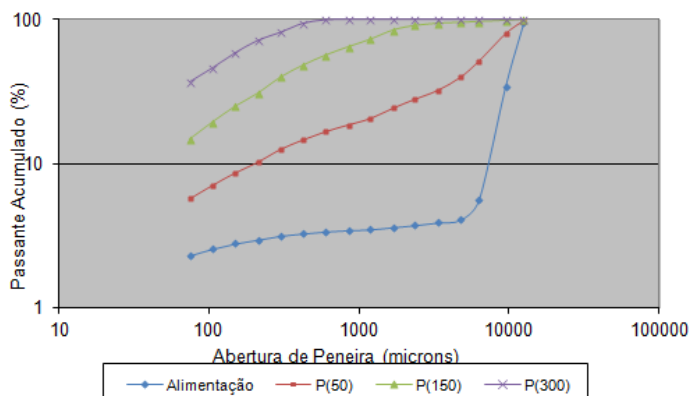
ENSAIO DE MOBILIDADE

Amostra: QRS

Data: 1/24/2011

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA

Peneira (microm.)	Alimentação			Produto (50 voltas)			Produto (150 voltas)			Produto (voltas 300)		
	Retido (g)	Retido (%)	Passante (%)	Retido (g)	Retido (%)	Passante (%)	Retido (g)	Retido (%)	Passante (%)	Retido (g)	Retido (%)	Passante (%)
12500	25.36	5.46	94.54	10.65	2.34	97.66	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
9500	279.00	60.03	34.52	83.49	18.35	79.31	9.00	1.74	98.26	0.00	0.00	100.00
6300	134.49	28.94	5.58	127.74	28.07	51.24	9.43	1.82	96.45	0.00	0.00	100.00
4750	7.07	1.52	4.06	53.18	11.69	39.56	7.19	1.39	95.06	0.00	0.00	100.00
3350	0.82	0.18	3.88	34.15	7.50	32.05	6.95	1.34	93.72	0.00	0.00	100.00
2360	0.74	0.16	3.72	19.10	4.20	27.86	17.42	3.36	90.36	0.00	0.00	100.00
1700	0.54	0.12	3.61	16.74	3.68	24.18	31.15	6.01	84.36	0.00	0.00	100.00
1180	0.59	0.13	3.48	17.18	3.78	20.40	62.40	12.03	72.33	0.00	0.00	100.00
850	0.22	0.05	3.43	8.79	1.93	18.47	41.33	7.97	64.36	0.15	0.08	99.92
600	0.33	0.07	3.36	8.55	1.88	16.59	41.71	8.04	56.32	1.50	0.80	99.12
425	0.48	0.10	3.26	9.27	2.04	14.56	43.12	8.31	48.00	10.23	5.43	93.69
300	0.57	0.12	3.14	9.37	2.06	12.50	43.92	8.47	39.54	24.13	12.81	80.88
212	0.89	0.19	2.95	10.59	2.33	10.17	46.33	8.93	30.61	18.53	9.84	71.04
150	0.80	0.17	2.77	7.22	1.59	8.58	29.74	5.73	24.87	24.19	12.84	58.20
106	1.06	0.23	2.55	7.02	1.54	7.04	28.82	5.56	19.32	23.53	12.49	45.70
75	1.19	0.26	2.29	6.20	1.36	5.68	23.82	4.59	14.72	17.23	9.15	36.56
Fundo	10.64	2.29		25.84	5.68		76.37	14.72		68.85	36.56	
Total	464.79	100.00		455.08	100.00		518.70	100.00		188.34	100.00	
Original	465.45			456.74			519.38			189.67		
Perda (%)	0.14			0.36			0.13			0.70		
	A ₈₀	11489.83		P(50) ₈₀	9563.84		P(150) ₈₀	1390.57		P(300) ₈₀	290.22	



PESO 1,25 LITROS

M1 (Primeira pesagem):	1869.97 gramas
M2 (Segunda pesagem):	1931.28 gramas
M3 (Terceira pesagem):	1857.44 gramas
Densidade Aparente (g/l):	1508.98

Ensaio nº:	3
Massa inicial (M):	1886.23 gramas

Determinação do IT - Método de Bond

Minério : **Minério de Cobre (Amostra tratada BPE)**

Granulometria : **< 6 mesh (3,36 mm)**

Análise Granulométrica da Alimentação

M. Inicial (g) : **1.171,19**

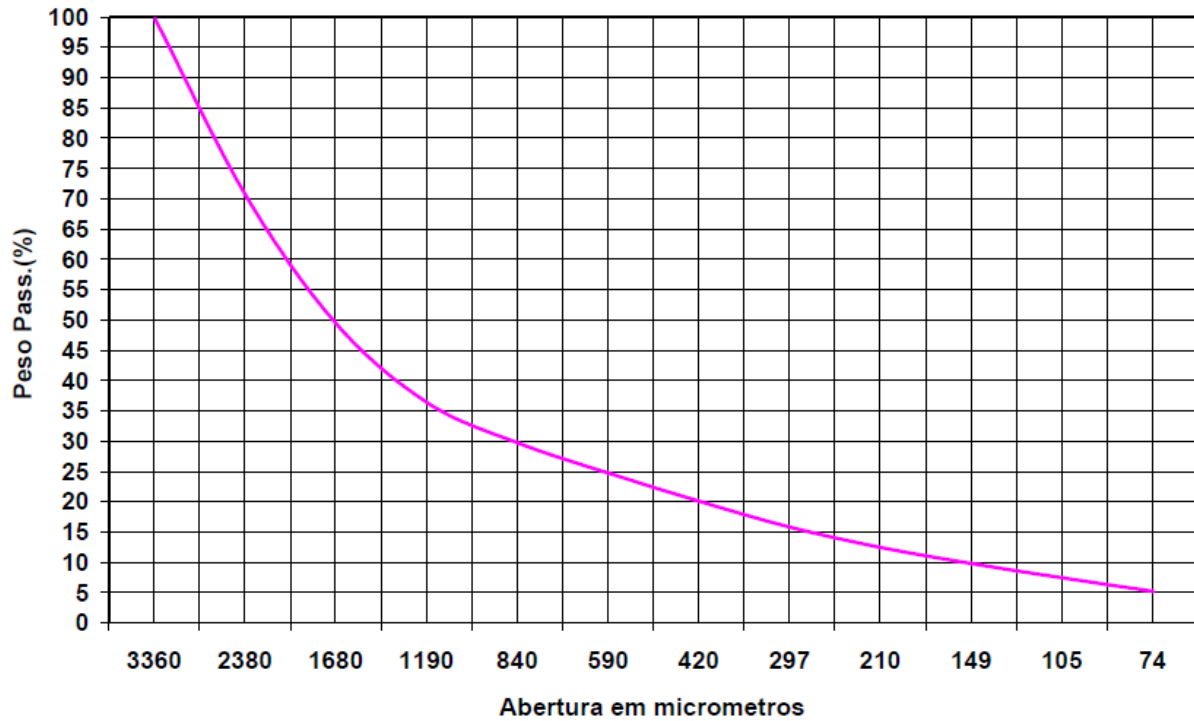
$A_{80} =$ **2700** μm

Malha (mesh)	Tamanho (microm.)	Massa (g)	Massa (%)	M. Ac. (%)	M. Pass. (%)
6	3360	4,22	0,36	0,36	99,64
8	2380	338,86	29,19	29,56	70,44
10	1680	245,85	21,18	50,74	49,26
14	1190	150,82	12,99	63,73	36,27
20	840	77,36	6,66	70,40	29,60
28	590	57,89	4,99	75,38	24,62
35	420	53,57	4,62	80,00	20,00
48	297	49,93	4,30	84,30	15,70
65	210	38,75	3,34	87,64	12,36
100	149	30,83	2,66	90,29	9,71
150	105	27,26	2,35	92,64	7,36
200	74	25,72	2,22	94,86	5,14
-200	-	59,67	5,14	-	-
Total	-	1.160,73	100,00	-	-

Determinação do Índice de Trabalho (IT)

Material : Minério de Cobre(Amostra tratada BPE) - Mineração Caraíba S. A.

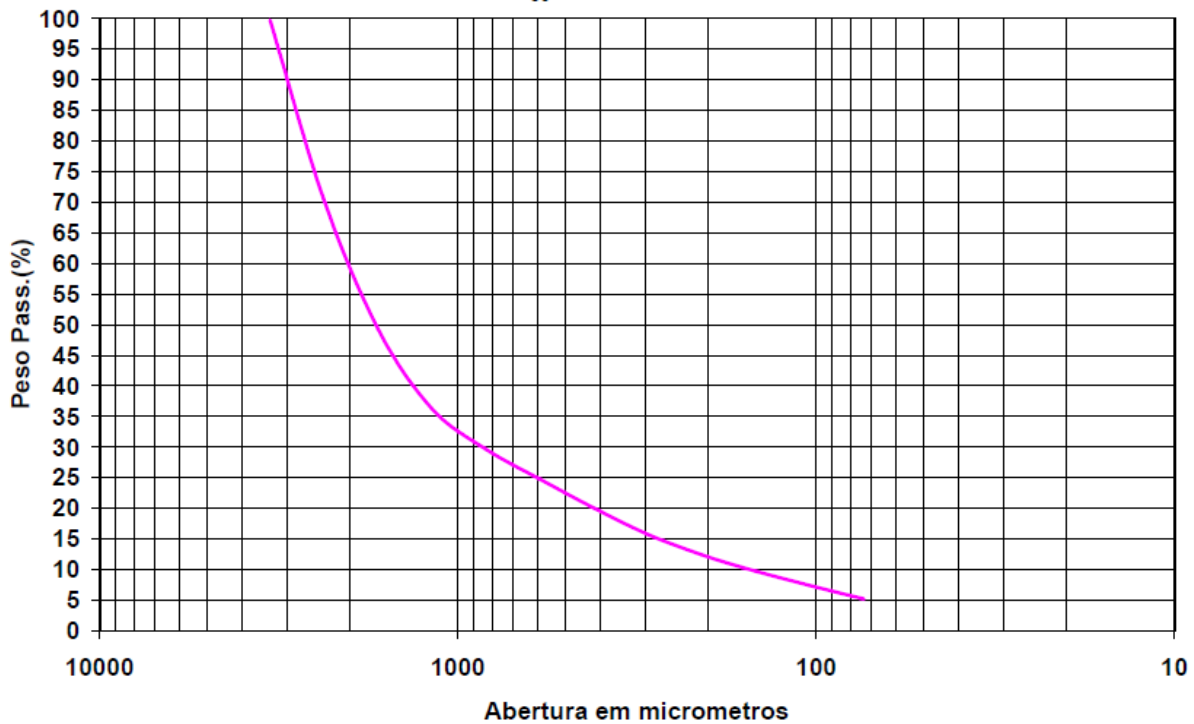
$A_{80} = 2700$ microm.



Determinação do Índice de Trabalho (IT)

Material : Minério de Cobre(Amostra tratada BPE) - Mineração Caraíba S. A.

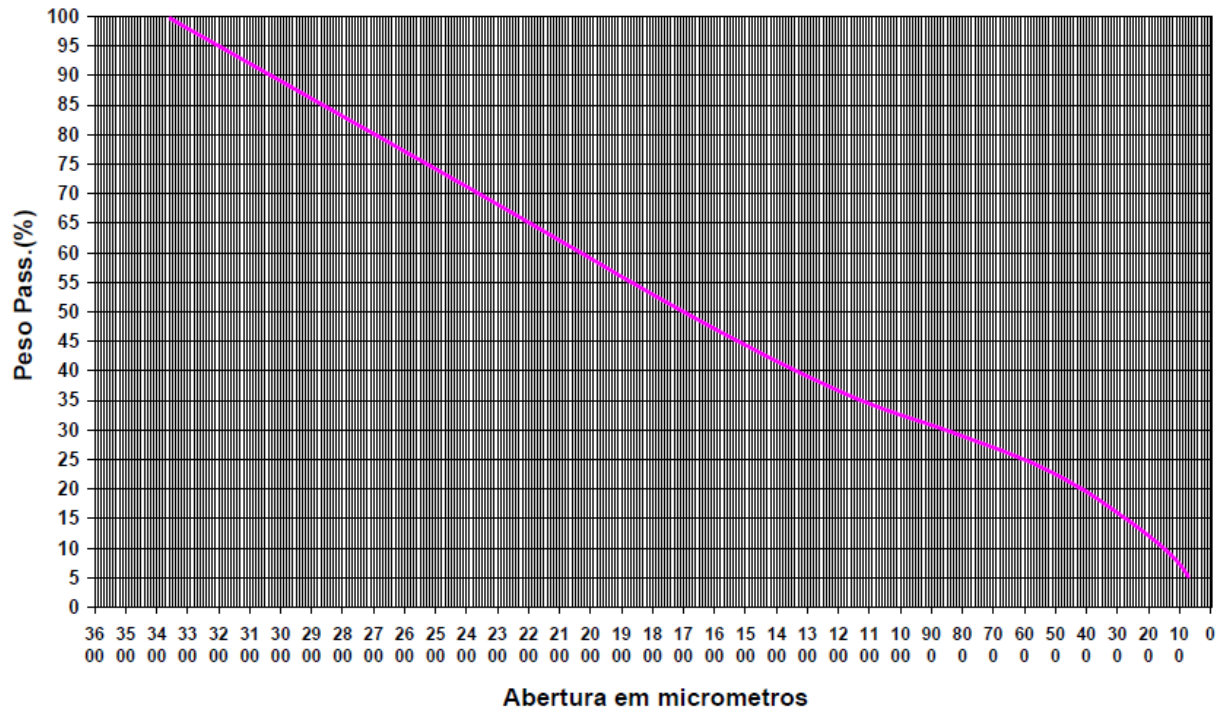
$A_{80} = 2700$ microm.



Determinação do Índice de Trabalho (IT)

Material : Minério de Cobre(Amostra tratada BPE) - Mineração Caraíba S. A.

$A_{80} = 2700$ microm.



Determinação do IT - Teste 1

Minério : **Minério de Cobre (Amostra tratada BPE)**

Malha Teste(Am) : **149** μ m

Alimentação(M) : **1177,18** g ... Aar = **336,34** g

Pass.em Am(%) : **8,31**

Mobi (g/Rot.) : **1,58** g/Rot.

ciclo	rotação(Nri)	pass. inicial(g) Mai	m. retida em Am(g)	massa pass. Am(g) - Mpi	pass. gerado(g)	desvio(g)	Mobi (g/Rot.)
1	150	97,77	866,05	311,13	213,36	-25,21	1,42
2	218	25,84	835,52	341,66	315,82	5,32	1,45
3	213	28,38	825,48	351,70	323,32	15,36	1,52
4	202	29,21	832,07	345,11	315,90	8,77	1,56
5	197	28,66	839,71	337,47	308,81	1,13	1,57
6	197	28,03	834,27	342,91	314,88	6,57	1,60
7							
8							
9							
10							
11							
						Média	1,58

Determinação do IT (Índice de Trabalho) - Teste 1

Minério : **Minério de Cobre (Amostra tratada BPE)**

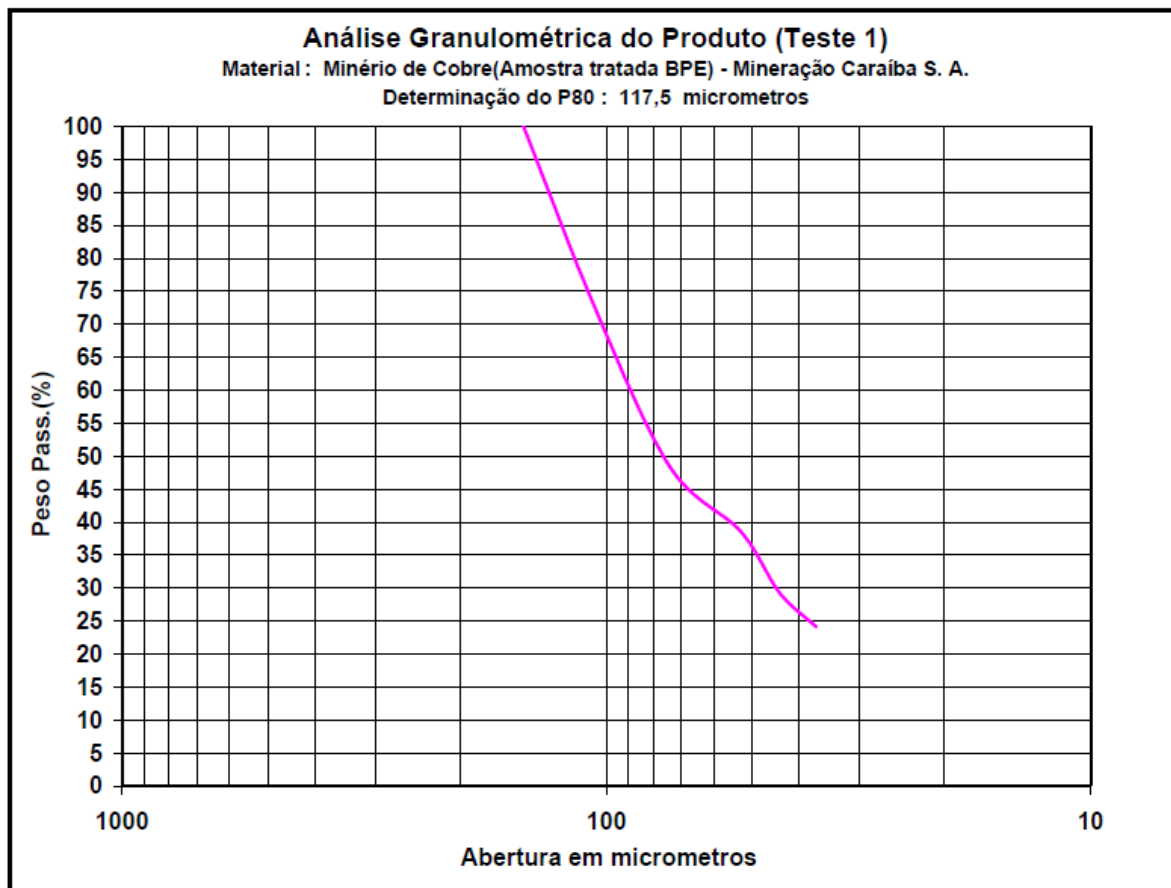
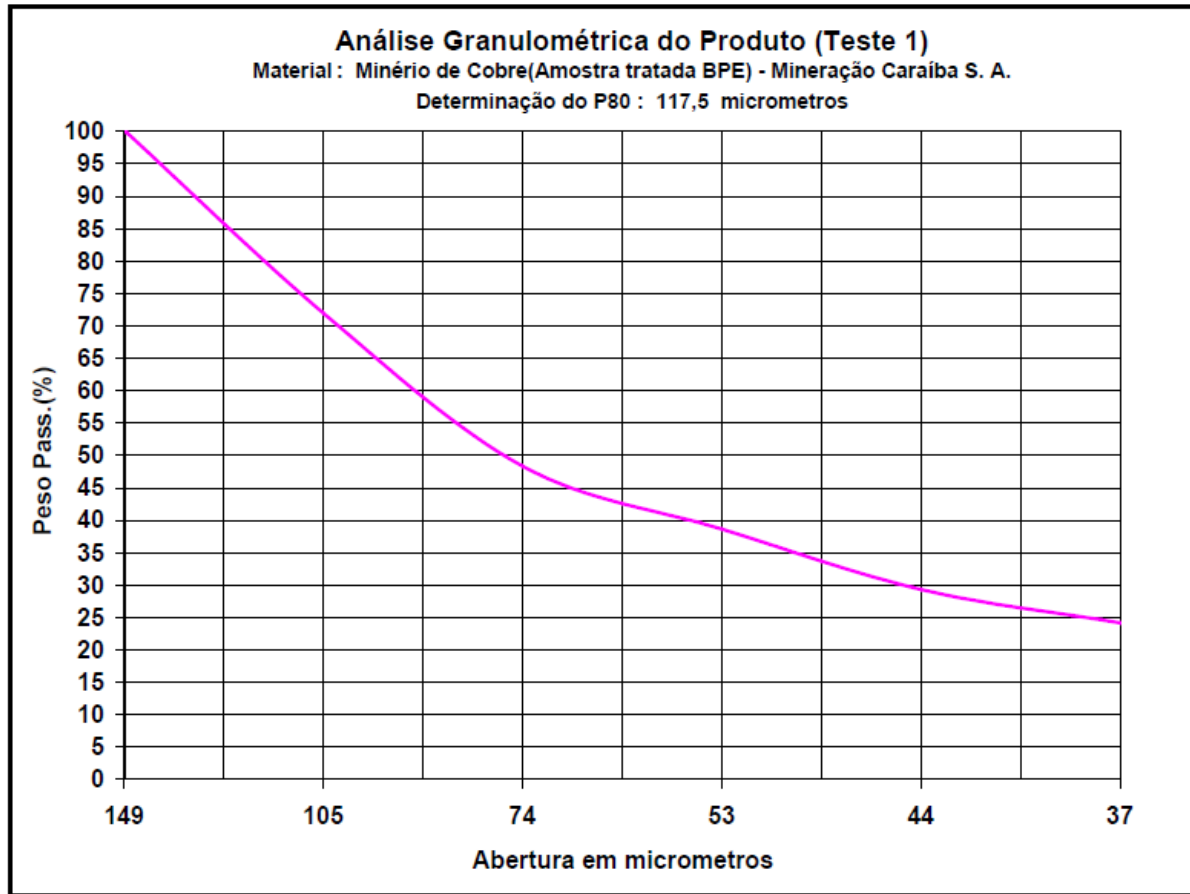
Granulometria : **< 6 mesh (3,36 mm)**

Análise Granulométrica do Produto

M. Inicial (g) : **342,91**

$P_{80} =$ **117,5** μ m

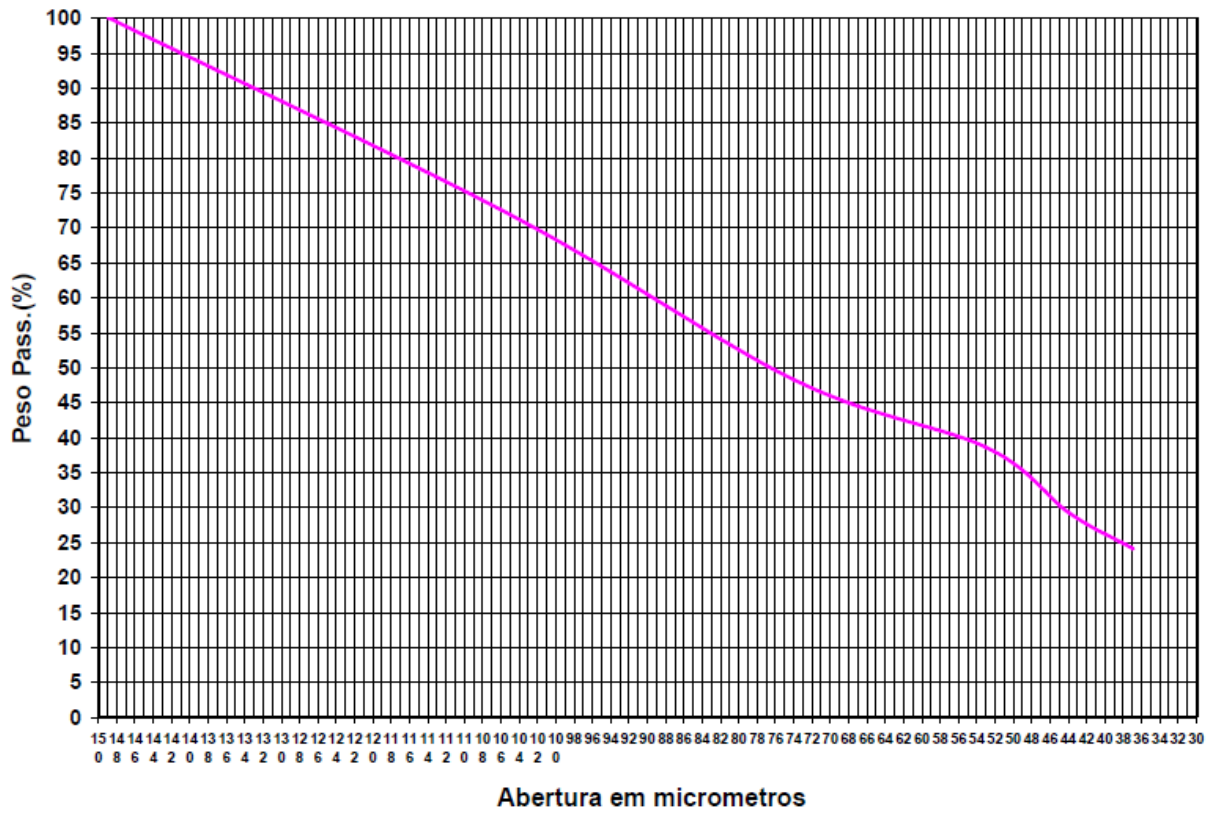
Malha (mesh)	Tamanho (microns)	Massa (g)	Massa (%)	M. Ac. (%)	M. Pass. (%)
100	149	0,00	0,00	0,00	100,00
150	105	95,20	28,24	28,24	71,76
200	74	79,45	23,57	51,81	48,19
270	53	32,60	9,67	61,48	38,52
325	44	31,40	9,32	70,80	29,20
400	37	17,38	5,16	75,96	24,04
-400	-	81,05	24,04	-	-
Total	-	337,08	100,00	-	-



Análise Granulométrica do Produto (Teste 1)

Material : Minério de Cobre(Amostra tratada BPE) - Mineração Caraiba S. A.

Determinação do P80 : 117,5 micrometros



Cálculo do valor do IT (Teste 1) :

Minério: **Minério de Cobre (Amostra tratada BPE)**
Procedência : **Mineração Cariba S. A.**

IT = Índice de trabalho para a moagem, em KWh / t

Am = abertura da peneira em micrometros.

P = abertura da peneira onde passam 80 % do produto , em micrometros.

A = abertura da peneira onde passam 80 % da alimentação, em micrometros.

Mob. = média dos últimos 3 valores de Mobi.

1,1 = fator de correção de tonelada curta para tonelada métrica.

$$IT = \frac{44,5}{\frac{0,23}{Am} \times \frac{0,82}{Mob.} \times 10 \times \left(\frac{-0,5}{80} - \frac{-0,5}{80} \right)} \times 1,1$$

$$IT = \frac{44,5}{\frac{0,23}{149} \times \frac{0,82}{1,58} \times 10 \times \left(\frac{-0,5}{117,5} - \frac{-0,5}{2700} \right)} \times 1,1$$

$$IT = \frac{44,5}{3,16 \times 1,46 \times 10 \times (0,09225 - 0,01925)} \times 1,1$$

$$IT = \frac{44,5}{3,3582} \times 1,1$$

$$IT = \boxed{14,58} \text{ KWh / t (0,149)}$$

Determinação do IT- Teste 2

Minério : **Minério de Cobre (Amostra tratada BPE)**

Malha Teste(Am) : **149** μ m

Alimentação(M) : **1177,18** g ... Aar = **336,34** g

Pass.em Am(%) : **10,00**

Mobi (g/Rot.) : **1,57** g/Rot.

ciclo	rotação(Nri)	pass. inicial(g) Mai	m. retida em Am(g)	massa pass. Am(g) - Mpi	pass. gerado(g)	desvio(g)	Mobi (g/Rot.)
1	154	117,67	875,92	301,26	183,59	-35,08	1,19
2	262	30,11	770,30	406,88	376,77	70,54	1,44
3	206	40,67	809,61	367,57	326,90	31,23	1,59
4	188	36,74	856,47	320,71	283,97	-15,63	1,51
5	202	32,06	831,71	345,47	313,41	9,13	1,55
6	194	34,53	838,10	339,08	304,55	2,74	1,57
7	193	33,89	834,67	342,51	308,62	6,17	1,60
8							
9							
10							
						Média	1,57

Determinação do IT (Índice de Trabalho) - Teste 2

Minério : **Minério de Cobre (Amostra tratada BPE)**

Granulometria : **< 6 mesh (3,36 mm)**

Análise Granulométrica do Produto

M. Inicial (g) : **342,51**

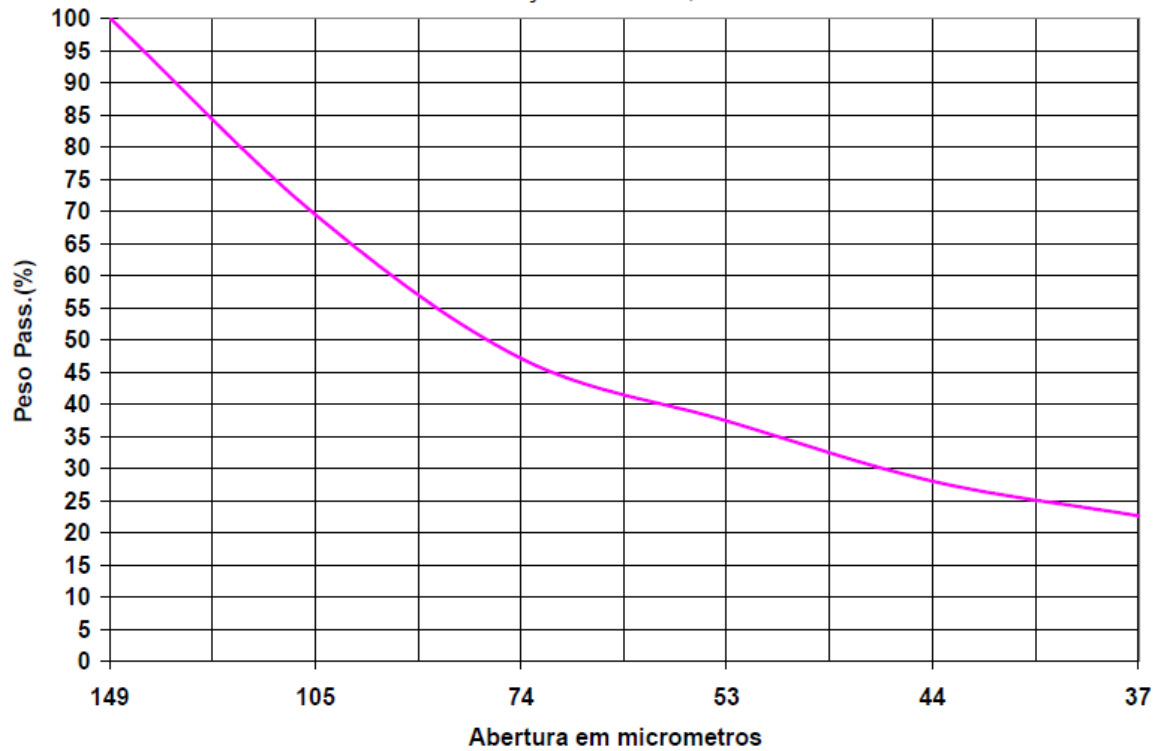
$P_{80} =$ **120,5** μ m

Malha (mesh)	Tamanho (microns)	Massa (g)	Massa (%)	M. Ac. (%)	M. Pass. (%)
100	149	0,00			100,00
150	105	103,24	30,67	30,67	69,33
200	74	75,20	22,34	53,00	47,00
270	53	32,65	9,70	62,70	37,30
325	44	31,57	9,38	72,08	27,92
400	37	18,04	5,36	77,44	22,56
-400	-	75,96	22,56	-	-
Total	-	336,66	100,00	-	-

Análise Granulométrica do Produto (Teste 2)

Material : Minério de Cobre(Amostra tratada BPE) - Mineração Caraíba S. A.

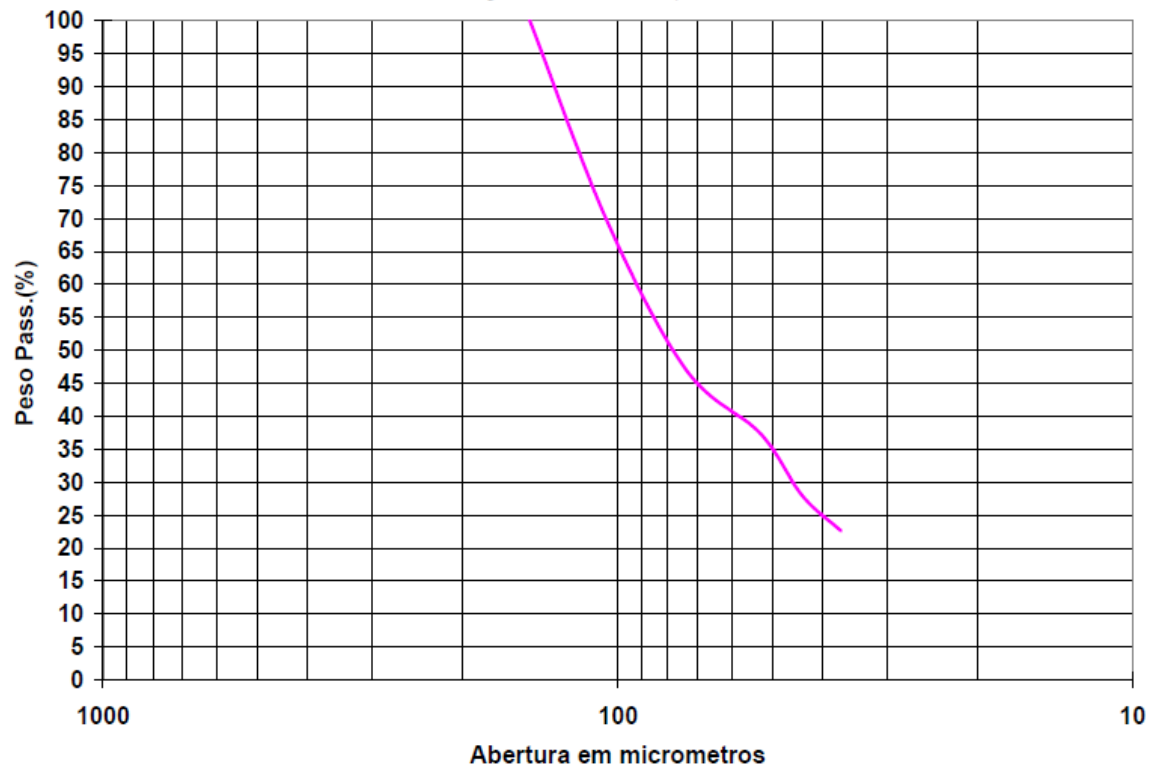
Determinação do P80 : 120,5 micrometros



Análise Granulométrica do Produto (Teste 2)

Material: Minério de Cobre(Amostra tratada BPE) - Mineração Caraíba S. A.

Determinação do P80 : 120,5 micrometros



Cálculo do valor do IT (Teste 2) :

Minério: **Minério de Cobre (Amostra tratada BPE)**
Procedência : **Mineração Cariba S. A.**

IT = Índice de trabalho para a moagem, em KWh / t

Am = abertura da peneira em micrometros.

P = abertura da peneira onde passam 80 % do produto , em micrometros.

A = abertura da peneira onde passam 80 % da alimentação, em micrometros.

Mob. = média dos últimos 3 valores de Mobi.

1,1 = fator de correção de tonelada curta para tonelada métrica.

$$IT = \frac{44,5}{\frac{0,23}{Am} \times \frac{0,82}{Mob.} \times 10 \times \left(\frac{-0,5}{80} - \frac{-0,5}{80} \right)} \times 1,1$$

$$IT = \frac{44,5}{\frac{0,23}{149} \times \frac{0,82}{1,57} \times 10 \times \left(\frac{-0,5}{120,50} - \frac{-0,5}{2700} \right)} \times 1,1$$

$$IT = \frac{44,5}{3,16 \times 1,45 \times 10 \times (0,09110 - 0,01925)} \times 1,1$$

$$IT = \frac{44,5}{3,2918} \times 1,1$$

$$IT = \boxed{14,87} \text{ KWh / t (0,149)}$$

Cálculo da energia necessária para moer 1 t de material :

Minério: **Minério de Cobre (Amostra tratada BPE)**
Procedência : **Mineração Cariba S. A.**

$$E = 10 \times IT \left(P^{-0,5} - A^{-0,5} \right)$$

E = Energia necessária para a moagem, em KWh / t.

IT = Índice de trabalho para a moagem, em kwh / t (média).

P = abertura da peneira onde passam 80 % do produto, em micrometros (média).

A = abertura da peneira onde passam 80 % da alimentação, em micrometros.

$$W = 10 \times 14,7 \times \left(119,00^{-0,5} - 2700^{-0,5} \right)$$

$$W = 10 \times 14,7 \times \left(0,09167 - 0,01925 \right)$$

$$W = 147,2 \times 0,07242$$

$$W = \boxed{10,66} \text{ kwh / t}$$

Relatório elaborado por : **Carlos Alberto Melo Santos (Técnico-Químico)**

Trabalho Experimental por : **Carlos Alberto Melo Santos (Técnico-Químico)**
Juan Carlos Guerrero Barreto (Eng. de Minas)

Período: **Agosto-2008**

Responsável pelo projeto : **Luiz Gonzaga Santos Sobral**

Adão Benvindo da Luz
Diretor

Ronaldo Luiz Correa dos Santos
Chefe da Coordenação de Processos Metalúrgicos e Ambientais - CPMA

Luiz Gonzaga Santos Sobral
Chefe do Serviço de Desenvolvimento de Processos Biotecnológicos - SPMB

Determinação do IT - Método de Bond

Minério : **Minério de Cobre (Amostra ROM-RSA)**

Granulometria : **< 6 mesh (3,36 mm)**

Análise Granulométrica da Alimentação

M. Inicial (g) : **1.190,01**

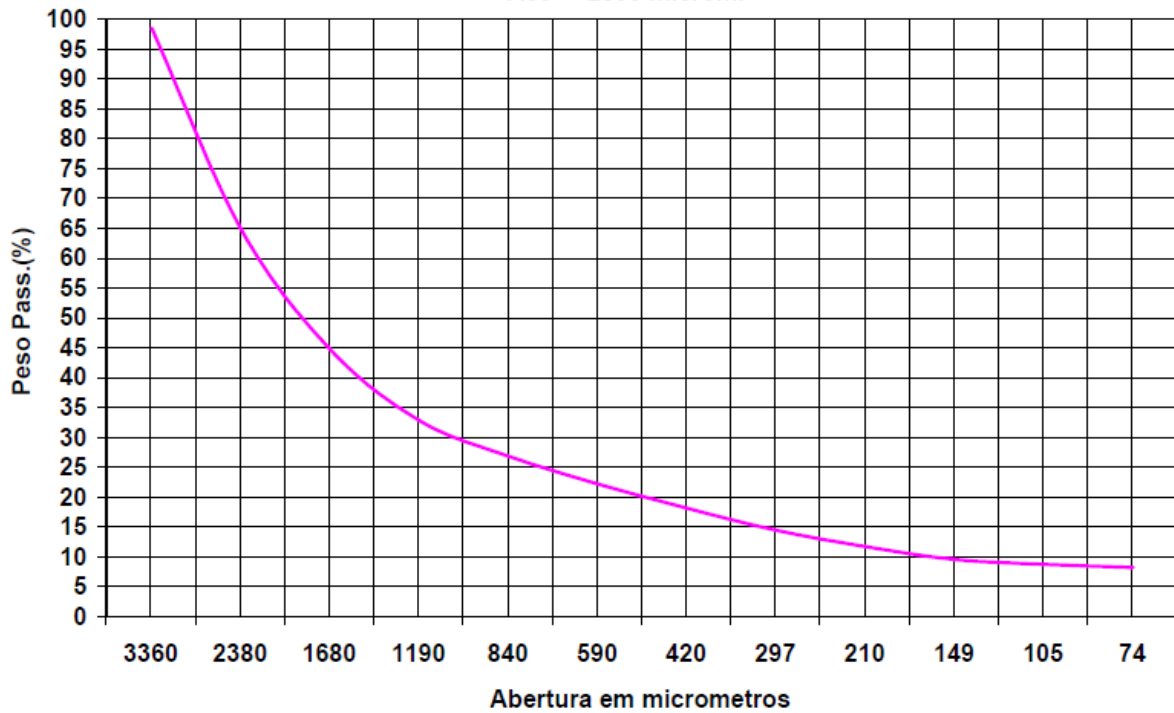
A₈₀ = **2.830** μ m

Malha (mesh)	Tamanho (microm.)	Massa (g)	Massa (%)	M. Ac. (%)	M. Pass. (%)
6	3360	18,29	1,55	1,55	98,45
8	2380	396,74	33,63	35,18	64,82
10	1680	237,61	20,14	55,33	44,67
14	1190	140,45	11,91	67,23	32,77
20	840	70,73	6,00	73,23	26,77
28	590	54,65	4,63	77,86	22,14
35	420	47,64	4,04	81,90	18,10
48	297	43,79	3,71	85,62	14,38
65	210	32,16	2,73	88,34	11,66
100	149	25,49	2,16	90,50	9,50
150	105	9,50	0,81	91,31	8,69
200	74	6,08	0,52	91,82	8,18
-200	-	96,45	8,18	-	-
Total	-	1.179,58	100,00	-	-

Determinação do Índice de Trabalho (IT)

Material : Minério de Cobre - Mineração Caraíba S. A.(Amostra ROM-RSA)

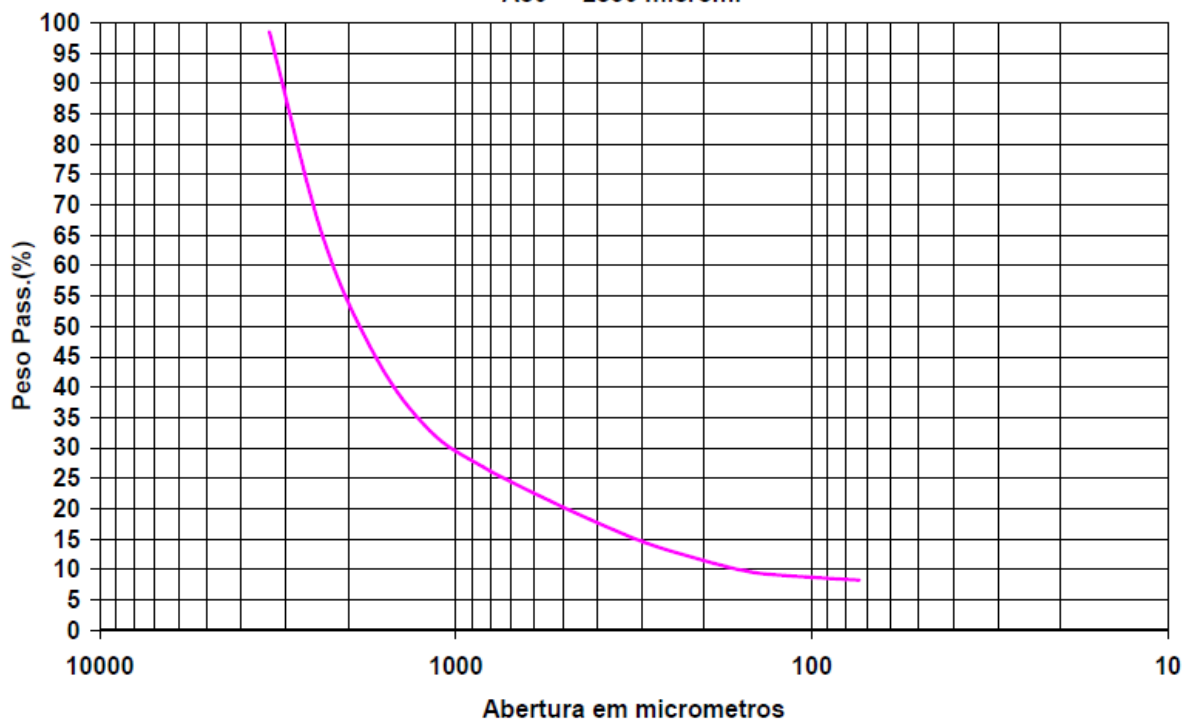
A80 = 2830 microm.



Determinação do Índice de Trabalho (IT)

Material : Minério de Cobre - Mineração Caraíba S. A.(Amostra ROM-RSA)

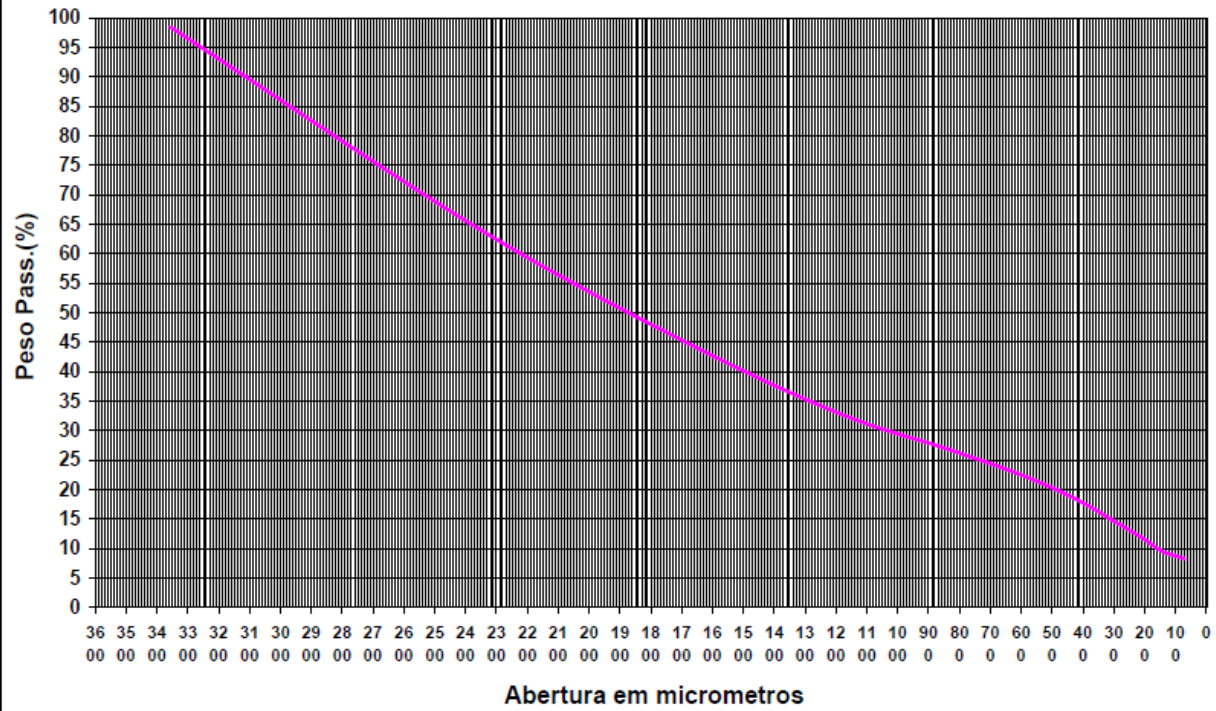
A80 = 2830 microm.



Determinação do Índice de Trabalho (IT)

Material : Minério de Cobre - Mineração Caraiba S. A.(Amostra ROM-RSA)

$A_{80} = 2830$ microm.



Determinação do IT - Teste 1

Minério : **Minério de Cobre (Amostra ROM-RSA)**

Malha Teste(Am) : **149** μm

Alimentação(M) : **1.185,23** g ... Aar = **338,64** g

Pass.em Am(%) : **9,99**

Mobi (g/Rot.) : **1,47** g/Rot.

ciclo	rotação(Nri)	pass. inicial(g) Mai	m. retida em Am(g)	massa pass. Am(g) - Mpi	pass. gerado(g)	desvio(g)	Mobi (g/Rot.)
1	150	118,37	879,17	306,06	187,69	-32,58	1,25
2	246	30,57	830,73	354,50	323,93	15,86	1,32
3	230	35,40	827,05	358,18	322,78	19,54	1,40
4	216	35,77	834,35	350,88	315,11	12,24	1,46
5	208	35,04	845,84	339,39	304,35	0,75	1,46
6	209	33,90	841,14	344,09	310,19	5,45	1,49
7							
8							
9							
10							
Média							1,47

Determinação do IT (Índice de Trabalho) - Teste 1

Minério : **Minério de Cobre (Amostra ROM-RSA)**

Granulometria : **< 6 mesh (3,36 mm)**

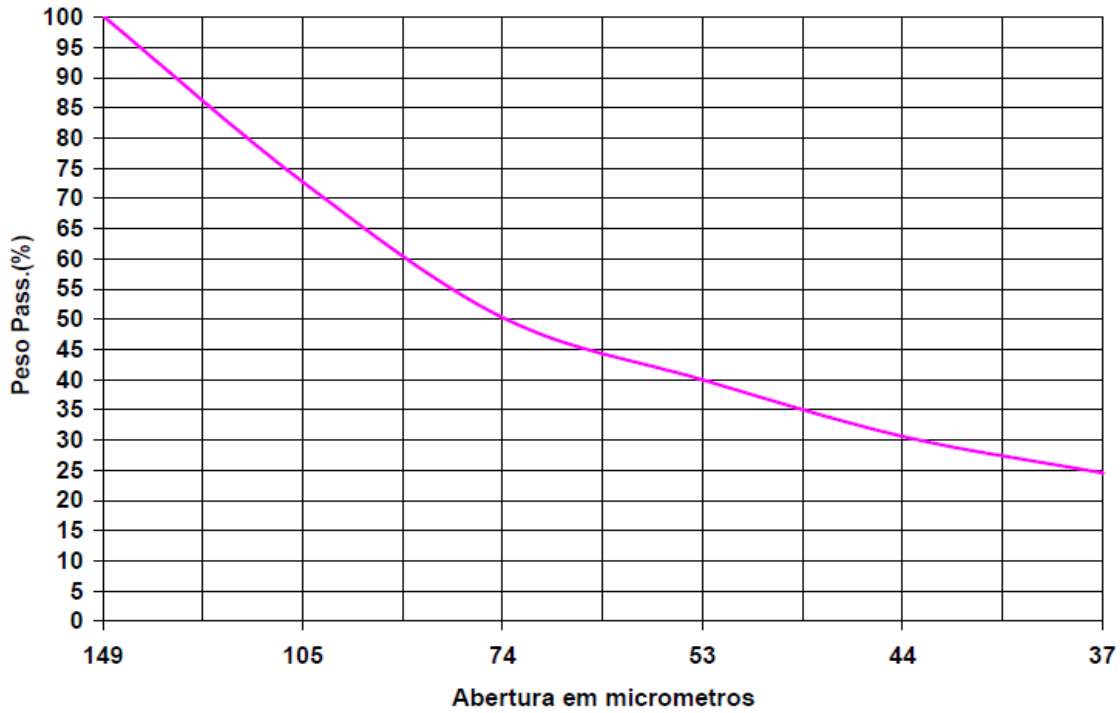
Análise Granulométrica do Produto

M. Inicial (g) : **344,09**

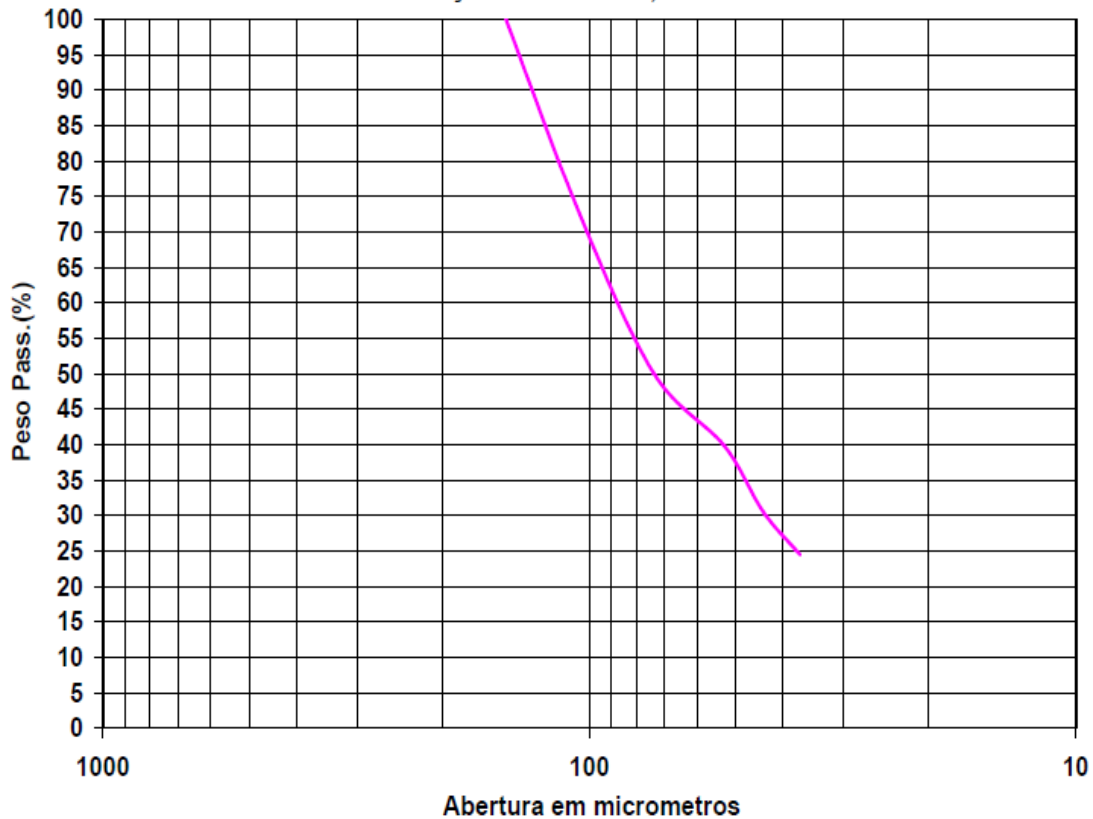
$P_{80} =$ **116,5** μ m

Malha (mesh)	Tamanho (microns)	Massa (g)	Massa (%)	M. Ac. (%)	M. Pass. (%)
100	149	0,00			100,00
150	105	93,32	27,49	27,49	72,51
200	74	76,14	22,43	49,93	50,07
270	53	34,83	10,26	60,19	39,81
325	44	31,76	9,36	69,55	30,45
400	37	20,47	6,03	75,58	24,42
-400	-	82,90	24,42	-	-
Total	-	339,42	100,00	-	-

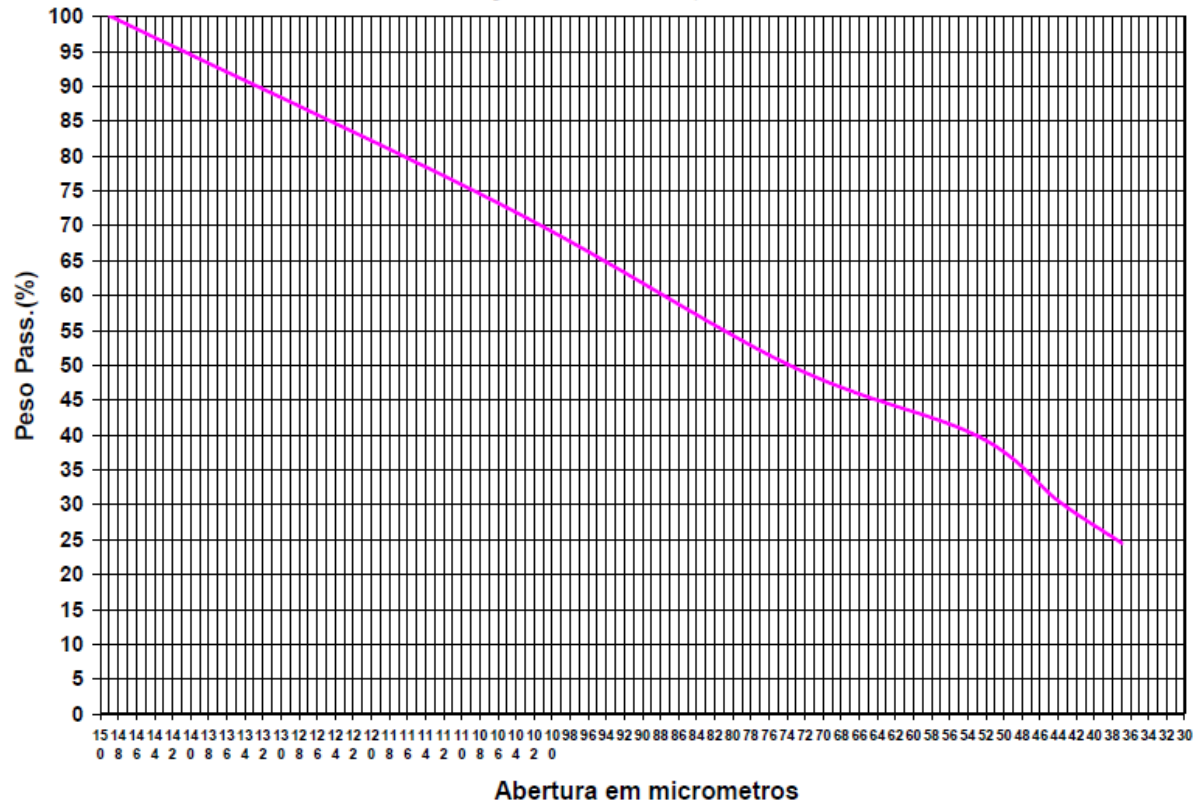
Análise Granulométrica do Produto (Teste 1)
Material : Minério de Cobre - Mineração Caraiba S. A.(Amostra ROM-RSA)
Determinação do P80 : 116,5 micrometros



Análise Granulométrica do Produto (Teste 1)
Material : Minério de Cobre - Mineração Caraiba S. A.(Amostra ROM-RSA)
Determinação do P80 : 116,5 micrometros



Análise Granulométrica do Produto (Teste 1)
Material : Minério de Cobre - Mineração Caraiba S. A.(Amostra ROM-RSA)
Determinação do P80 : 116,5 micrometros



Cálculo do valor do IT (Teste 1) :

Minério: **Minério de Cobre (Amostra ROM-RSA)**
Procedência : **Mineração Caraíba S. A.**

IT = Índice de trabalho para a moagem, em KWh / t

Am = abertura da peneira em micrometros.

P = abertura da peneira onde passam 80 % do produto , em micrometros.

A = abertura da peneira onde passam 80 % da alimentação, em micrometros.

Mob. = média dos últimos 3 valores de Mobi.

1,1 = fator de correção de tonelada curta para tonelada métrica.

$$IT = \frac{44,5}{0,23 \times 0,82 \times 10 \times \left(\frac{-0,5}{80} - \frac{-0,5}{80} \right)} \times 1,1$$

$$IT = \frac{44,5}{149 \times 1,47 \times 10 \times \left(\frac{-0,5}{117} - \frac{-0,5}{2830} \right)} \times 1,1$$

$$IT = \frac{44,5}{3,16 \times 1,37 \times 10 \times \left(\frac{0,09265}{0,01880} - \frac{0,01880}{0,09265} \right)} \times 1,1$$

$$IT = \frac{44,5}{3,2017} \times 1,1$$

$$IT = \boxed{15,29} \text{ KWh / t (0,149)}$$

Determinação do IT- Teste 2

Minério : **Minério de Cobre (Amostra ROM-RSA)**

Malha Teste(Am) : **149** μ m

Alimentação(M) : **1.185,23** g ... Aar = **338,64** g

Pass.em Am(%) : **8,93**

Mobi (g/Rot.) : g/Rot.

ciclo	rotação(Nri)	pass. inicial(g) Mai	m. retida em Am(g)	massa pass. Am(g) - Mpi	pass. gerado(g)	desvio(g)	Mobi (g/Rot.)
1	150	105,82	892,72	292,51	186,69	-46,13	1,24
2	251	26,12	830,72	354,51	328,39	15,87	1,31
3	235	31,65	822,43	362,80	331,15	24,16	1,41
4	217	32,39	840,34	344,89	312,50	6,25	1,44
5	214	30,79	851,65	333,58	302,79	-5,06	1,42
6							
7							
8							
9							
10							
						Média	1,42

Determinação do IT (Índice de Trabalho) - Teste 2

Minério : **Minério de Cobre (Amostra ROM-RSA)**

Granulometria : **< 6 mesh (3,36 mm)**

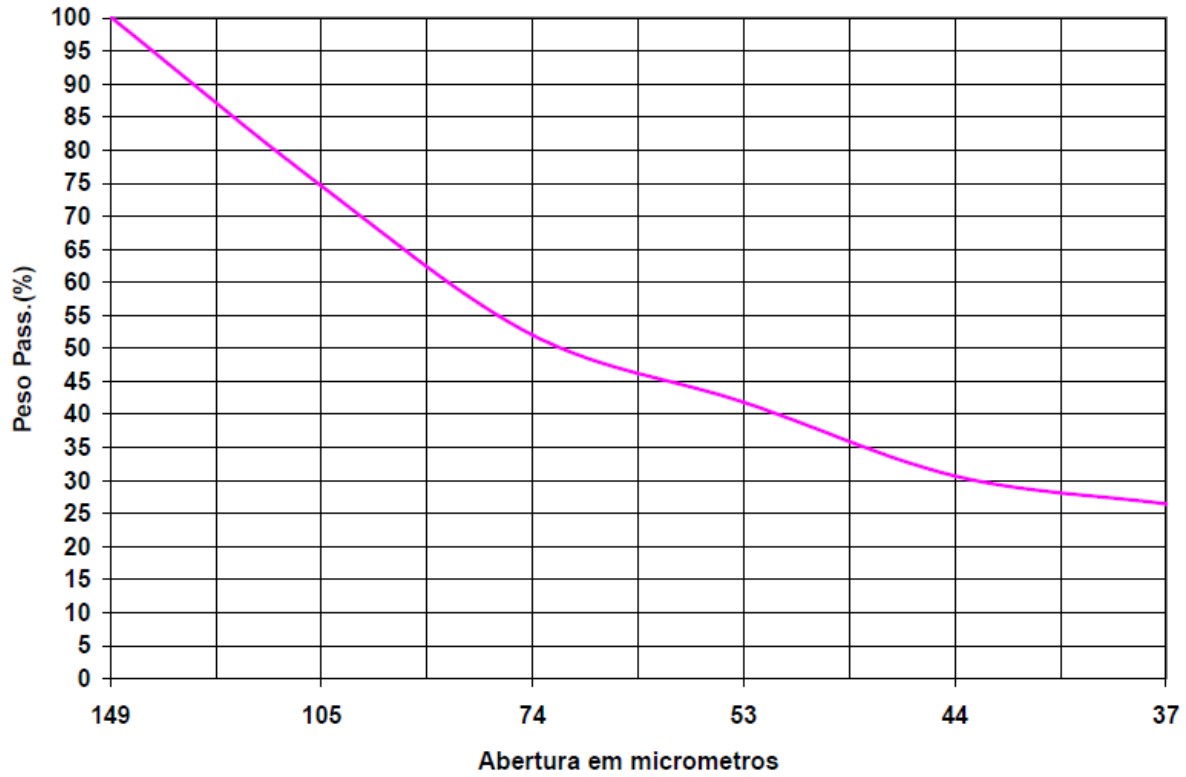
Análise Granulométrica do Produto

M. Inicial (g) : **333,58**

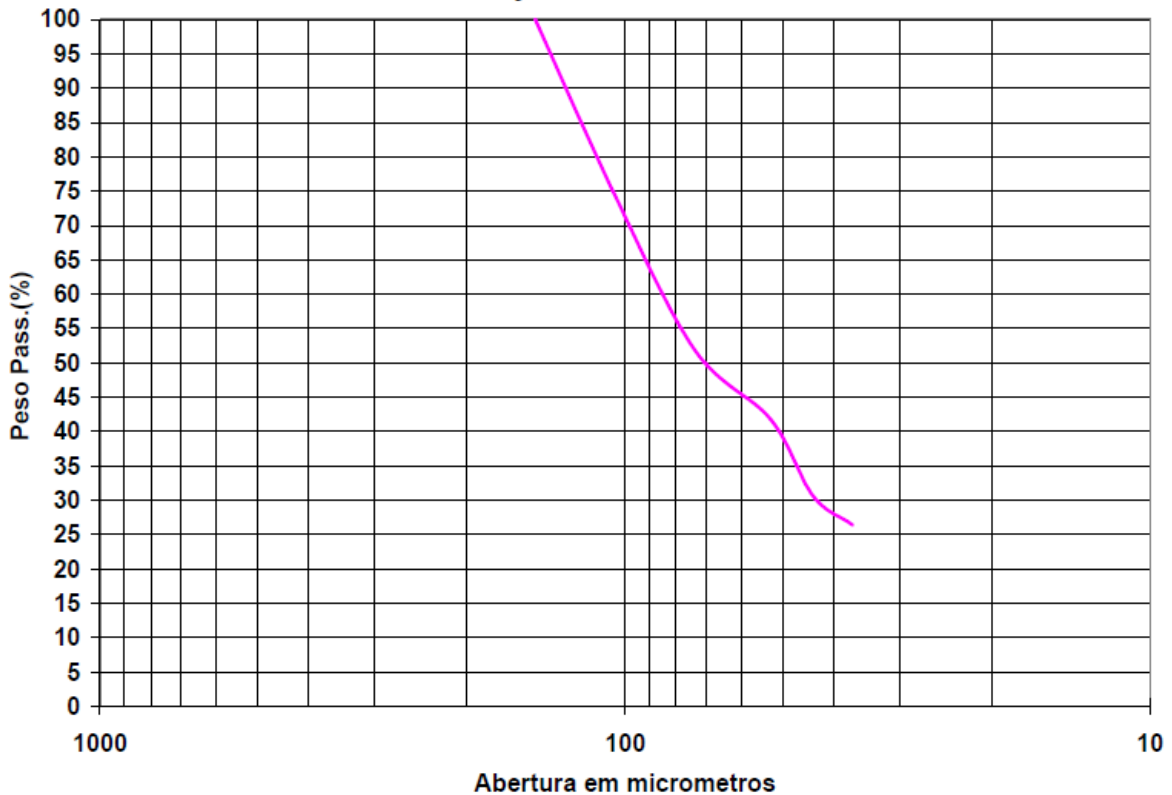
$P_{80} =$ **114** μ m

Malha (mesh)	Tamanho (microns)	Massa (g)	Massa (%)	M. Ac. (%)	M. Pass. (%)
100	149	0,00			100,00
150	105	84,19	25,61	25,61	74,39
200	74	74,07	22,53	48,13	51,87
270	53	33,34	10,14	58,27	41,73
325	44	36,61	11,13	69,41	30,59
400	37	13,90	4,23	73,63	26,37
-400	-	86,69	26,37	-	-
Total	-	328,80	100,00	-	-

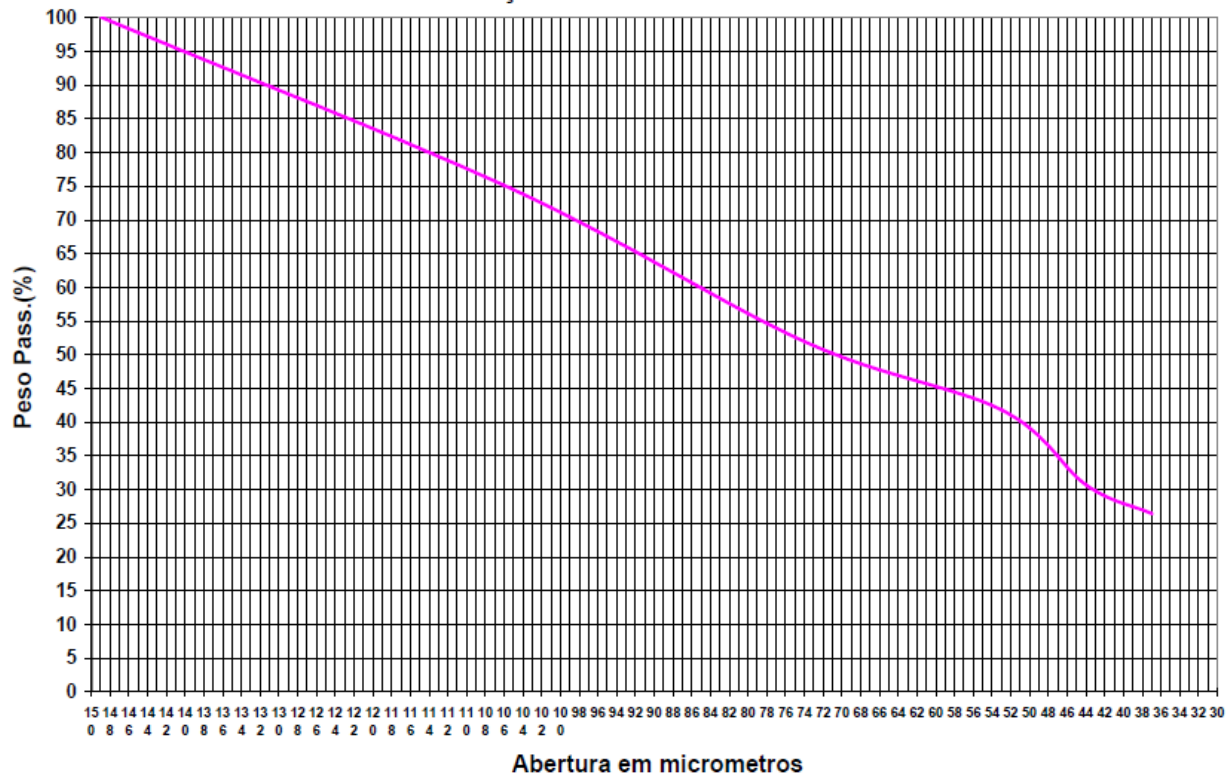
Análise Granulométrica do Produto (Teste 2)
Material : Minério de Cobre - Mineração Caraíba S. A.(Amostra ROM-RSA)
Determinação do P80 : 114 micrometros



Análise Granulométrica do Produto (Teste 2)
Material : Minério de Cobre - Mineração Caraíba S. A.(Amostra ROM-RSA)
Determinação do P80 : 114 micrometros



Análise Granulométrica do Produto (Teste 2)
Material : Minério de Cobre - Mineração Caraíba S. A.(Amostra ROM-RSA)
Determinação do P80 : 114 micrometros



Cálculo do valor do IT (Teste 2) :

Minério: **Minério de Cobre (Amostra ROM-RSA)**
Procedência : **Mineração Caraíba S. A.**

IT = Índice de trabalho para a moagem, em KWh / t

Am = abertura da peneira em micrometros.

P = abertura da peneira onde passam 80 % do produto , em micrometros.

A = abertura da peneira onde passam 80 % da alimentação, em micrometros.

Mob. = média dos últimos 3 valores de Mobi.

1,1 = fator de correção de tonelada curta para tonelada métrica.

$$IT = \frac{44,5}{\frac{0,23}{Am} \times \frac{0,82}{Mob.} \times 10 \times \left(\frac{-0,5}{80} - \frac{-0,5}{80} \right)} \times 1,1$$

$$IT = \frac{44,5}{\frac{0,23}{149} \times \frac{0,82}{1,42} \times 10 \times \left(\frac{-0,5}{114,00} - \frac{-0,5}{2830} \right)} \times 1,1$$

$$IT = \frac{44,5}{3,16 \times 1,33 \times 10 \times (0,09366 - 0,01880)} \times 1,1$$

$$IT = \frac{44,5}{3,1586} \times 1,1$$

$$IT = \boxed{15,50} \text{ KWh / t (0,149)}$$

Cálculo da energia necessária para moer 1 t de material :

Minério: **Minério de Cobre (Amostra ROM-RSA)**
Procedência : **Mineração Caraíba S. A.**

$$E = 10 \times IT \left(P^{-0,5} - A^{-0,5} \right)$$

E = Energia necessária para a moagem, em KWh / t.

IT = Índice de trabalho para a moagem, em kwh / t (média).

P = abertura da peneira onde passam 80 % do produto, em micrometros (média).

A = abertura da peneira onde passam 80 % da alimentação, em micrometros.

$$W = 10 \times 15,4 \times \left(115,25^{-0,5} - 2830^{-0,5} \right)$$

$$W = 10 \times 15,4 \times \left(0,09315 - 0,01880 \right)$$

$$W = 153,9 \times 0,07435$$

$$W = \boxed{11,44} \text{ kwh / t}$$

Relatório elaborado por : **Carlos Alberto Melo Santos (Técnico-Químico)**

Trabalho Experimental por : **Carlos Alberto Melo Santos (Técnico-Químico)**
Juan Carlos Guerrero Barreto (Eng. de Minas)

Período: **Agosto-2008**

Responsável pelo projeto : **Luiz Gonzaga Santos Sobral**

Adão Benvindo da Luz
Diretor

Ronaldo Luiz Correa dos Santos
Chefe da Coordenação de Processos Metalúrgicos e Ambientais - CPMA

Luiz Gonzaga Santos Sobral
Chefe do Serviço de Desenvolvimento de Processos Biotecnológicos - SPMB