

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS,
METALURGIA E DE MATERIAIS – PPGEM

**VERIFICAÇÃO DA APLICABILIDADE DO
PROGRAMA MAFMO COMO FERRAMENTA AUXILIAR
NA ESTIMATIVA DE CUSTOS EM PROJETOS
CONCEITUAIS**

por

Milton Correa Carriconde

Engenheiro de Minas

Dissertação para a obtenção do título de Mestre em Engenharia

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS,
METALURGIA E DE MATERIAIS – PPGEM

**VERIFICAÇÃO DA APLICABILIDADE DO
PROGRAMA MAFMO COMO FERRAMENTA AUXILIAR
NA ESTIMATIVA DE CUSTOS EM PROJETOS
CONCEITUAIS**

Autor: Milton Correa Carriconde

Porto Alegre

2010

Dissertação submetida, como requisito para obtenção do título de Mestre em Engenharia, ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalurgia e de Materiais (PPGEM) da Universidade Federal do Rio Grande do Sul

Área de Concentração: Metalurgia Extrativa e Tecnologia Mineral

Autor:

Milton Correa Carriconde

Engenheiro de Minas

Orientador:

Prof. Dr. Carlos Otávio Petter

Banca Examinadora:

Régis Paranhos

Eng., M.Sc., PhD

UNIPAMPA

Rodrigo Peroni

Eng., M.Sc., PhD

UFRGS – PPGEM

Enrique Munaretti

Eng., M.Sc., PhD

UFRGS – DEMIN

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	7
1.1	OBJETIVO.....	10
1.2	FASES DE UM PROJETO	10
2	METODOLOGIA UTILIZADA.....	14
2.1	SISTEMÁTICA DE DESENVOLVIMENTO E APRESENTAÇÃO	15
2.2	ESCALAS DA PRODUÇÃO	16
2.3	DEFINIÇÃO DE ROTAS	17
2.4	SELEÇÃO DE EQUIPAMENTOS E UNIDADES DE OPERAÇÃO	18
2.5	CÁLCULO DE INVESTIMENTOS	18
2.6	CUSTOS OPERACIONAIS.....	19
2.7	RECEITAS.....	19
2.8	ANÁLISE ECONÔMICA.....	19
3	ESTADO DA ARTE	20
3.1	INTRODUÇÃO.....	20
3.2	CONCENTRAÇÃO DE COBRE – ROTAS PRIMÁRIAS	20
3.3	CONCENTRAÇÃO DE SULFETOS DE COBRE – CRITÉRIOS DE PROJETO	22
3.3.1	<i>BRITAGEM</i>	22
3.3.2	<i>HOMOGENEIZAÇÃO DO MINÉRIO</i>	23
3.3.3	<i>MOAGEM E CLASSIFICAÇÃO</i>	24
3.3.4	<i>FLOTAÇÃO</i>	25
3.3.5	<i>ESPESSAMENTO DO CONCENTRADO</i>	25
3.3.6	<i>FILTRAGEM</i>	26
3.3.7	<i>TRANSFERÊNCIA DE MATERIAL</i>	27
3.3.8	<i>UNIDADES AUXILIARES E INFRAESTRUTURA</i>	27
3.4	LIXIVIAÇÃO DE ÓXIDOS DE COBRE – MÉTODOS	28
3.4.1	<i>LIXIVIAÇÃO EM ATERROS – DUMP LEACHING</i>	28
3.4.2	<i>LIXIVIAÇÃO EM PILHAS – HEAP LEACHING</i>	28
3.4.3	<i>LIXIVIAÇÃO EM TANQUES – VAT LEACHING</i>	31
3.4.4	<i>LIXIVIAÇÃO EM TANQUES COM AGITAÇÃO – AGITATION LEACHING</i>	31
3.4.5	<i>LIXIVIAÇÃO IN SITU – IN SITU LEACHING (IN PLACE LEACHING)</i>	32
3.5	MÉTODOS DE COLETA DO COBRE DE SOLUÇÕES ÁCIDAS	33
3.5.1	<i>PRODUÇÃO DE COBRE CEMENTO</i>	33

3.5.2	EXTRAÇÃO POR SOLVENTE – PROCESSO SX.....	34
3.5.3	ELETRODEPOSIÇÃO (EW).....	36
3.6	CONCENTRAÇÃO DE OURO	38
3.6.1	PROCESSOS COM CIANETAÇÃO.....	38
3.6.2	PROCESSAMENTO DE CONCENTRADOS DE SULFETOS METÁLICOS.....	39
3.6.3	OPERAÇÕES DE CIANETAÇÃO	42
4	ESTUDOS CONCEITUAIS.....	47
4.1	PROCESSAMENTO DE SULFETOS DE COBRE – JAZIDA A.....	47
4.1.1	RECURSOS MINERAIS ESPERADOS.....	47
4.1.2	PREMISSAS ESTABELECIDAS PARA O ESTUDO	48
4.1.3	ESCALA E RITMO DE PRODUÇÃO	48
4.1.4	DESCRIÇÃO DAS OPERAÇÕES.....	49
4.1.5	LOCALIZAÇÃO DAS INSTALAÇÕES DE BENEFICIAMENTO	55
4.1.6	INVESTIMENTOS CONFORME ESTUDO CONCEITUAL	57
4.1.7	CUSTO OPERACIONAL CONFORME ESTUDO CONCEITUAL	58
4.1.8	CARACTERÍSTICAS DO CONCENTRADO FINAL	59
4.1.9	APLICAÇÃO DO PROGRAMA MAFMO PARA A JAZIDA A – SULFETOS DE COBRE	61
	<i>Gráfico 4.I – Comparação dos investimentos totais conforme resultantes do projeto conceitual e do MAFMO para a jazida A.....</i>	64
	<i>Gráfico 4.II – Comparação dos custos operacionais resultantes do projeto conceitual e do MAFMO para a jazida A.....</i>	66
4.1.10	ANÁLISE COMPARATIVA DOS MÉTODOS DE ESTIMATIVA DE CUSTOS.....	67
4.1.11	ANÁLISE ECONÔMICA	71
4.2	PROCESSAMENTO DE COBRE OXIDADO – JAZIDA B.....	72
4.2.1	RECURSOS MINERAIS ESPERADOS.....	72
4.2.2	PREMISSAS ESTABELECIDAS PARA O ESTUDO	72
4.2.3	ESCALA E RITMO DE PRODUÇÃO	72
4.2.4	DESCRIÇÃO DAS OPERAÇÕES.....	73
4.2.5	LOCALIZAÇÃO DAS INSTALAÇÕES DE BENEFICIAMENTO	77
4.2.6	INVESTIMENTOS	77
4.2.7	CUSTO OPERACIONAL	79
	<i>Gráfico 4.III – Composição do custo operacional para a jazida B</i>	81
4.2.8	ANÁLISE COMPARATIVA DOS MÉTODOS DE ESTIMATIVA DE CUSTOS.....	81
4.2.9	ANÁLISE ECONÔMICA	82
4.3	PROCESSAMENTO DE MINÉRIO AURÍFERO – JAZIDA C	83

4.3.1 RECURSOS MINERAIS ESPERADOS	83
4.3.2 PREMISSAS ESTABELECIDAS PARA O ESTUDO	83
4.3.3 TESTES DE PROCESSAMENTO DO MINÉRIO EM LABORATÓRIO	83
4.3.4 CONSIDERAÇÕES SOBRE O PROCESSO DE OXIDAÇÃO DOS SULFETOS	84
4.3.5 ESCALA E RITMO DE PRODUÇÃO	85
4.3.6 INVESTIMENTOS	90
4.3.7 CUSTO OPERACIONAL	91
4.3.8 CARACTERÍSTICAS DOS PRODUTOS INTERMEDIÁRIOS	91
4.3.9 APLICAÇÃO DO PROGRAMA MAFMO PARA A JAZIDA C – MINÉRIO DE OURO	93
Gráfico 4.IV – Comparação dos investimentos conforme resultantes do projeto conceitual e do MAFMO para a jazida C.....	97
Gráfico 4.V – Comparação dos custos operacionais resultantes do projeto conceitual e do MAFMO para a jazida C	98
4.3.10 ANÁLISE COMPARATIVA DOS MÉTODOS DE ESTIMATIVA DE CUSTOS.....	99
4.3.11 ANÁLISE ECONÔMICA	103
5 CONCLUSÕES	104
6 REFERÊNCIAS	107

Lista de abreviaturas e símbolos

LME	London Metal Exchange – Centro mundial para comercialização de metais não-ferrosos
ozt	Onça troy (<i>troy ounce</i>): unidade de massa equivalente a 31,1035 g
st	Tonelada curta (short ton): unidade de massa equivalente a 907,18 kg
t/j	Toneladas métricas por dia (tonnes/jour) cf. MAFMO
USD	Dólares americanos
Wi	Work index ou Índice de Bond (kWh/st)

RESUMO

Os empreendimentos em mineração são frequentemente classificados como de elevado fator de risco econômico por associarem características de investimentos elevados, com longo tempo de preparação e com certo grau de incertezas no que se refere a reservas geológicas ou caracterização tecnológica do minério. Portanto, é imperativo que a continuidade de um projeto, desde a prospecção geológica, seja acompanhada por frequentes reavaliações técnicas e econômicas, de forma que, a decisão de prosseguir seja respaldada pela aferição da viabilidade do empreendimento à luz das novas informações agregadas ao longo de seu desenvolvimento.

As avaliações efetuadas nas etapas preliminares são, em geral, estimativas grosseiras, pois as informações disponíveis sobre a jazida e o minério estão incompletas e somente serão intensificadas se houver intenção de prosseguir no projeto, mas essa decisão deverá ser tomada com base nas avaliações econômicas preliminares.

Alguns modelos de cálculo estimativo de custos de implantação e operação de instalações mineiras e de beneficiamento de minério foram desenvolvidos para auxiliar o profissional de engenharia de minas nessa tarefa. Alguns deles estão disponíveis em aplicativos para computadores.

Este trabalho avalia a aplicabilidade do programa MAFMO – Modele d'Analyse Financière sur Micro-Ordinateur, desenvolvido no Centre de Géotechnique et d'Exploitation du Sous-sol da Ecole National Supérieure des Mines de Paris, que utiliza modelos matemáticos desenvolvidos por T. Alan O'Hara em 1980, para determinação de parâmetros econômicos adequados para proceder a avaliação econômica de um empreendimento mineiro.

O estudo é desenvolvido para comparação dos resultados de avaliação do MAFMO, em três exemplos de jazida reais, com os valores de investimentos e custos operacionais calculados a partir de Projetos Conceituais, para lavra a céu aberto.

ABSTRACT

Mining ventures are, frequently, qualified as an activity with elevated economical risk factor joining characteristics of high investment, long preparation time and a substantial amount of uncertainty about geological reserves and technological characteristics of ore. Therefore, it is paramount for the continuity of a mining project, starting from the geological prospection, to be followed closely by technical and economical revaluations so that the decision to proceed or to stop, anytime, can be supported, or reviewed by every new datum added.

Preliminary evaluations are, usually, an exercise of forecasting. The available information about the ore body shape or the ore qualities are quite incomplete at the beginning and will be detailed as long as the project proceeds based on favorable economical prognostic.

There are some mathematical models that can help the mining engineer on that task of estimating investment and operational costs on mine and mineral process plant. Some of those models are available as computer software.

This work evaluates the application of the software MAFMO - Modele d'Analyse Financière sur Micro-Ordinateur, developed by Centre de Géotechnique et d'Exploitation du Sous-sol da Ecole National Superieure dès Mines de Paris, which utilizes a cost estimation model, prepared by T. Alan O'Hara in 1980, to estimate suitable parameters such as capital investments and operating costs for a mine and processing plant.

This study compares the results given by MAFMO software applied on actual ore bodies, with values attained from three different conceptual projects developed for preliminary feasibility studies for open pit mining exploitation.

1 INTRODUÇÃO

As primeiras estimativas sobre os investimentos necessários para empreender um projeto em mineração são, em geral, iniciadas logo após a determinação de reservas potencialmente interessantes de minério. Um estudo de viabilidade preliminar do empreendimento deverá ser desenvolvido com a finalidade de orientar a conveniência ou não de comprometer recursos com detalhamento geológico, planejamento de leiaute da mina, estudos metalúrgicos e outras atividades técnicas necessárias ao desenvolvimento de um projeto mineiro.

Como é prática corrente no processo de avaliação de qualquer investimento, a definição do grau de atratividade do empreendimento é determinada após a análise dos parâmetros obtidos pela simulação do movimento financeiro esperado ao longo de sua vida útil ou, pelo menos, durante um tempo bastante longo. Não considerando outras determinações estratégicas e políticas, igualmente ponderáveis, a decisão de investir em um projeto de mineração, em geral, é tomada pela análise dos parâmetros econômicos, principalmente Valor Presente Líquido (VPL) e Taxa Interna de Retorno (TIR), obtidos pelo Fluxo de Caixa estimado para aquele empreendimento.

Para que seja possível proceder ao estudo de viabilidade econômica de um empreendimento futuro, alguns parâmetros deverão ser definidos previamente. Alguns desses parâmetros dizem respeito a aspectos financeiro-administrativos e legais - origem e custo dos recursos monetários, tributos e encargos incidentes sobre os produtos, taxas de juros, taxa de atratividade, etc. Outros parâmetros, fundamentais para o estudo de viabilidade, deverão ser estabelecidos a partir das necessidades tecnológicas para transformar um recurso natural - o minério de uma jazida - em produtos finais comercializáveis, ou seja, os investimentos necessários e os custos de produção. Ao tratar-se de avaliações preliminares, certas características da jazida e do minério, possivelmente, não estarão suficientemente detalhadas para definir com segurança o leiaute da mina, a rota de processo, as qualidades dos produtos finais e outras informações imprescindíveis para o desenvolvimento de projetos definitivos. Esses fatores deverão ser estimados com

base na experiência e perícia dos engenheiros que conduzem o estudo, condições que passam a ser determinantes do grau de confiabilidade do projeto.

Diversos trabalhos tem sido publicados com o objetivo de auxiliar nesta fase de projeto de mineração e/ou instalações de processamento mineral. Algumas publicações dizem respeito, somente, a tarefa de estabelecer valores de compra e custos operacionais para equipamentos, instalações e serviços, constam essas, em geral, de tabelas, gráficos e/ou fórmulas que definem custos de aquisição e operacionais de acordo com o tipo e tamanho dos equipamentos ou instalações previamente determinados. Exemplos: Mine and Mill Equipment Costs – An Estimator’s Guide, Western Mine Engineering Inc. (1995); Mineral Processing Equipment Costs and Preliminary Capital Costs Estimations, The Canadian Intitute of Mine and Metallurgy (1972).

Outras publicações auxiliam na tarefa de dimensionamento de equipamento e instalações, bem como, na estimativa de seus custos. Exemplo de manuais bastante empregados: Cost Estimation Handbook for Australian Mining Industry, The Australian Institute of Mine and Metallurgy (1993); Handbook on the Estimation of Metallurgical Process Costs (1996).

Esses processos de dimensionamento de instalações e estimativas de custos se baseiam em fórmulas desenvolvidas de forma empírica com base em estatísticas de operações reais, adequadas para uma avaliação rápida, denominados na literatura técnica como *quick evaluations*. Bastante conhecidos, e utilizados frequentemente em guias e manuais, são os gráficos e fórmulas conhecidos como Modelo de O’Hara, publicado inicialmente no Canadian Intitute of Mining and Metallurgy Bulletin (1980) e revisados e atualizados por O’Hara e Suboleski para o SME Mining Engineers Handbook (1992),

Alguns softwares foram desenvolvidos com a mesma finalidade de auxiliar nas tarefas de dimensionamento de equipamentos e instalações, determinação das necessidades de mão de obra, energia e suprimentos, estimativa de custos e análise financeira.

Exemplos:

SHERPA	Determina automaticamente a necessidade em equipamentos, mão de obra, materiais e suprimentos, e os custos para um estudo de pré-viabilidade de mina. <i>Apud</i> Western Mine Engineering Co. (1995).
APEX	Determina parâmetros para análise econômica de projetos mineiros: Valor Presente Líquido (VPL), Período de <i>Payback</i> , Taxa Interna de Retorno (TIR), Ponto de Equilíbrio, Análises de Risco e Sensibilidade. <i>Apud</i> Western Mine Engineering Co. (1995).
MAFMO	Modele d'Analyse Financière sur Micro-Ordinateur, baseado no modelamento desenvolvido por O'Hara (1980) ⁽¹⁾ efetua o cálculo probabilístico da rentabilidade de um projeto e fornece uma distribuição de valores prováveis para os indicadores de rentabilidade. NAGLE, A.J. (1988).

⁽¹⁾ O Modelo de O'Hara utilizado no MAFMO é de 1980. O'Hara e Suboleski (1992) apresentaram um trabalho posterior com revisões do modelo.

MAFMO é a sigla referente ao aplicativo - Modele d'Analyse Financière sur Micro-Ordinateur, desenvolvido no Centre de Géotechnique et d'Exploitation du Sous-sol da ENSMP e que está descrito na tese de doutorado de Antônio José Nagle, apresentada à Ecole Nationale de Supérieure de Mines de Paris - ENSMP, em novembro de 1988, sob o título: AIDE A L'ESTIMATION DES PARAMETRES ECONOMIQUES D'UM PROJET MINIER DANS LES ETUDES DE PREFAISABILITE.

Evidentemente, os modelos de avaliação preliminar foram desenvolvidos para processos e operações mais usuais, cabendo ao técnico avaliador a tarefa de adequá-los às variações e nuances de cada minério ou processo, e complementá-los com avaliações individualizadas para as operações e instalações não contempladas nos modelamentos.

1.1 OBJETIVO

Este trabalho tem por objetivo comparar estimativas de investimento e de custos operacionais, - obtidas em projetos conceituais, desenvolvidos para estudos de viabilidade econômica na exploração de pequenas a médias reservas de minérios metálicos, propícias para lavra a céu aberto, - com os resultados originados pelo aplicativo MAFMO para as mesmas jazidas.

Aqui são apresentadas as estimativas econômicas baseadas na aplicação conceitual de engenharia para definição “a priori” de rotas tecnológicas e analisa, em três exemplos, as diferenças com os resultados obtidos com a aplicação do modelo MAFMO para gerar os mesmos parâmetros – investimentos e custos operacionais – para cada caso. Complementarmente, cada exemplo é concluído com a construção de fluxo de caixa e a definição dos parâmetros econômicos, conclusivos dos Projetos Conceituais.

A escolha, especificamente, do aplicativo MAFMO se deve aos seguintes fatores:

- O aplicativo é de utilização simples e pode ser uma ferramenta valiosa para auxiliar e agilizar estudos de viabilidade econômica.
- Apesar de somente estar disponível em sistema operacional DOS, poderá, sem aparente dificuldade, ser transposto para um sistema operacional mais moderno e prático.
- A estrutura de cálculo, baseada no modelo de O’Hara, poderá ser atualizada, e talvez ampliada, pelas revisões posteriores procedidas pelo próprio Alan O’Hara e por Stanley Suboleski.
- O aplicativo, propriamente dito, poderá ser revisado para apresentar resultados em valores atualizados e ampliado para contemplar outras tecnologias e modelos de exploração não previstos originalmente.

1.2 FASES DE UM PROJETO

Em geral, na fase preliminar de estudos técnico-econômicos, as informações disponíveis são, tão somente, suficientes para delinear um esboço dos benefícios e riscos na implantação de uma atividade de extração mineral. Pela

intensidade de capital necessário e o elevado grau de incerteza no conhecimento da jazida e do minério, os projetos de mineração são caracteristicamente conduzidos em sequências recorrentes de etapas de coleta e processamento de informações, seguidas por estimativa de investimentos e retornos futuros, resultando em ciclos de aprimoramento da avaliação do empreendimento. Idealmente, a cada fase de estudo técnico e econômico concluída, aumenta a confiança nos resultados do empreendimento, facilitando a decisão de prosseguir ou desistir do projeto.

Conforme descrito na literatura técnica e, em geral, planejado pelas empresas, um projeto de mineração é estruturado em fases.

Alguns autores, fundamentados em dados práticos, costumam atribuir níveis de precisão a cada uma dessas etapas de estudo e avaliação. Em geral, os nomes atribuídos a cada fase, indicam o nível de precisão a ser atingido, entretanto, termos iguais ou semelhantes podem corresponder, dependendo do autor, a diferentes graus de conhecimento e precisão.

Tabela 1.1 – Níveis de precisão das fases (Reynolds, 1990)

Fase do Projeto	% Engenharia Concluída	Nível de Precisão (%)
Conceitual	0	± 50
Pré-viabilidade	0 – 30	25 – 30
Viabilidade	30 +	10 – 15
Detalhamento	60	± 5

Existem várias proposições de sistemas ou classificação de etapas de projeto. Os autores, em geral, propõem um nível esperado de precisão nas estimativas de custos apuradas a cada etapa.

Os modelos (Reinolds e Frew), a seguir apresentados, exemplificam dois deferentes sistemas de classificação de fases de projeto ou estudo.

Conforme a Tabela 1.1, Reynolds (1990 *apud* AUSTRALIAN INSTITUTE OF MINING AND METALLURGY, 1993) propõem para as fases do projeto ou estudos os seguintes níveis de desenvolvimento de engenharia e precisão nos valores de investimentos:

Note-se que, na proposição de Reynolds, o termo conceitual corresponde a uma fase muito preliminar do projeto, onde, praticamente, não existem estudos de engenharia, propriamente dita, e os custos apurados refletem, apenas, a ordem de magnitude esperada. Entenda-se como engenharia, o dimensionamento, ainda que preliminar, de instalações ou equipamentos.

O termo projeto conceitual, aparece na classificação de Frew (1990 apud AUSTRALIAN INSTITUTE OF MINING AND METALLURGY, 1993), a seguir apresentada na Tabela 1.2, descrito em uma fase mais adiantada de avaliação (Estimativa Preliminar), correspondendo a valores, esperadamente, mais acurados.

Tabela 1.2 – Níveis de precisão das fases (Frew, 1990)

Tipo de Estimativa	Descrição	Nível de Precisão (%)
Indicativa	Baseada em dados empíricos de outros projetos	± 30
Preliminar	Baseada em projetos conceituais e estimativas de preços e custos	± 20
De controle	Baseada em fluxogramas, tamanho de equipamentos e arranjos conhecidos e preços orçados para equipamentos e materiais	± 10
Definitiva	Baseada em desenhos construtivos de engenharia e preços definitivos	± 5

Para avaliações, na fase inicial, a maioria dos autores propõe regras empíricas, algumas vezes chamadas “regras práticas” (*rules of thumbs*), sendo, uma das mais utilizadas, a regra dos seis décimos, conforme descrita por Mular (1978):

$$\text{Custo 1/Custo 2} = (\text{Capacidade 1/Capacidade 2})^{0,6}$$

Esta regra simples compara um investimento que se deseja avaliar, a partir de uma capacidade de produção estipulada, com outro investimento, real, conhecido, similar no tipo de operação e no ambiente físico-político, estabelecendo que: a relação entre custos (investimentos) é proporcional à potência 0,6 da relação de capacidades.

Várias outras regras práticas tem sido propostas, algumas são aplicáveis apenas a um determinado tipo de minério (polimetálico, carvão, ouro, etc.).

O passo seguinte no desenvolvimento de um projeto requer uma avaliação com maior confiabilidade, num nível de precisão acima da simples ordem de magnitude estabelecida pelos estimadores empíricos. Então, faz-se necessário recorrer a um envolvimento maior da engenharia para a elaboração de um conceito de mina, definindo ou presumindo: o método de lavra, o tipo de tratamento mineral e seus produtos, o mercado comprador ou o destino final do concentrado, as infra-estruturas industrial e social necessária, a logística de insumos e produtos, estudos e projetos ambientais, taxas e impostos, outras providências que possam acarretar despesas ou receitas significativas.

Evidencia-se que esta etapa de avaliação requer uma quantidade muito maior de informações e conhecimento técnico para definir ou assumir os parâmetros operacionais e econômicos necessários para estabelecer a “melhor” forma de aproveitamento da jazida nas condições econômicas, técnicas, políticas e sociais atuais e futuras.

Para esta fase, as informações poderão ser obtidas de duas maneiras: pelo pré-dimensionamento das instalações e equipamentos definidos por um estudo conceitual de engenharia aplicado à jazida em estudo ou, alternativamente, pela utilização de modelos matemáticos publicados e sobre os quais já se fez referência e exemplificações no início deste capítulo. Os resultados, de uma ou outra maneira, devem ser equivalentes se os procedimentos forem corretamente aplicados.

2 METODOLOGIA UTILIZADA

Os estudos conceituais aqui apresentados foram desenvolvidos para verificação do potencial de três diferentes jazidas com vistas ao aproveitamento dos bens minerais nelas contidos. Todos os projetos estão em fase inicial e apresentam características diversas entre si. Dois deles tem como objetivo principal a exploração de cobre, sendo que num deles o metal está, principalmente, na forma de sulfetos e no outro os minerais valiosos predominantes são óxidos de cobre. O terceiro projeto avalia a exploração de ouro contido, majoritariamente, em pirritas.

A peculiaridade desses estudos reside nos seguintes aspectos:

1. Eles foram desenvolvidos a partir de informações geológicas pouco detalhadas, obtidas em pesquisas geológicas executadas sobre alvos, inicialmente considerados secundários, e, praticamente, nenhuma informação tecnológica obtida diretamente do minério.
2. Destinam-se a informar acionistas e técnicos sobre tecnologias disponíveis e aspectos econômicos envolvidos num eventual empreendimento.

Essas condições de avaliação não são usuais quando um projeto é executado por uma empresa de mineração de médio ou grande porte, estas, em geral, investem significativamente na base de dados antes de estruturar a relação de investimentos, custos e receita. Entretanto, esta sistemática de estabelecer análise financeira a partir, apenas, de estimativas de características técnicas da jazida e do minério, tem, cada vez mais frequentemente, sido solicitada pelas pequenas empresas de mineração e as chamadas *junior companies*. Estas empresas, segundo descreve Jad Salomão Neto (2003) (site Geólogo.com.br), “em vista de seu pequeno porte, são normalmente muito ágeis, com rápido poder decisório, o que lhes favorece a vantagem de encontrar, deter e desenvolver parcialmente inúmeros projetos potenciais, eliminando, com pequeno capital, as primeiras etapas de alto risco. Com isto, muito contribuíram e vêm contribuindo com o setor e, além de propiciarem centenas de empregos, são sempre um bom alvo para as *major companies* ou grandes investidores.”

Sob o ponto de vista técnico, a análise econômica feita nessas condições, fundamentada em informações pouco detalhadas, não deve ser considerada mais precisa que as avaliações preliminares ou indicativas, isto deve ficar bem esclarecido pelo profissional que a executa. A vantagem que pode apresentar, diz respeito à construção de uma estrutura inicial de investimentos e fluxo de caixa que, embora baseada, fundamentalmente, em estimativas, permite ao investidor identificar os itens de maior intensidade de capital, maiores necessidades de informações técnicas específicas, aspectos sócio-ambientais a detalhar e outras carências e indefinições salientadas pelos estudos técnicos e econômicos.

O nível de precisão possível de se atingir nesse processo de avaliação não poderá ser maior que a precisão da avaliação geológica. E, se existir uma razoável expectativa quanto ao comportamento tecnológico do minério, seja por informação direta ou por uma confiável semelhança com outro minério conhecido, ainda assim, deve-se, pelo menos, considerar uma variação de $\pm 30\%$ nos resultados de análise econômica, nível este compatível com estimativas do tipo indicativa, segundo Frew (1990 apud AUSTRALIAN INSTITUTE OF MINING AND METALLURGY, 1993).

Considerando a qualidade das informações disponíveis nos tres exemplos estudados, não se deve esperar um nível de precisão inferior a 50%.

2.1 SISTEMÁTICA DE DESENVOLVIMENTO E APRESENTAÇÃO

Os Projetos Conceituais foram desenvolvidos, de acordo com objetivos estabelecidos, em duas partes:

Inicialmente é apresentado o estado da arte das tecnologias disponíveis para os tipos de minérios analisados.

Na segunda parte são desenvolvidos estudos conceituais de rotas estimadas adequadas para as características estabelecidas para cada jazida, considerando o nível de informações disponíveis. Ao final de cada estudo é apresentado, o fluxo de caixa e a análise econômica.

Os três exemplos de Projetos Conceituais apresentados foram escolhidos de forma a salientar diferenças de características que dizem respeito à

aplicabilidade de método de avaliação rápida (MAFMO). O software foi utilizado, onde aplicável, para definir somente investimentos e custos operacionais. As análises econômicas foram efetuadas, todas as três, pelo método de avaliação de fluxo de caixa descontado.

Após a exposição de cada projeto conceitual são apresentados os resultados gerados pelo MAFMO e feito o cotejamento dos valores de investimentos e custos operacionais obtidos pelas duas metodologias. Os principais itens com resultados divergentes são salientados e as diferenças analisadas individualmente. Cópias das telas apresentadas pelo MAFMO estão anexadas ao final do trabalho.

A análise econômica, em cada exemplo, foi feita com os resultados oriundos de fluxos de caixa criados a partir das informações dos projetos conceituais. Embora não façam parte do objetivo deste trabalho no que se refere à comparação de resultados obtidos pelos projetos conceituais com aqueles gerados pelo MAFMO, os fluxos de caixa e os respectivos parâmetros econômicos para avaliação de viabilidade são, ilustrativamente, apresentados em cada exemplo.

2.2 ESCALAS DA PRODUÇÃO

Inicialmente, foi necessário definir para cada projeto o tamanho da mina e das instalações de beneficiamento, ou seja, a capacidade de produção expressa em termos de tonelagem lavrada e processada por dia de operação.

Se uma mina é muito grande em relação ao tamanho da reserva, a vida da operação será muito curta e será necessária uma grande quantidade de equipamentos operando concomitantemente e, conseqüentemente, a preparação de uma área muito grande disponível para lavra, além do que, haverá pouca possibilidade de ajustar ou corrigir erros de projeto ou deficiências na operação antes da reserva ser significativamente reduzida.

Se o tamanho da mina for muito pequeno em relação à reserva de minério, o lucro da operação tende a ser muito pequeno e a recuperação do capital investido só será possível num prazo muito longo, ou, dependendo da taxa de atratividade considerada, não haverá recuperação de investimentos. Aumentar a capacidade de uma mina em produção requer um acréscimo de investimentos muito

maior do que seria necessário para uma instalação de capacidade maior estabelecida no início do projeto.

A escala de produção de uma mina, principalmente as de pequeno porte, pode ser determinada pela necessidade ou pela capacidade de absorção do mercado. Uma mina de carvão pode ser instalada para atender uma demanda específica de uma unidade de geração termelétrica, independentemente do tamanho da jazida. Pequenas empresas mineiras de metais básicos costumam aproveitar ocorrências menores, próximas a instalações mineiro-metalúrgicas de grande porte, aproveitando, dessa forma, a sobra de capacidade das plantas metalúrgicas. A taxa de produção dessas minas “satélites” é dimensionada para suprir a parte da demanda não atendida pela mina principal.

Na falta de uma definição prévia de demanda ou metas de produção, podem ser utilizadas fórmulas para estabelecer a taxa de produção ótima, isto é, economicamente mais adequada à reserva.

Segundo Keith R. Long (2008), diversos métodos foram propostos para determinar a capacidade ótima de uma mina, incluindo o modelo de extração de recursos finitos (Hotelling, 1931), critério do VPL (Smith, 1997) e análise marginal (Sabour, 2002) e, provavelmente o mais conhecido, o método de Taylor (1977 e 1986).

Neste trabalho, as taxas de produção foram estabelecidas por semelhança com empreendimentos de mesmo porte.

2.3 DEFINIÇÃO DE ROTAS

Foram estabelecidos conceitualmente os planos de lavra e os fluxogramas de processo, com base em rotas tecnológicas básicas, descritas na bibliografia técnica, complementada por informações obtidas em operações existentes e pela experiência pessoal. Os projetos conceituais aqui apresentados fazem parte de seguinte trabalho: **Estudo Sobre Oportunidades – Bases Tecnológicas e Estimativas Econômicas**, (Carriconde, M.C., 2009).

Na falta de ensaios específicos, certas características tecnológicas dos minérios foram estimadas a partir de observações feitas pelos geólogos de campo e por similaridade com outros minérios, da mesma região e gênese geológica, já

amplamente ensaiados. Desta forma foram estimados a moabilidade ($W_i = work\ index$), densidade do minério e rocha encaixante, malha de liberação dos minerais valiosos, recuperações na flotação, solubilidade em solução ácida ou cianídrica, entre outros parâmetros necessários à definição dos fluxogramas.

2.4 SELEÇÃO DE EQUIPAMENTOS E UNIDADES DE OPERAÇÃO

Definidos dados e características das jazidas dos minérios e uma vez estabelecidas a capacidade de produção e os procedimentos para lavra e beneficiamento dos minérios, foi possível desenvolver balanços de massa e metalúrgico e os fluxos de sólidos, polpa, água, ácidos, etc.

O procedimento descrito permitiu dimensionar os principais equipamentos e unidades de apoio para cada projeto. Foram utilizados manuais técnicos e catálogos de fabricantes para cálculo de tamanho dos equipamentos de lavra e beneficiamento.

2.5 CÁLCULO DE INVESTIMENTOS

Os valores de aquisição dos equipamentos, materiais e serviços foram estabelecidos a partir de diversas fontes: manuais e guias de estimativa de custos referidos na introdução deste trabalho (item 1), informações de usuários; informações de fabricantes.

Quanto à qualidade dessas informações, convém ressaltar os seguintes aspectos:

- Os custos de aquisição e de operação de equipamentos, nos manuais e guias são estabelecidos, em geral, na moeda do país em que é publicado e são válidos para o ano da publicação. Logo o procedimento para atualização de valores e transformação numa moeda única deve ser estudado cuidadosamente para evitar a introdução de desvios excessivos devidos ao emprego de critérios inadequados para determinação de variações cambiais e de atualizações diferenciadas para cada moeda.

- Os preços finais de alguns equipamentos e materiais podem sofrer variações extraordinárias por critérios de taxaço alfandegária, frete, seguro, modificações tecnológicas ou alterações nas condições de mercado interno ou mundial.

Com o intuito de minimizar os erros provenientes dessas atualizações, sempre que possível, os valores foram verificados em mais de uma fonte e comparados, quando disponíveis, com preços atualizados informados por fabricantes e usuários.

Os custos pré-operatórios, como projetos básico e construtivo, estudos e relatórios de impactos ambientais, decapeamento, etc. foram considerados investimentos iniciais.

2.6 CUSTOS OPERACIONAIS

Com os mesmos cuidados descritos para definição de preços atuais de equipamentos e instalações, foram também definidos custos operacionais nas diversas etapas de produção. O banco de dados disponível, referente a despesas na operação, estava consideravelmente embasado em informações de instalações reais.

2.7 RECEITAS

A partir da qualidade e quantidade dos produtos finais estimados pelos fluxogramas e balanços metalúrgicos propostos, foram calculados os preços finais de venda dos produtos de acordo com fórmulas usuais utilizadas pelas indústrias metalúrgicas.

2.8 ANÁLISE ECONÔMICA

Uma vez definidos os fatores econômicos, investimentos, custos operacionais e receitas, foi desenvolvido, para cada projeto, um fluxo de caixa descontado, definindo os parâmetros necessários para a análise dos empreendimentos e tomada de decisões: Valor Presente Líquido (VPL) e Taxa Interna de Retorno (TIR).

3 ESTADO DA ARTE

3.1 INTRODUÇÃO

Este capítulo do trabalho está focado na descrição de rotas primárias e suas principais variações, ressaltando características dos minérios que podem condicionar a definição dos processos aplicáveis.

Considerando a pouca quantidade de informações sobre as jazidas em estudo, expõem-se aqui tecnologias de processamento mineral mais usuais e ressaltam-se as qualidades inerentes aos minérios que possam determinar a escolha de um processo mais adequado tanto do ponto de vista técnico como quanto ao aspecto econômico.

O objetivo, neste procedimento, é salientar a diversidade de tecnologias que poderão ser consideradas ao longo do desenvolvimento dos projetos, na medida em que são agregadas novas informações e conhecimentos das jazidas e dos minérios e, ao mesmo tempo, justificar a escolha das rotas propostas como adequadas para esta fase dos estudos.

3.2 CONCENTRAÇÃO DE COBRE – ROTAS PRIMÁRIAS

Os métodos de concentração de cobre a partir do minério dividem-se primariamente em duas rotas básicas: Flotação, para os sulfetos, e lixiviação ácida, para os óxidos, sulfatos e carbonatos. É importante ressaltar, entretanto, que a associação das espécies minerais é que vai determinar o detalhamento do processo. Os sulfetos, por exemplo, costumam apresentar algum grau de oxidação que, além de natural no minério na jazida, é incrementada com o manuseio durante a lavra, estocagem e beneficiamento.

Assim como a presença de oxidação nos minérios sulfetados podem ocasionar problemas na flotabilidade, o cobre na forma de sulfetos, eventualmente presentes no minério oxidado, é de difícil solubilização em solução ácida fraca. Em ambos os casos, o resultado é a recuperação menor do cobre processado em minérios mistos.

Ocasionalmente, minérios suficientemente ricos em sulfetos e óxidos podem justificar uma combinação de ambas as rotas – lixiviação seguida de flotação, ou vice-versa – mas, via de regra, os minérios mistos representam uma menor eficiência de processamento.

Métodos alternativos, como a lixiviação bacteriana de sulfetos, vêm sendo estudados a muitas décadas. Existem aplicações industriais significativas, mas, nos últimos anos surgiram novos procedimentos que dizem melhorar significativamente a lixiviação de sulfetos com a utilização de bactérias especificamente desenvolvidas para isso (Tecnologia de Oxidação - GeoBiotics). Estes métodos, inclusive, já vêm sendo aplicado industrialmente para lixiviar concentrados de cobre obtidos por flotação, e assim, dispensar os processos pirometalúrgicos usuais (Geocoat). Esta tecnologia foi desenvolvida para vários minérios sulfetados, inclusive auríferos.

3.3 CONCENTRAÇÃO DE SULFETOS DE COBRE – CRITÉRIOS DE PROJETO

A concentração dos sulfetos de cobre se faz por flotação. Outros métodos já utilizados no passado como, por exemplo, gravíticos, deixam de ter interesse se comparados a eficiência e economicidade do processo de flutuação por espuma.

Alguns métodos secundários podem ser eventualmente utilizados como auxiliares, em geral como pré-classificação antes da flotação, considerando características muito particulares de alguns minérios, como os Classificadores Ópticos (*Optical Sorter*) que podem fazer a separação entre fragmentos centimétricos de sulfetos e rocha estéril, quando a diferença de cores entre eles for adequada. Da mesma forma a deslamagem, embora não usual no processamento de cobre, pode ser conveniente para eliminar minerais indesejáveis.

Todos os tratamentos anteriores à flotação numa planta de cobre sulfetado são considerados como preparação do minério para a concentração. Os procedimentos posteriores - espessamento, filtração, etc. - são a adequação do produto final para transferência para a metalurgia.

3.3.1 BRITAGEM

A operação de britagem é feita em estágios de redução de tamanho dos fragmentos gerados pelo desmonte na lavra até a dimensão ideal para alimentação do moinho. A britagem primária pode ser precedida por um equipamento de impacto (martelo rompedor, bola de impacto) que adéqua os fragmentos à abertura de alimentação do britador.

3.3.1.1 Britador Primário

O britador primário poderá ser de mandíbulas ou giratório, a escolha vai depender, principalmente, da capacidade de produção desejada. O britador de mandíbulas requer um alimentador ao passo que o britador giratório pode ser alimentado diretamente pelos caminhões, dispensando esse equipamento auxiliar.

3.3.1.2 Britadores Secundários e Terciários

O número de estágios de britagem após a britagem primária vai depender da redução necessária para que os fragmentos atinjam o tamanho necessário para a moagem. Esses equipamentos deverão ser do tipo cônico que apresentam boa relação de redução entre alimentação e produto e são adequados para rochas duras. Entretanto, dependendo das características dos minérios e das oportunidades de fornecimento dos equipamentos, pode-se considerar a utilização de rebritadores de mandíbulas ou de impacto.

3.3.1.3 Peneiras

Os conjuntos de peneiras vibratórias complementam as operações dos britadores, selecionando o tamanho ideal para o produto.

3.3.2 HOMOGENEIZAÇÃO DO MINÉRIO

Variações na composição do minério ocasionam oscilações na operação da planta interferindo negativamente na qualidade do concentrado e na recuperação dos metais. Essas interferências podem ser evidenciadas na moagem quando variações na dureza da rocha ou dos minerais constituintes produzem fragmentação ora mais grosseira, ora mais fina, interferindo no grau de liberação dos sulfetos de cobre e na produção de ultrafinos.

O ideal seria lavrar uma única frente por vez e só mudar para outra área de lavra quando a primeira estiver esgotada. Claro que isto só vai ser possível realizar quando a frente de lavra for suficientemente ampla para abastecer a planta sem interrupções. De qualquer forma, deve-se considerar que mesmo numa pequena extensão de jazida a variação de composição do minério poderá ser significativa.

Não sendo factível a operação numa única e homogênea frente de lavra, a forma de procurar minimizar o problema de heterogeneidade do minério seria balancear a composição do ROM mediante um controle refinado via rádio do fluxo de caminhões ou mediante a utilização de depósitos intermediários entre a mina (ou conjunto de frentes de lavra) e a britagem, de onde seriam retomados de forma mais controlada.

Um estoque pulmão, localizado após a britagem, necessário para proporcionar a continuidade na alimentação da moagem, deverá ser operado considerando o critério de blendagem dos minérios de diversas procedências, atuando, desta forma, como um processo de homogeneização.

Por último, deve ser citada a solução de projeto ideal, do ponto de vista técnico, que é a construção de uma pilha de homogeneização equipada com *staker* para a sua construção e *reclaimer* para retomada contínua do minério. Este tipo de arranjo tem um custo bastante elevado e só deve ser considerado se não for encontrada outra solução para a heterogeneidade do projeto.

3.3.3 MOAGEM E CLASSIFICAÇÃO

O circuito de moagem usualmente representa o setor de operação de maior investimento e custo operacional de uma planta de cobre.

Muitas configurações de circuitos de moagem são possíveis numa planta de sulfetos de cobre. Talvez, a mais utilizada, ainda, por sua reconhecida eficiência e facilidade de controle de qualidade do produto seja a composição de moinho de barras em circuito aberto seguido de moinho de bola em circuito fechado com hidrociclones classificadores. Entretanto, a moagem com moinhos semi-autógenos (SAG) vem sendo cada vez mais escolhida pela simplicidade do circuito, melhor aproveitamento de energia, redução do estágio de britagem fina, entre outras vantagens apontadas pelos usuários.

A combinação de moinho SAG seguida de moagem com bolas é outra configuração que tem aparecido em novos projetos.

Em geral, para projetos de pouca duração, tem sido preferida a moagem em estágio único por ser a de menor investimento. Mas o custo operacional tende a ser um pouco menor com a moagem em dois estágios.

O dimensionamento de qualquer configuração de circuito de moagem é desenvolvido a partir da energia necessária para a fragmentação, específica para cada minério, em geral definida pelo W_i (*work index*).

3.3.4 FLOTAÇÃO

O custo de instalação do processo completo de flotação, incluindo bases, tanques, tubulações, instrumentação e prédio fica entre 8 e 18% do investimento total de uma planta de beneficiamento.

Os principais modelos de equipamentos em uso são os seguintes:

* **Mecânicos**

- Células auto-aeradas; Wenco e Denver
- Células tanque de aeração forçada; Outokumpu, Dorr Oliver, Agitair

* **Pneumáticos**

- Células de coluna; relação altura / diâmetro ~ 10:1
- Células Jameson; relação altura / diâmetro ~ 2:1

Embora as considerações de ordem econômicas sejam importantes, a seleção dos modelos depende de testes de laboratório e em planta piloto.

A mineralogia do minério precisa ser bem definida e comparada com operações semelhantes e com minérios similares existentes. Em princípio, os custos de capital e operacional tendem a ser menores com células pneumáticas, entretanto, a menos que se tenham boas informações sobre a eficiência desses equipamentos com o minério em estudo, é preferível considerar a utilização de modelos mecânicos.

3.3.5 ESPESSAMENTO DO CONCENTRADO

Um espessador convencional pode ser descrito como um tanque cilíndrico com alimentação central e um mecanismo móvel de eixo central ou periférico dotado de braços radiais com rastelos que recolhem as partículas sedimentadas para uma saída central na base do tanque. Desta forma a polpa espessada pode ser alimentada no equipamento de filtragem subsequente.

Dispositivos de dosagem de floculante e desaeração da polpa desenvolvidos nas últimas décadas levaram a criação de espessadores de menor tamanho e com alto desempenho quando comparados aos espessadores convencionais. Testes de laboratório aplicados a quantidades de concentrados

relativamente pequenas podem definir as características necessárias para projetar esse equipamento.

O espessador de alto desempenho (*High Rate*) pode ser utilizado com boas vantagens como menor custo de capital - apesar da necessidade maior de instrumentação, melhor controle de espessamento, menor tempo de retenção (menor inventário). Para se definir por seu uso é necessário identificar um eficiente processo de floculação igualmente obtido em testes de laboratório.

Existem outros processos de espessamento, como do espessador de lamelas, mas para esta fase de estudos serão considerados os sistemas de tanque cilíndrico e rastelos.

3.3.6 FILTRAGEM

Os principais tipos de filtro utilizados para concentrados de cobre são:

- * **Filtro a pressão**
- * **Filtro a vácuo**

Em se tratando de sulfetos de cobre, a eficiência da filtragem depende, principalmente, da granulometria final do concentrado. Alguns tipos de filtro não apresentam bom desempenho com partículas muito finas.

Os filtros a pressão podem ser melhores para granulometria fina. Eles podem ser constituídos de placas horizontais - com correia de tecido filtrante móvel - ou de placas verticais – com tecido filtrante fixo.

Os filtros a vácuo podem ser de tambor, de discos ou de correia (*belt filter*). Outros modelos de filtro a pressão ou a vácuo existem, mas com raras aplicações em concentrados de cobre. De uma maneira geral, quando a granulometria do concentrado permitir, os filtros a vácuo têm boa eficiência com menores custos de capital e operacional.

Um modelo de filtro a vácuo que tem mostrado excelente desempenho mesmo em granulometria fina é o Ceramec fabricado pela Larox. Este equipamento utiliza discos de cerâmica em lugar do tecido filtrante permitindo alta taxa de filtração mesmo com concentrados finos.

3.3.7 TRANSFERÊNCIA DE MATERIAL

Para completar a relação dos principais equipamentos num projeto de uma planta de beneficiamento de cobre, é importante fazer referência aos transportadores de correia para transferência de sólidos a seco e bombas de polpa para as misturas de sólidos com água.

3.3.8 UNIDADES AUXILIARES E INFRAESTRUTURA

As seguintes instalações e utilidades são indispensáveis na operação da planta de beneficiamento:

- * **Água industrial**
 - captação e adução de água.
- * **Energia elétrica**
 - linhas de transmissão; subestação rebaixadora; redes de distribuição.
- * **Sistema de deposição de rejeitos**
 - barragem inicial; bombeamento e tubulação de descarga; alteamento da barragem; reciclagem de água.
- * **Prédios e instalações**
 - escritórios administrativos; almoxarifado; oficinas; laboratório; vestiários e banheiros; sala de refeições; salas para segurança e medicina do trabalho; portaria; sistema de comunicação.

3.4 LIXIVIAÇÃO DE ÓXIDOS DE COBRE – MÉTODOS

Os métodos mais convencionais para lixiviação de minérios contendo óxidos de cobre são: **lixiviação em aterros** (*dump leaching*), **lixiviação em pilha** (*heap leaching*), **lixiviação em tanques** (*vat leaching*), **lixiviação em tanques com agitação** (*agitation leaching*) e **lixiviação “in situ”** (*in situ leaching*). Cada qual tem suas vantagens em determinadas condições de aplicação.

3.4.1 LIXIVIAÇÃO EM ATERROS – DUMP LEACHING

A lixiviação em aterros, em geral é realizada sobre pilhas construídas com minério oxidado removido na descobertura de depósitos de cobre sulfetado durante a preparação da lavra deste último. Os aterros são construídos da mesma forma que os depósitos de estéril da mina. A rocha é descarregada em ponta de aterro com as dimensões que vem da mina, não sofre nenhum processo de redução de tamanho. Muitas vezes, as rochas nesses depósitos apresentam uma mistura de óxidos com sulfetos de cobre que podem ser lentamente solubilizados. Uma solução de ácido sulfúrico com pH entre 1 e 2 é aspergida sobre a superfície do aterro e a lixívia (PLS – *Pregnant Leach Solution*) e recolhida por canaletas construídas ao pé do depósito.

Em alguns depósitos de grande altura usa-se um sistema semelhante ao da lixiviação *in situ*, com a solução ácida sendo injetada em tubos inseridos no interior da pilha e recolhida por poços tubulares dotados de bombas submersas.

3.4.2 LIXIVIAÇÃO EM PILHAS – HEAP LEACHING

A lixiviação em pilha é possivelmente a forma de solubilização de minerais de cobre com maior número de operações no mundo. Sobre um terreno impermeabilizado com argila, asfalto ou, modernamente, com lâminas plásticas de PEAD (polietileno de alta densidade) ou PVC (policloreto de vinila), é disposta uma rede de tubos plásticos perfurados para servir de dreno de coleta das soluções percoladas. As pilhas são construídas com minério britado grosseiramente (50mm a 60mm). Quando a taxa de extração se reduz, evidenciado pela baixa concentração de cobre na lixívia, novas camadas de minério podem ser sobrepostas às pilhas. Em algumas operações as pilhas atingem muitas dezenas de metros de altura.

Neste modelo de pilha, da mesma forma como ocorre na *dump leaching*, criam-se canais preferenciais de fluxo (*channeling*) fazendo com que grandes massas de minério não sejam atingidas pela solução lixiviante.

Por outro lado, as partículas finas carregadas pela lixívia vão sendo conduzidas para a base da pilha, criando um leito pouco permeável e prejudicando a coleta de PLS.

Outro problema freqüente na lixiviação por percolação é a precipitação de sais de cobre e de ferro, ocasionadas por saturação da lixívia, e que se acumulam nos interstícios dos grãos de minério, dificultando, também, o fluxo das soluções.

3.4.2.1 Processo TL

Uma variação mais moderna do método de lixiviação em pilhas é a lixiviação em leito fino (*thin layer*), denominada **TL**.

As pilhas são construídas e lixiviadas em etapas que não ultrapassam 3 metros de altura, podendo ser, após um período de alguns meses de lixiviação, removidas e substituídas por uma nova camada de minério, ou, serem sobrepostas com novos leitos. Várias pilhas são dispostas lado a lado numa mesma área e são operadas em sequência, de forma que constantemente existe uma pilha sendo formada e outra descarregada. Apesar do manuseio freqüente de material, esse procedimento tem mostrado vantagens sobre o método com pilhas altas, por proporcionar um melhor controle do fluxo de soluções, maior velocidade de lixiviação e custos operacionais que acabam resultando mais baixos.

No processo TL o minério, britado a aproximadamente 6 mm, é previamente aglomerado num tambor giratório onde recebe uma carga de ácido concentrado. O minério britado e úmido é retomado após 24 horas de repouso e formam-se as pilhas de lixiviação nas canchas individuais (*pads*). Esse condicionamento proporciona uma intensa lixiviação inicial e aumenta a porosidade da pilha permitindo uma melhor percolação da solução lixiviante.

A Figura 3.3.1 representa uma área de lixiviação contendo várias pilhas em operação.

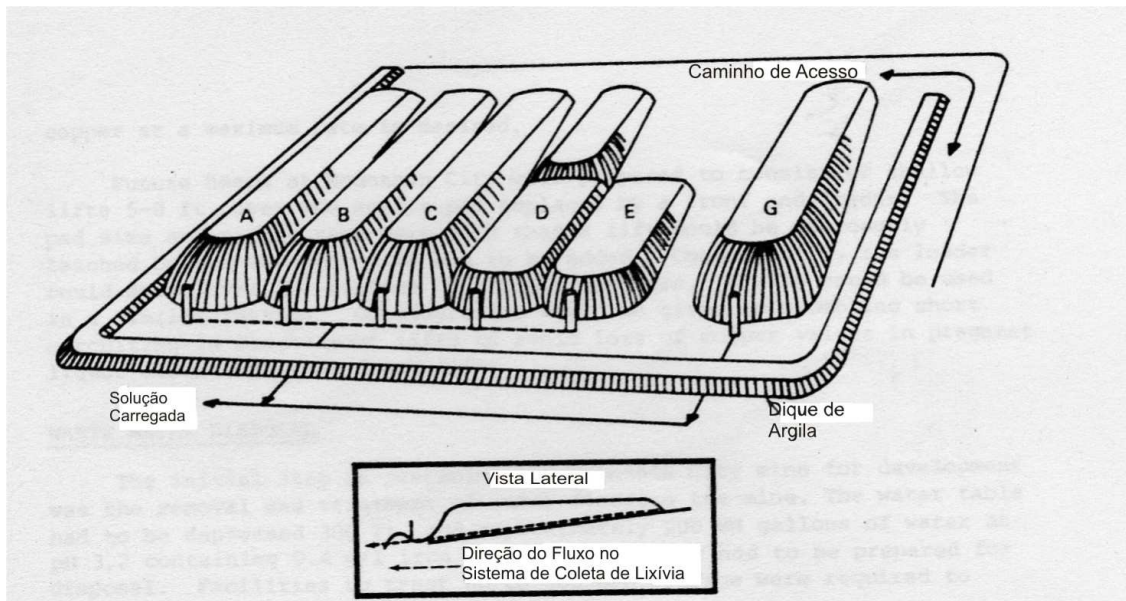


Figura 3.3.1 – Área de Lixiviação - Adaptada de: **Development and In Place Leaching of Mountain City Chacocite Ore Body (C.B. Catanach, Research Associate)**

Principais características do método TL:

- Britagem fina (aproximadamente 12 mm);
- Adição controlada de ácido concentrado e água para umidificar o minério;
- O minério umidificado e acidulado é “curado” durante algumas horas;
- Empilhamento do minério em camadas baixas (1 a 2 m de altura);
- Distribuição da solução lixiviante por meio de *sprays* ou gotejadores;
- Drenagem por gravidade da PSL;
- Disposição do rejeito e reutilização do terreno para nova pilha;
- Recuperação do cobre por métodos de extração por solvente (SX – EW ou SX e precipitação do sulfato cristalizado);

A recuperação de cobre pelo processo TL pode atingir valores da ordem de:

- 80 a 90% do cobre presente no minério na forma de óxidos.

- 40 a 60% do cobre presente no minério na forma de sulfetos, podendo atingir valores mais altos dependendo dos sulfetos presentes.

3.4.3 LIXIVIAÇÃO EM TANQUES – VAT LEACHING

A lixiviação em tanques é mais indicada para minérios mistos de cobre (sulfeto e óxidos) com teor do cobre que justifique os altos custos envolvidos. Os tanques são, em geral, fabricados de concreto armado e podem conter milhares de toneladas.

Este é um método que requer maiores investimentos e o custo operacional também não é baixo, se comparado à lixiviação em pilhas, e só mostra-se vantajoso para minérios mistos de teores médios a altos. A maior contribuição deste método reside no fato do minério ficar imerso na solução lixiviante e assim permitir o contato constante das superfícies dos minerais com o ácido. Alguns artifícios de operação, como a variação do nível da solução dentro do tanque, permitem o ingresso de ar na massa de minério britado, proporcionando a oxidação dos sulfetos e facilitando a solubilização destes.

3.4.4 LIXIVIAÇÃO EM TANQUES COM AGITAÇÃO – AGITATION LEACHING

Este processo só é aplicável para minérios de alto teor de óxidos (2,5% Cu ou maior) e que podem conter também significativos teores de cobre na forma de sulfetos que podem ser posteriormente flotados.

Com o minério moído ou britado finamente (< 12 mm”) é constituída uma polpa com solução de ácido sulfúrico a qual é alimentada em tanques, em geral de aço inoxidável, onde é agitada por algumas horas, por meio de agitadores mecânicos ou injeção de ar comprimido. A fração sólida é separada por peneiras e decantadores e descartada como rejeito ou, no caso de conter sulfetos, neutralizada com cal e enviada à moagem na planta de sulfetos.

A solução carregada de cobre (PLS), em geral bastante rica, é enviada para o processo SX (extração por solvente).

3.4.5 LIXIVIAÇÃO IN SITU – IN SITU LEACHING (IN PLACE LEACHING)

O processo *in situ* refere-se à solubilização do cobre diretamente na jazida por meio de injeção de solução de ácido sulfúrico por meio de poços, desde a superfície, e o recolhimento da lixívia formada por percolação na rocha contendo cobre em poços coletores dotados de bombas submersíveis. A PLS é recolhida em superfície e encaminhada aos processos usuais de captação do cobre dissolvido.

Devido ao seu alto investimento, este método de lixiviação só é aplicável em situações especiais onde os minerais de cobre estão contidos em matriz rochosa de boa permeabilidade.

Uma variante desse método, denominada “*in place leaching*”, vem sendo aplicada em minas subterrâneas, parcialmente esgotadas, onde o minério encontra-se altamente fraturado, como no caso de antigas lavras em *block caving* ou em algumas galerias e *stopes* abandonados.

3.5 MÉTODOS DE COLETA DO COBRE DE SOLUÇÕES ÁCIDAS

Qualquer dos processos de lixiviação de cobre acima descritos produz soluções contendo cobre na forma iônica, em concentrações que podem variar entre 1g/l e 20 g/l – ou, eventualmente, mais que isto. Mas, as lixívias (PLS) estão carregadas, também, de uma grande quantidade de outros íons de elementos dissolvidos da rocha durante a solubilização dos minerais de cobre, principalmente Fe.

A aplicação do processo eletrolítico sobre lixívias impuras, mesmo que com alta concentração de cobre, produz um catodo de qualidade inferior ao grau “A” ($\geq 99,3\%$ Cu) e, conseqüentemente, de menor valor de mercado.

Para a obtenção de cobre metálico de boa qualidade a partir da PLS é necessário recorrer a um procedimento complementar de purificação do eletrólito (solução de cobre com alto teor) anterior à eletrodeposição. O processo usual é extração por meio de solvente orgânico, adiante descrito.

3.5.1 PRODUÇÃO DE COBRE CEMENTO

Até meados do século passado, o processo mais empregado para a obtenção do cobre a partir de lixívias ácidas era a cementação. Esse método é efetuado pelo contato da solução ácida carregada de íons de cobre com o ferro na forma sólida. Esse procedimento promove o deslocamento químico do ferro da forma metálica (Fe^0) para a solução ácida e a transformação dos íons cúpricos em cobre metálico que se deposita sobre o ferro sólido. Na indústria, esse processo é feito pela agitação da lixívia em tambores rotativos carregados de sucata de ferro. O produto final são peças de cobre cimento com teor entre 75 e 85% de cobre metálico que poderá ser fundido em placas que servirão de anodo no processo eletrolítico.

Hoje em dia, este processo é muito pouco utilizado a não ser em algumas antigas mineradoras de pequeno porte que permanecem como empresas satélites de usinas metalúrgicas de cobre.

A técnica de cementação apresenta vários inconvenientes:

- o ferro metálico “reagente” (Fe^0), removido da sucata não é recuperável.
- o consumo de sucata aumenta com íons Fe^{3+} presentes na solução.
- o consumo de ácido é elevado devido à dissolução do Fe^0 .
- a solução efluente do processo, carregada de ferro constitui-se num problema ambiental.
- o cobre produzido é impuro.
- há grande necessidade de mão de obra.

3.5.2 EXTRAÇÃO POR SOLVENTE – PROCESSO SX

A extração por solvente é a captura seletiva de íons de cobre de uma fase fluída para outra fase fluída (sistema líquido – líquido). É a coleta de íons de cobre divalentes de uma solução aquosa para uma fase orgânica, com subsequente re-extração (*stripping ou back extraction*) para outra fase aquosa.

A fase aquosa inicial é normalmente uma solução ácida de cobre, impura e de baixa concentração, embora ocorram operações com licores contendo até 40 g/l de Cu, com valor de pH entre 1 e 3. Existe processo semelhante para soluções amoniacais (alcalinas) de cobre.

O licor de re-extração ou solução *stripping* é eletrólito praticamente puro, com alta acidez (150 – 200 g/l H_2SO_4).

Portanto, a extração por solvente promove concentração e purificação de cobre em soluções que podem ser eletrolizadas diretamente, produzindo catodos de cobre de alta pureza.

Plantas comerciais de extração por solvente (SX) de cobre são, em princípio, extremamente simples e consistem de sequência de misturadores e tanques de separação de fases; há uma primeira etapa de extração do cobre da lixívia original (PLS), seguida de uma segunda etapa de re-extração (*stripping*). Uma configuração usual pode ter dois estágios de extração e um estágio de re-extração.

A definição do processo depende de uma série de considerações e informações de metalurgia ou de ordem física/operacional.

* **Alguns parâmetros metalúrgicos requeridos:**

- especificação da recuperação de cobre requerida.
- configuração do circuito.
- relação entre fases orgânica/aquosa (A/O) na extração e (O/A) na re-extração.
- número de estágios.
- concentração do reagente orgânico no solvente (querosene).
- tipo de extratante (com respeito à seletividade, estabilidade, etc.).
- especificação da pureza e concentração da solução final (*stripping*).

* **Alguns fatores físico/operacionais a definir:**

- sólidos presentes na lixívia (formação de *crud*).
- proporção entre fases nos misturadores.
- área necessária e velocidade de fluxo nos tanques de separação (*settlers*).
- tempo de residência nos misturadores.
- necessidade de estágio de lavagem (complementar).
- entranhamento (*entrainment*) de uma fase na outra (dificuldade de separação de fases).

Os esclarecimentos e decisões podem ser tomados em laboratório, baseados em testes com a lixívia real. Os fabricantes de reagentes (Cognis Corporation - reagente **LIX** - e Cytec - reagente **Acorga**) costumam fazer todos os testes necessários, a partir de amostras de lixívias, e apresentar os dados otimizados e adequados, para a execução do projeto da planta industrial.

3.5.3 ELETRODEPOSIÇÃO (EW)

A eletrodeposição é feita pela passagem de corrente elétrica entre eletrodos imersos na solução eletrolítica de cobre proveniente da extração por solvente (SX). Como anodo é usado uma placa de liga de chumbo e antimônio. O catodo, onde é depositado o cobre retirado da solução, é constituído de uma placa base, re-utilizável, fabricada com aço inoxidável (processo Isa). Podem também serem utilizadas placas iniciadoras fabricadas de cobre e que ficam incorporadas ao catodo finalizado.

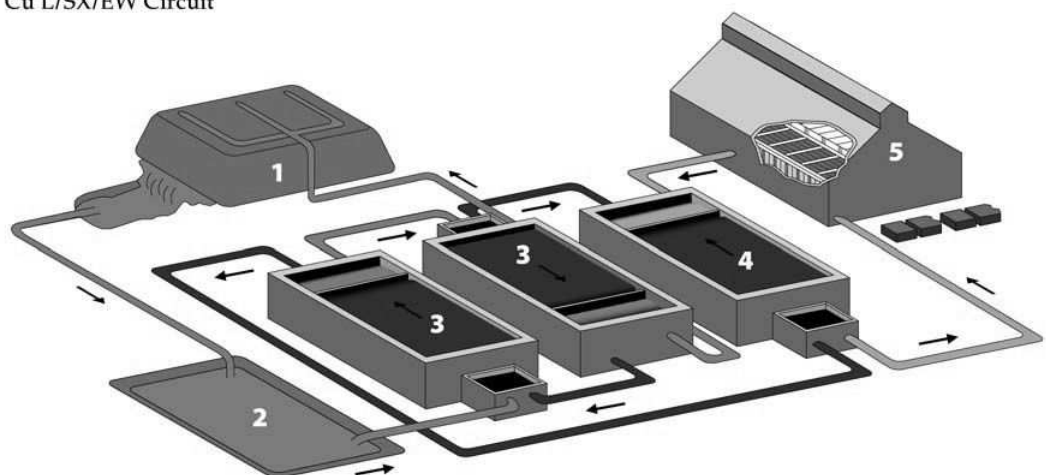
As placas são colocadas em sequência alternada em células fabricadas com material resistente ao ácido e ao calor, que pode ser de concreto revestido com chumbo ou resina, ou ser inteiramente fabricada com FRP.

Através de um retificador de corrente é fornecida a energia necessária para o processo.

As placas catódicas são então desprendidas da placa base, constituindo-se no produto final: cobre grau “A” LME¹.

A Figura 3.4.1 mostra esquematicamente um fluxo de operação completo: lixiviação em pilha e SX – EW.

Cu L/SX/EW Circuit



¹ LME: London Metal Exchange – Centro mundial de comercialização de metais não-ferrosos.

Figura 3.4.1- Circuito de lixiviação, extração por solvente e eletrodeposição -
Extraída de: The Solvent Extraction of Copper – a Perspective – B.Townsend and
K.J. Severs, Mining Magazine (jan. 1990).

1. A pilha constituída de minério de cobre é aspergida com solução diluída de ácido sulfúrico. A percolação do ácido dissolve o cobre e a solução carregada (PLS) é conduzida a uma bacia de captação.
2. Tanque onde é estocada a lixívia de cobre coletada e de onde será alimentada no processo de extração.
3. Equipamentos de mistura e decantação (*mixers – settlers*) onde a lixívia é contatada com o reagente de extração apropriado para formar um complexo organo solúvel de cobre. Tipicamente, essa etapa se desenvolve em dois ou mais estágios de extração. A solução orgânica carregado com cobre avança para o passo 4. A solução lixiviante descarregada do cobre (*raffinate*) retorna a pilha de minério para prosseguir o processo de lixiviação.
4. Nova etapa de equipamentos de mistura e decantação, desta feita para proporcionar o contato entre a solução orgânica de cobre com um eletrólito ácido, em um ou mais estágios. Essa operação permite a re-extração do cobre por ácido sulfúrico contido numa solução eletrolítica concentrada.
5. Unidade de tanques de eletro-deposição, onde o metal do eletrólito é depositado num catodo com 99,99% de cobre.

3.6 CONCENTRAÇÃO DE OURO

A primeira observação a ser feita, ao iniciar-se um estudo para definição de tecnologias para aproveitamento de ouro natural, diz respeito à forma de ocorrência desse metal: aluvionar ou filoniano.

O ouro encontrado na forma aluvionar é, preferencialmente, concentrado por processos gravimétricos, seguido ou não de amalgamação com mercúrio. Devido à facilidade de tratamento e o menor investimento exigido, é predominantemente explorado por garimpos. Novas técnicas em processos gravimétricos e novas alternativas à amalgamação tem sido frequentemente apresentadas.

Quando na forma filoniana, o ouro pode estar “livre” ou associado a sulfetos.

O termo ouro “livre” não significa que o metal se encontre na forma de grãos grosseiros ou fisicamente isolados, como no caso de aluviões. A forma mais correta deveria ser chamá-lo de ouro amalgável ou cianetável .

A forma como o ouro está associado aos sulfetos ainda é motivo de discussão científica. Alguns pesquisadores referem-se à solução sólida ao passo que outros preferem considerar a ocorrência de grãos submicroscópicos de ouro inseridos ou junto aos cristais dos sulfetos. O fato é que existem algumas “preferências” de associação do ouro: prioritariamente com a pirita, seguido pela arsenopirita, calcopirita e outros sulfetos.

3.6.1 PROCESSOS COM CIANETAÇÃO

Evidentemente, sempre que viável técnica e economicamente, os processos gravimétricos serão preferidos a qualquer outro. Tendo em vista a simplicidade de construção e de operação dos equipamentos de concentração por gravidade, os recursos envolvidos costumam ser bem menores que nos processos físico-químicos e os custos operacionais são também relativamente baixos.

O processo de flotação das partículas de ouro livre pode ser viável como processo de concentração, mas, na maior parte das vezes, deve ser complementado por lixiviação para a obtenção do ouro refinado.

Nos numerosos casos em que as partículas de ouro no minério são de granulometria muito fina – menores que 50 micra – ou o teor é baixo demais para serem concentradas por processos gravimétricos e/ou simplesmente por flotação, a lixiviação do ouro por meio da cianetação será a alternativa indicada.

O processo de lixiviação mediante cianeto é utilizado em larga escala devido à sua economia e a sua simplicidade tecnológica. Apesar disso, intensas pesquisas vêm sendo realizadas para desenvolver agentes lixiviantes que sejam menos tóxicos e que dissolvam os metais preciosos a taxas mais rápidas que o cianeto, tais como acidotourea e tiosulfato amoniacal.

Antes de optar por um programa de cianetação, deverá ser executada uma pesquisa mineralógica para identificar quaisquer substâncias que possam interferir. Um corpo mineral aurífero pode conter substâncias dita cianicidas - sulfetos parcialmente oxidados de arsênico, estanho, zinco, ferro ou cobre consomem cianeto -, materiais carbonáceos – que adsorvem os cianetos de metais preciosos e provocam a deposição prematura do ouro – e substâncias orgânicas – que consomem o oxigênio que necessita estar contido na solução lixivante.

3.6.2 PROCESSAMENTO DE CONCENTRADOS DE SULFETOS METÁLICOS

O concentrado aurífero pode conter essencialmente pirita ou uma mistura de pirita e arsenopirita. O concentrado piritoso obtidos de minérios de metais básicos pode conter baixos percentuais de minerais de cobre, ou zinco, ou chumbo, ou arsenopirita. Em todos esses concentrados o ouro pode estar presente em diversas formas – como ouro nativo na superfície dos minerais ou nas cavidades de grãos porosos, ouro enclausurado em fragmentos não porosos, ouro submicroscópico interno em outros minerais. Variação na proporção dessas formas de ocorrência e na proporção dos outros minerais leva a uma ampla possibilidade de fluxogramas de processos.

Fluxogramas sintéticos dos processos mais usuais de processamento de minérios auríferos podem ser vistos na figura 3.6.1.

3.6.2.1 Cianetação Direta

A cianetação direta de sulfetos pode resultar em recuperações que vão desde menos de 10% até 95%. O consumo de cianeto pode ser baixo na ausência de cobre e outros minerais cianídeos. Em alguns casos o pré-tratamento do concentrado (remoagem, aeração em solução de cal, etc.) ou variações nas condições de cianetação (aumento do pH, agitação prolongada, etc.) podem ser suficientes para assegurar uma boa recuperação. Se isso pode ser conseguido, então a cianetação direta deve ser a rota preferida.

3.6.2.2 Ustulação / Lixiviação / Cianetação

Quando grande parte do ouro está numa forma inacessível para que a cianetação direta possa ser aplicada, será necessário o emprego de outras técnicas. A ustulação tem sido empregada desde o início da metalurgia do ouro como forma de liberar o ouro submicroscópico da pirita e decompor os teluretos áureos. Embora a ustulação, conduzida sob cuidadoso controle de temperatura, seja um processo eficiente, a mesma apresenta sérias desvantagens.

- Promove a liberação de SO_2 , o qual é danoso ao meio ambiente.
- Quando ocorre a presença de arsenopirita (As_2O_3) o risco ambiental é maior.
- Dependendo das condições, cobre e zinco podem formar sulfatos, óxidos e ferritas durante a ustulação. Essas substâncias são cianídeos e devem ser removidas antes da cianetação.

3.6.2.3 Oxidação sob pressão / lixiviação / cianetação

A lixiviação sob pressão é uma alternativa ao processo de ustulação para quebrar a estrutura da pirita, arsenopirita, outros sulfetos e teluretos.

Neste processo, o concentrado é tratado em autoclave (160-200°C) com oxigênio sob pressão (400-1400 kPa) a 30% de sólidos por cerca de 4 horas. Alguns reagentes podem ser adicionados para iniciar a reação.

Após completada a oxidação a polpa é filtrada e lavada e a fração sólida - onde permanece o ouro - pode então ser lixiviado com a solução de cianeto. Até

95% do ouro estará na forma solúvel em cianeto ao passo que cerca de 95% dos metais básicos serão separados na solução.

Por ora, a oxidação sob pressão pode ser preferível em operações de pequena escala mas a ustulação, em geral, apresenta-se vantajosa em maiores tonelagens.

3.6.2.4 Oxidação biológica

A oxidação de sulfetos por meio de bactérias tem a vantagem de poder ser conduzida a baixa temperatura e a pressão ambiente. O processo pode ser aplicado em pilhas de lixiviação bem como à lixiviação em polpa.

Algumas novas técnicas, há poucos anos desenvolvidas, vêm sendo aplicadas com bons resultados, segundo referências em revistas especializadas.

O Processo Geocoat de bio-oxidação, desenvolvido pela GeoBiotcs, utiliza diversas espécies de microorganismos para promover a oxidação e abertura dos minerais sulfetados que contém o ouro ou outro metal nobre.

Este processo vem sendo aplicado, com bons resultados, em concentrados de sulfetos, não só para a extração de metais nobres mas também para a obtenção de metais básicos sem utilização da pirometalurgia..

Como nos processos anteriormente descritos, uma vez destruída a estrutura cristalina dos sulfetos, o ouro poderá ser lixiviado por cianetação.

3.6.2.5 Fundição

A fundição com subseqüente separação de metais preciosos é prática padrão para concentrados de metais básicos, mas raramente é aplicada em pirita e arsenopirita.

Fornos de fundição menores, que usam outras variações de tecnologia, como a lança de oxigênio (forno Sirosmelt), foram desenvolvidos para operações de pequena escala, em geral visando à fundição de metais básicos, contendo ou não metais preciosos.

A CSIRO, indústria australiana, desenvolveu uma técnica, potencialmente interessante, que combina oxidação sob pressão com seu forno

Sirosmelt para tratar minérios com baixa concentração de metais básicos contendo metais preciosos.

3.6.3 OPERAÇÕES DE CIANETAÇÃO

Após a exposição da superfície do ouro a partir do minério (ouro livre) por meio da britagem e cominuição ou em consequência dos procedimentos aplicados ao minério sulfetados, como acima descritos, é procedida a dissolução do ouro (e da prata, se for o caso) por meio da cianetação propriamente dita.

A lixiviação pode ser feita em tanques ou em pilhas.

3.6.3.1 Lixiviação em Pilhas ou em Vats

O processo em pilhas pode ser semelhante ao já descrito para o cobre oxidado: a pilha é formada em leitos depositados sobre um sistema de drenagem da lixívia, tomando-se os cuidados necessários para manter a porosidade adequada para o fluxo de soluções. Se for o caso, o minério pode ser aglomerado para conter as partículas finas aderidas às mais grosseiras e assim evitar o bloqueio dos canais de fluxo.

A operação pode ser resumidamente descrita da seguinte forma:

- O minério é britado fino (cerca de 10mm). Para minérios finos pode ser conveniente, técnica e economicamente, aglomerá-lo com cimento Portland de modo a assegurar a permeabilidade necessária à pilha.
- O minério é misturado com soda cáustica (1 - 3 kg/t).
- É feito o empilhamento sobre uma base impermeável (lâmina plástica ou argila) adequada para recolher a solução.
- A pilha é irrigada com solução diluída de cianeto de sódio a uma taxa adequada (150 – 3000 l/m²/dia). Esta solução dissolve o ouro, percola a pilha, escorre pelos canais de drenagem e vai a uma bacia de acumulação.
- O ouro contido na lixívia é precipitado ou adsorvido.

- As condições da solução de cianeto são reconstituídas e esta retorna ao circuito.

Também semelhante ao descrito para o cobre, a cianetação pode ser feita em tanques estáticos (*vats*), em geral de concreto, onde o minério fica imerso na solução lixiviante.

A solução drenada das pilhas e *vats*, se necessário, poderão ser clarificadas em espessadores ou tanques de sedimentação e filtradas para remover as partículas sólidas eventualmente presentes na lixívia.

A precipitação do ouro a partir da solução virtualmente livre de sólidos é feita pela substituição por um metal menos nobre (p. ex. precipitação com pó de zinco – processo Merrill-Crowe) ou adsorvido em colunas de carvão ativado ou em resina.

Quando o minério contém lamas ou frações muito finas isto pode se tornar operacionalmente difícil e exigir outras soluções. Assim, modernamente tem sido adotada a prática de adsorver o cianeto de ouro em carvão ativado dentro do fluxo de polpa, eliminando a necessidade da prévia separação de sólidos e líquido. Esse processo denominado CIP (*carbon in pulp*) é descrito mais adiante.

3.6.3.2 Lixiviação em Tanques

Quando a lixiviação é feita em tanques - que podem ser do tipo pachuca (com fundo cônico) ou cilíndricos (com fundos chatos) – com agitação por ar comprimido e movimentação da polpa pelo sistema de *air lift*. São necessários vários deles para dar o tempo de residência necessário.

Da mesma forma que na lixiviação em pilhas ou em *vats*, os processos seguintes podem ser o espessamento e a filtração para eliminar as partículas sólidas da lixívia, se não for utilizado o processo CIP, hoje em dia certamente o mais aplicado.

3.6.3.3 Processo CIP – *Carbon in Pulp*

O desenvolvimento dessa metodologia, que tem a particularidade de agregar o carvão ativado diretamente nos tanques de agitação da polpa, provém da

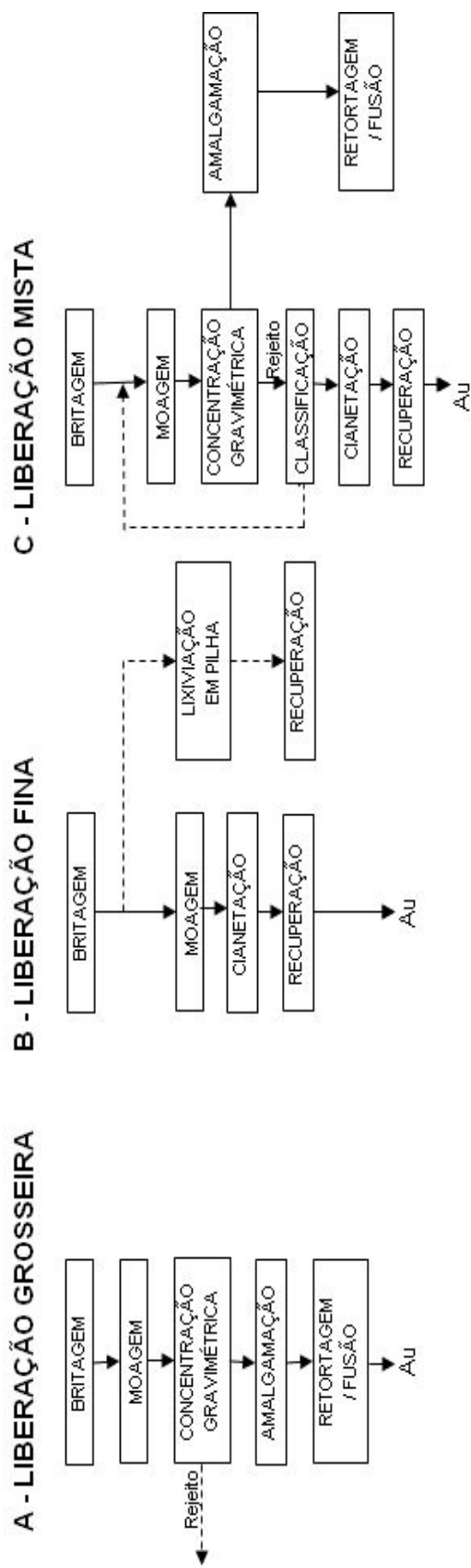
constatação de que a adsorção do ouro pelo carvão é muito rápida, ao contrário da lixiviação que é lenta. A idéia de efetuar simultaneamente as duas operações se revelou muito boa, pois a remoção dos produtos facilita a continuidade das reações na solução.

A operação pode ser resumidamente descrita da seguinte forma:

- Com o minério britado e moído na granulometria adequada para expor o ouro contido, ou com o produto dos processos de tratamento metalúrgico de sulfetos, é constituída uma polpa.
- A polpa, depois de receber o cianeto, é alimentada à série de tanques ou pachucas e agitada, com o carvão ativado, por meio de insuflamento de ar comprimido.
- No fluxo do carvão é aplicado o princípio da contracorrente, a polpa, constituída de minério de ouro com cianeto, e o carvão ativado devem fluir em sentidos opostos. Ou seja, a solução lixiviante forte entra em contato com o carvão quase totalmente carregado e o carvão reconicionado entra em contato com a solução já quase exaurida. Esta é a melhor maneira de manter o potencial químico do sistema em um nível uniforme durante quase toda a reação.
- Sistemas *air lift* são usados para movimentar a polpa entre os tanques. Peneiras, em geral giratórias, separam o carvão da polpa em cada tanque proporcionando a operação em contracorrente.
- O carvão, após passar por todos os tanques, é lavado com água antes de ser encaminhado a dessorção.
- O carvão carregado no circuito de adsorção é alimentado numa autoclave para eluição e tratado com uma solução aquecida de ácido clorídrico a 5% para remover o carbonato de cálcio e, após ser lavado com água, sofre um pré-tratamento a 110°C com uma solução de 5% de cianeto de sódio e 2% de soda cáustica. O carvão descarregado é regenerado por ativação por 30 minutos a 650°C, em ausência de ar, num forno rotativo.

- O eletrólito contendo ouro numa célula de eletrodeposição, com anodos de aço inoxidável e catodos contendo lã de aço, em cuja superfície, será depositado o ouro metálico, de onde será fundido o lingote.
- Após a extração do ouro a polpa é enviada para um tanque reservada para a destruição do cianeto. É procedida a análise do conteúdo de cianeto livre e o pH ajustado para 11; hipoclorito de cálcio é adicionado ao tanque com agitação. Uma relação de 4 a 5 kg de hipoclorito por kg de cianeto (CN^-) é requerida para reduzir o cianeto livre para uma concentração que não exceda 1 mg/l. A polpa é então enviada para uma bacia, com fundo impermeável, para evaporação e destruição dos cianetos por ação dos raios ultra-violetas do sol.

FLUXOGRAMAS DE PROCESSAMENTO DE MINÉRIOS DE OURO LIVRE



FLUXOGRAMAS DE PROCESSAMENTO DE MINÉRIOS DE OURO COMPLEXOS

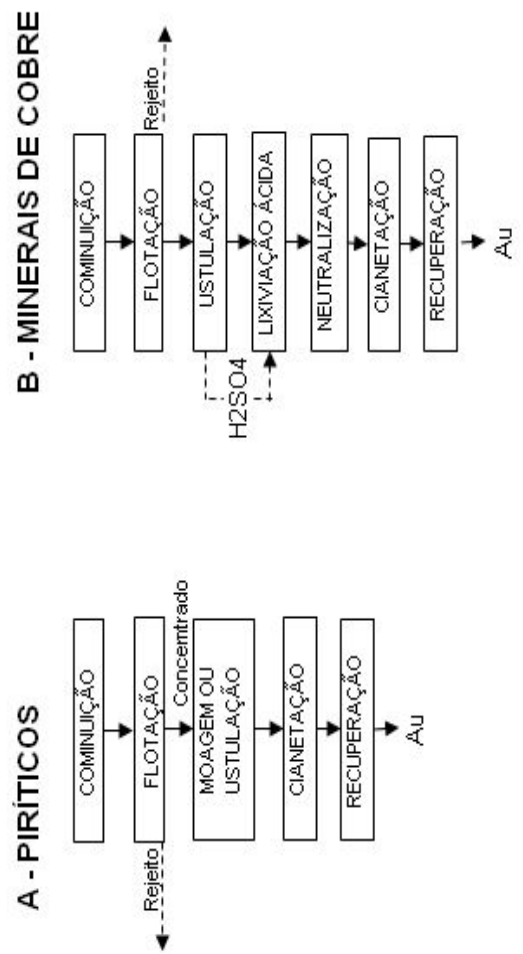


Figura 3.6.1 – Fluxogramas usuais no processamento de minérios auríferos

4 ESTUDOS CONCEITUAIS

O propósito destes estudos é estabelecer estimativas sobre a possibilidade de exploração mineral em algumas jazidas consideradas de potencial interesse econômico.

Considerando as informações disponíveis dessas ocorrências, as rotas propostas, a previsão de investimentos e os resultados apresentados são apenas orientativos. As soluções técnicas imaginadas deverão ser confrontadas, na sequência da pesquisa, com estudos em escala de bancada ou em testes piloto (contínuos) para que seja verificado o grau de acerto dos cenários construídos e corrigida, se necessário, a solução proposta em cada caso. A precisão dos valores econômicos pode ser considerada com variações da ordem de 50%.

4.1 PROCESSAMENTO DE SULFETOS DE COBRE – JAZIDA A

O empreendimento proposto corresponde ao modelo clássico de aproveitamento de minério de cobre de baixo teor, cujos minerais valiosos são, quase exclusivamente, sulfetos que podem conter, como no caso deste exemplo, alguma quantidade de ouro e prata. Trata-se de uma jazida típica para aplicação de métodos de avaliação rápida (*quick evaluation*).

A análise econômica foi desenvolvida para estimativas de investimentos e custos feitas a partir do dimensionamento particularizado para os principais equipamentos e processos, de acordo com o objetivo deste trabalho. A seguir, é apresentada a sequência de telas de plotagem e resultados, para a mesma jazida, proporcionadas pelo programa MAFMO, conforme desenvolvido por Nagle (1988). Os dois procedimentos, que apresentam resultados muito semelhantes, são comparados ao final do capítulo.

4.1.1 RECURSOS MINERAIS ESPERADOS

* **Teores**

– Cobre 0,81%

- Ouro 0,2 g/t
- Prata 1 g/t

* **Recursos geológicos**

- 92 milhões de toneladas de minério.

4.1.2 PREMISSAS ESTABELECIDAS PARA O ESTUDO

- O cobre presente no minério está na forma de sulfetos, sendo desprezível o teor de cobre solúvel.
- A recuperação final dos sulfetos de cobre está estimada em 90%.
- A recuperação de ouro no concentrado final será de 50%.
- O teor do concentrado está estimado em 33% de Cu.

Portanto,

- O teor de ouro no concentrado está estimado em 4,5 g/t.
- O teor de prata no concentrado está estimado em 23 g/t

4.1.3 ESCALA E RITMO DE PRODUÇÃO

A escala de produção estabelecida neste estudo é a seguinte:

- 25.000 toneladas de cobre por ano na forma de concentrado de sulfetos;
- 3.432.000 toneladas ROM / ano.

Desta forma, a vida útil da jazida ultrapassaria a 26 anos.

As operações serão desenvolvidas da seguinte forma:

* **Lavra**

- 288 dias por ano
- 11.917 t/dia
- 16 horas por dia em 2 turnos de 8 horas.
- 746 t de produção média horária.

* **Britagem**

- 16 horas por dia em 2 turnos de 8 horas.
- 24 dias por mês, em média, resultando em 384 horas /mês.
- 4.608 horas por ano.
- 746 t/h de capacidade líquida necessária.

* **Moagem e flotação**

- 24 horas por dia, em 3 turnos de 8 horas
- 28 dias efetivos por mês, em média, resultando em 672 horas / mês.
- 8.064 horas por ano.
- 426 t/h de capacidade líquida necessária.

* **Produções anuais**

- 75.758 toneladas de concentrado,
contendo
- 25.000 toneladas de cobre;
- 343 kg de ouro;
- 1.716 kg de prata.

4.1.4 DESCRIÇÃO DAS OPERAÇÕES

4.1.4.1 Lavra

A lavra será realizada a céu aberto. Considerando o porte da operação, foi estimada a seguinte relação mínima de equipamentos:

* **Principais equipamentos:**

- Perfuratrizes rotativas
- Perfuratriz roto percussiva
- Escavadeiras
- Caminhões fora-de-estrada

- Trator de esteiras
- * **Equipamentos auxiliares**
- Caminhão tipo munk
- Guindaste móvel
- Caminhão comboio de lubrificação
- Caminhão tanque de água
- Motoniveladora
- Moto-bomba
- Bombas submersíveis
- Retro escavadeira
- Ambulância
- Veículos leves

4.1.4.2 Britagem

A britagem será realizada em três etapas: britagem primária; peneiramento primário - britagem secundária; peneiramento secundário - britagem terciária em circuito fechado com o peneiramento secundário.

Entre a britagem primária e o peneiramento primário deverá haver um estoque regulador. Da mesma forma, haverá um silo antes do peneiramento - britagem secundária e, após a britagem terciária, uma pilha ou silo servirá para regular a alimentação da moagem e flotação.

A figura 4.1.1 apresenta o fluxograma proposto.

O produto final da britagem deverá ser 100% menor que 12 mm.

- * **Principais equipamentos:**
- Britador giratório.
- Alimentadores vibratórios de dupla velocidade.
- Britadores cônicos com câmara grossa para britagem secundária.

- Alimentadores de placas.
- Britadores cônicos com câmara fina para britagem terciária.
- Peneiras vibratórias, primárias, de duplo deque.
- Peneiras vibratórias, secundárias, de duplo deque.
- Transportadores de correia.
- Eletro-imã.
- Detectores de metais.

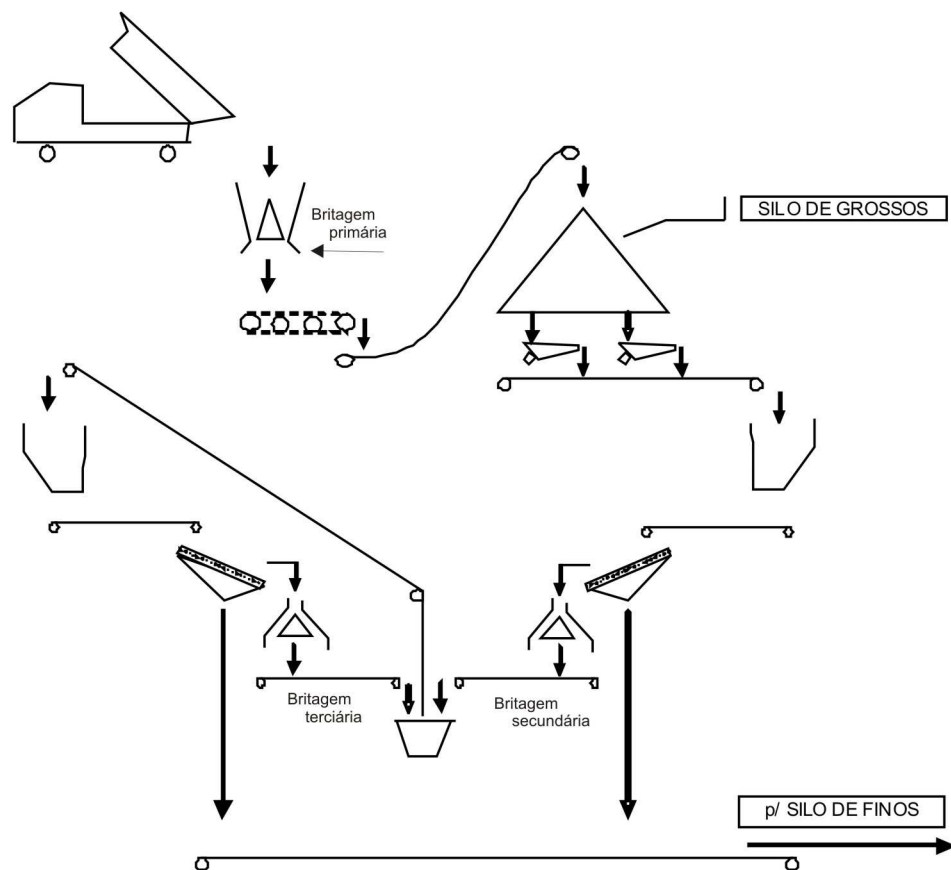


Figura 4.1.1 Fluxograma de Britagem
Indica a sequência unifilar de operações propostas

4.1.4.3 Moagem

O conjunto de equipamentos empregados na cominuição deve ser dimensionado para proporcionar a fragmentação ideal para a flotação pelo menor custo possível. O estudo da sequência de britagens e moagens deve ser desenvolvido a partir de um profundo conhecimento do minério, pois, os investimentos no circuito de cominuição envolvem de 20 a 50% do valor da planta de beneficiamento, dependendo da complexidade do processo, e a operação chega a atingir 50% do custo geral.

O fluxograma de moagem proposto, conforme ilustrado na figura 4.1.2, é convencional: moinho de barras, classificação por hidrociclones e moagem de bolas. Outras variações de circuitos podem mostrar-se mais econômicas, tanto sob o ponto de vista de investimentos como quanto ao custo operacional, entretanto, pelo desconhecimento das características tecnológicas do minério, a escolha é dirigida, por ora, para a configuração que garanta maior flexibilidade e controle sob as qualidades do produto moído – liberação das partículas de sulfeto com a mínima produção de ultrafinos.

Convém ressaltar, entretanto, que nos projetos modernos a escolha, sempre que tecnicamente possível, costuma recair sobre a moagem autógena (AG) ou semi-autógena (SAG) pelas seguintes razões:

- o processo é bem conhecido e previsível;
- em geral apresenta economia de custo e energia;
- é mais fácil de operar que um circuito de britagem fina mais moagem;
- requer menos manutenção que o circuito de britagem fina;
- apresenta alta disponibilidade;
- é adequado para minérios argilosos;
- apresenta altas produções num circuito único.

* **Principais equipamentos:**

- Alimentadores de correia de velocidade fixa (silo de finos).

- Alimentador de correia de velocidade variável.
- Moinhos de barra.
- Moinhos de bolas.
- Bombas de polpa com revestimento e rotor em Ni-Hard.
- Hidrociclones.

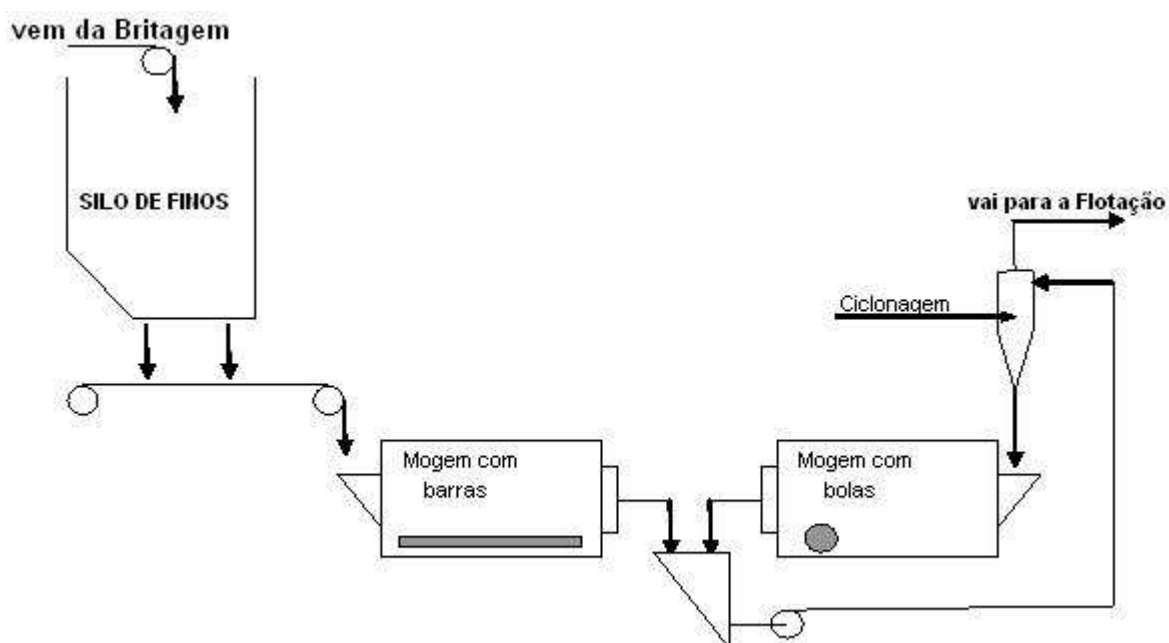


Figura 4.1.2 **Fluxograma de Moagem**

Indica a sequência unifilar de operações propostas

4.1.4.4 Flotação

A escolha do circuito de flotação depende de testes detalhados em laboratório e planta piloto.

A mineralogia precisa ser bem definida e comparada com minérios semelhantes em outras operações existentes. Desta forma se obtém a orientação inicial para definir um processo de flotação bem sucedido.

O circuito de flotação escolhido para ilustrar este estudo é o mais usual para cobre: células *rougher* (de desbaste), cujo rejeito (não flutuado) é considerado rejeito final e bombeado para a barragem de rejeitos; células *cleaner* (de limpeza) e

releaner, cujo produto flutuado é considerado concentrado final. Não se considera, por ora, a necessidade de remoagem de produtos intermediários.

O circuito de flotação está esquematizado na Figura 4.1.3.

A provisão de reagente está sendo considerada da seguinte forma: dosagem principal de cal e reagentes na moagem, dosagem de espumante e controle fino dos demais reagentes antes das entradas dos bancos de células.

Os tipos e modelos dos equipamentos imaginados nesta avaliação são os mais tradicionais, ainda utilizados na grande maioria das instalações no mundo, basicamente constituído de células mecânicas. Novas tecnologias, sistemas, modelos e tipos de equipamentos, embora amplamente utilizados nas plantas modernas, só poderão ser considerados após o aprofundamento do conhecimento dos minérios em questão; exemplificando: as células com sistemas pneumáticos, como as de coluna ou as células Jameson – utilizadas em muitas instalações, apresentam significativa economia tanto de investimento como de operação e poderão vir a substituir com vantagens parte do circuito aqui proposto.

* **Flotação de ouro e da prata**

Para efeito de avaliação econômica, considera-se que o ouro e a prata, presentes no minério, serão recuperados em 50% no circuito de flotação e estarão presentes no concentrado final de cobre e desta forma comercializado. É importante salientar que essas condições são inteiramente hipotéticas e servem apenas para estabelecer uma base para avaliação preliminar do empreendimento, não estão, portanto, fundamentadas em nenhum conhecimento específico do minério objeto deste estudo.

* **Principais Reagentes**

- Regulador de pH: cal (hidróxido de cálcio); eventualmente hidróxido de sódio ou carbonato de sódio (barrilha).
- Coletores: xantatos, ditiofosfatos ou outros coletores sulfidrílicos..
- Espumantes: óleo de pinho, ácidos cresílicos, polipropileno glicol, etc.

* **Principais equipamentos**

- Células de flotação.

- Bombas de polpa.
- Dosadores de reagentes.
- Agitadores para preparação de reagentes.
- Amostradores de polpa.
- Tanques, tubulações, calhas, etc.

4.1.4.5 Espessamento e filtração

O concentrado, depois de espessado, será filtrado em filtros de discos a vácuo, para reduzir a umidade para 12%. O concentrado nessas condições será considerado produto final, devendo ser estocado adequadamente para ser despachado para a usina metalúrgica.

* **Principais equipamentos**

- Espessador de concentrado.
- Filtro de discos a vácuo.
- Bomba de polpa.
- Bomba de vácuo.
- Agitadores.
- Bomba de filtrado, tubulações, tanques de estocagem com agitação.
- Transportadores de correia.
- Transportador tipo tripper.

A figura 4.1.3 apresenta o fluxograma conjunto dos circuitos de flotação, espessamento e filtração propostos.

4.1.5 LOCALIZAÇÃO DAS INSTALAÇÕES DE BENEFICIAMENTO

As operações deverão ser estabelecidas no ponto mais próximo ao centro da jazida, desde que as necessidades de água, energia elétrica, estradas, núcleos residenciais e demais carências do projeto possam ser atendidas.

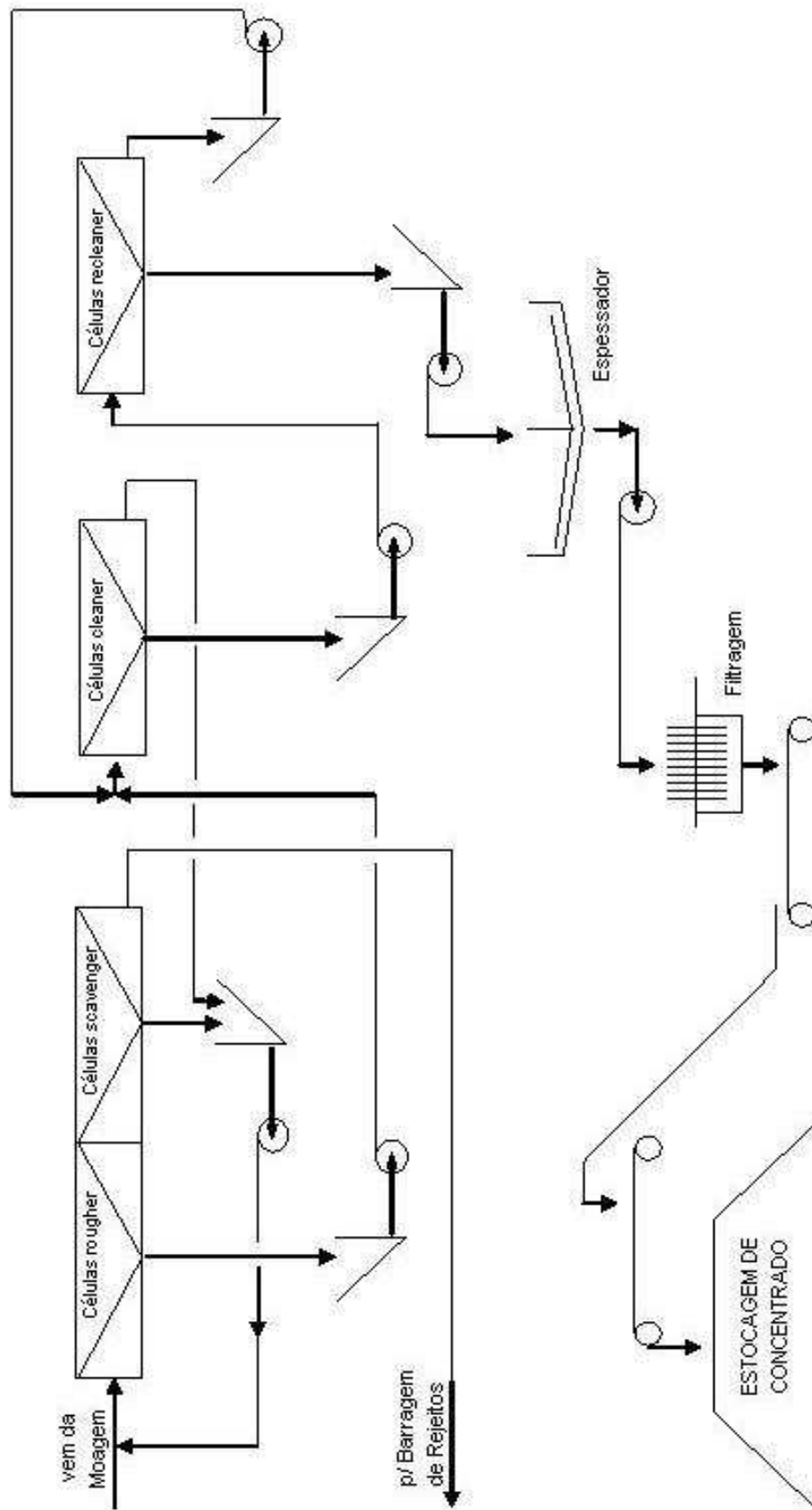


Figura 4.1.3 - Fluxograma de flotação, espessamento e filtragem

4.1.6 INVESTIMENTOS CONFORME ESTUDO CONCEITUAL

Com base na escala de produção proposta, e de acordo com os procedimentos informados no item 2.5, foi desenvolvida a relação de investimentos estimados descrita na tabela 4.1.

Por não se dispor, ainda, das informações necessárias para estimativas de dispêndios, os seguintes investimentos foram hipoteticamente considerados neste estudo:

* **Preparação das frentes de lavra**

A previsão de investimentos na lavra depende do desenvolvimento detalhado da geologia local, pois, a partir desse conhecimento poderá ser determinada a relação estéril-minério, os taludes da cava, o volume de decapeamento inicial, os equipamentos e atividades necessárias para realização da preparação para as operações de extração do minério.

Estimou-se uma relação estéril-minério de 4:1 (t/t), para efeito de avaliações econômicas iniciais.

* **Linha de Alta Tensão**

Previu-se a construção de uma linha de alta tensão com 50 km de extensão.

* **Instalações de captação e adutora de água industrial**

A reposição de água no processo, estimada em 40% do consumo previsto, está estimada em 10.000 m³/dia, captados a uma distância de 20 km. Deverão ser investigadas as fontes de abastecimento disponíveis.

Estima-se que 60% da necessidade de água industrial poderá ser reaproveitada após simples processos de decantação na barragem de rejeito.

* **Núcleo residencial**

A necessidade de construção de residências e facilidades urbanas deverá ser definida no contexto da escolha do local para estabelecimento da área industrial.

Tabela 4.1 – INVESTIMENTOS CONFORME ESTUDO CONCEITUAL		
JAZIDA <u>A</u>		
ÍTEM	CARACTERÍSTICAS	VALOR (USD)
Mina	Equipamentos	59.185.860
Decapeamento inicial	4.575.000 m ³	10.982.000
Britagem		18.093.636
Moagem		19.467.865
Flotação		6.391.176
Espessamento e Filtragem		6.452.010
Subestação	15000 KVA	3.000.000
Linha A.T.	50 km	2.750.000
Captação de Água	10.000 m ³ / dia a 20 km	10.000.000
Reservatório de Água	50.000 m ³	700.000
Reciclagem de Água	600 m ³ /h	2.676.000
Barragem de Rejeitos	(núcleo inicial)	1.500.000
Aquisição de Terras	120 hectares	600.000
Laboratório		600.000
Prédios Auxiliares		1.800.000
Máquinas e Ferramentas (oficinas)		900.000
Expedição	(balança, carregadores, etc)	1.200.000
EIA / RIMA		350.000
Projeto (execução e implantação)		17.483.826
Contingenciamento	10 %	16.413.237
TOTAL DE INVESTIMENTOS		180.545.610

4.1.7 CUSTO OPERACIONAL CONFORME ESTUDO CONCEITUAL

Os custos operacionais, avaliados a partir das informações, estimativas e premissas estabelecidas neste estudo conceitual, podem apresentar a composição estimada conforme a tabela 4.2.

**Tabela 4.2 - CUSTOS OPERACIONAIS CONFORME ESTUDO CONCEITUAL
JAZIDA A**

	USD/t ROM	USD/t Cu
Lavra	4,77	654,83
Britagem	2,13	292,41
Moagem	3,29	451,65
Flotação	2,34	321,24
Espessamento	0,13	17,85
Filtragem	0,77	105,71
Outros (administração e serviços de apoio.)	1,34	184,37
Custos totais	14,77	2.027,04

- **Custo operacional final, estimado**

- Por tonelada de ROM

14,77 USD

- Por tonelada de cobre

2.028,04 USD

4.1.8 CARACTERÍSTICAS DO CONCENTRADO FINAL

A partir do estabelecido nas premissas deste estudo para o minério da jazida A, foi estimado atingir os seguintes teores no concentrado final:

- * **Cobre** **33,00 %**
- * **Ouro** **4,52 g/t (0,1453 onças troy por tonelada)**
- * **Prata** **23 g/t (0,7394 onças troy por tonelada)**

4.1.8.1 Preço do Concentrado FOB planta de concentração

Foram considerados os seguintes preços de mercado para os metais:

- Cobre 2,30 USD/libra peso → 5.070,00 USD/t
- Ouro 955 USD/onça troy → 30,70 USD/g
- Prata 15 USD/onça troy → 0,48 USD/g

Por não ser possível estabelecer detalhes da composição final do concentrado no que diz respeito à presença de elementos que penalizam sua valoração, estimou-se que o valor final a ser pago pelo concentrado corresponde a 80% do valor estabelecido pela LME para cobre e metais nobres presentes. Desta forma, se está considerando um desconto total no preço do concentrado equivalente a 20% dos elementos valiosos presentes, correspondente, essa depreciação, à soma das taxas de tratamento (TC), taxa de refino (RC), parcela de compensação no preço (pp), penalidades devido à presença de elementos indesejáveis e outras taxas e descontos costumeiramente incluídas em contratos de compra por parte de empresas metalúrgicas de cobre. O capítulo 16 da publicação Cost Estimation Handbook (Australian Institute of Mining and Metallurgy, 1993) faz referência a esta forma de estimativa expedita de valor final de concentrado.

$$80\% \times (0,33 \text{ t}_{\text{Cu}} \times 5070 + 4,52 \text{ g/t}_{\text{Au}} \times 30,70 + 23\text{g/t} \times 0,48) \rightarrow$$

1.458,07 USD/t

Os parâmetros técnicos e econômicos apresentados neste estudo são preliminares, o conhecimento aprofundado das características geológicas e mineralógicas do minério pode revelar um panorama bastante diferente para o empreendimento.

Os custos com a caracterização tecnológica do minério para definição da viabilidade técnica e dos parâmetros operacionais estão previstos nos gastos com projeto, entretanto, não estão previstos investimentos em pesquisa geológica.

4.1.9 APLICAÇÃO DO PROGRAMA MAFMO PARA A JAZIDA A – SULFETOS DE COBRE

4.1.9.1 Premissas estabelecidas para o MAFMO

- Produção de minério diária 12.000 t
- Movimentação de estéril diária 48.000 t
- Descobertura inicial 12.126 Mt
sendo 80% s/ uso de explosivos e 20% c/ uso de explosivos
- Condições do terreno da usina de beneficiamento:
plano com menos de 3 m de descobertura.
- Apoio das fundações dos prédios:
em solo resistente com baixa umidade
- Características climáticas clima tropical
- Capacidade da usina de beneficiamento 10.224 t/dia
- Work index $W_i = 16$ kWh/st
- Energia elétrica de alta tensão fornecida por sistema existente
localizado a 50 km de distância.
- Disponibilidade de água: Para melhor efeito comparativo, considerou-se que as fontes de abastecimento de água são raras. A explicação para a adoção de tal premissa está descrita em 4.1.11 Análise Comparativa dos Métodos de Estimativa de Custos. A captação de água nova (não reciclada) estará localizada a 20 km da usina.
- Os valores médios de salários mais encargos considerados, em dólares americanos, estão apresentados na tabela 4.3:

Tabela 4.3 – **RELAÇÃO DE SALÁRIOS MÉDIOS MAIS ENCARGOS**

FUNÇÃO	Valores de entrada USD/dia (1986)	Valores atualizados USD/dia (2008)
Operador da Mina	45,00	84,55
Operador do Beneficiamento	45,00	84,55
Manutenção	45,00	84,55
Serviços Gerais	30,00	56,37
Administração	50,00	93,95

4.1.9.2 Resultados do MAFMO para a jazida A

A edição do MAFMO apresenta resultados em dólares americanos de 1986. As telas de visualização do MAFMO com os respectivos valores de entrada e de saída dos dados estão no Anexo 4.1.I.

Os valores obtidos a partir dos dados gerados com a utilização do aplicativo MAFMO, foram atualizados para dólares americanos de final de 2008 através do índice GDP Real (*Gross Domestic Products – Real*), de acordo com índices fornecidos pelo site:

<http://www.measuringworth.com/calculators/uscompare/resultwithad.php>

4.1.9.3 Comparação de resultados

Para melhor visualização das diferenças dos valores de investimento, os custos obtidos no projeto conceitual foram re-estruturados de forma semelhante àqueles resultantes da aplicação do MAFMO e estão apresentados, conjuntamente com estes, nas tabelas de números 4.4 a 4.7. No gráfico 4.I estão representados os resultados totais, correspondentes à tabela 4.7.

Tabela 4.4 - COMPARAÇÃO DE INVESTIMENTOS – MINA JAZIDA A		
ÍTEM	VALORES (USD 2008)	
	Projeto Conceitual	MAFMO
1. Preparação do terreno	-	1.433.677
2. Decapeamento inicial	10.982.000	24.438.274
3. Equipamentos de mina	47.512.870	39.932.508
4. Instalações auxiliares	11.672.990	11.676.106
5. Projeto, superv. e desp. de pré-produção	14.383.766	15.753.536
Total da Mina a Céu Aberto	84.551.626	93.234.101

Tabela 4.5 - COMPARAÇÃO DE INVESTIMENTOS – USINA DE BENEFICIAMENTO JAZIDA A		
ÍTEM	VALORES (USD 2008)	
	Projeto Conceitual	MAFMO
1. Prep. do terreno, fundações e prédios	9.657.567.	21.358.593
2. Instalação de britagem	16.458.669	13.312.715
3. Moagem e estocagem de finos	15.687.697	24.472.096
4. Unidade de concentração	5.229.144	5.730.950
5. Espessamento e filtragem	5.171.610	1.478.773
6. Estocagem de concentrado	1.200.000	965.806
7. Bacia de decantação	1.500.000	2.367.540
8. Energia elétrica	5.750.000	10.796.734
9. Captação de água	13.376.000	5.368.303
10. Projeto, superv. e desp. de pré-prod.	19.863.297	17.780.977
Total da Usina de Beneficiamento	93.893.984	103.638.124

Tabela 4.6 - COMPARAÇÃO DE INVESTIMENTOS – INFRAESTRUTURA JAZIDA A		
ÍTEM	VALORES (USD 2008)	
	Projeto Conceitual	MAFMO
1. Serviços auxiliares	1.500.000	2.824.137
2. Estradas e pontes (terreno)	600.000	2.175.882
Total em Infraestrutura	2.100.000	5.000.019

Observação: Conforme informado no item 4.1.6, não foi considerada a ocorrência de despesas com alojamentos nesta fase da avaliação.

Tabelas 4.7 - COMPARAÇÃO DE INVESTIMENTOS – TOTAIS		
JAZIDA <u>A</u>		
ÍTEM	VALORES (USD 2008)	
	Projeto Conceitual	MAFMO
MINA	84.551.626	93.234.101
USINA DE BENEFICIAMENTO	93.893.984	103.638.124
INFRAESTRUTURA	2.100.000	5.000.019
Total	180.545.610	201.872.244

Observação: O Fundo de Rolamento ou Capital de Giro foi incorporado ao fluxo de caixa com o valor correspondente às despesas totais de dois meses de operação.

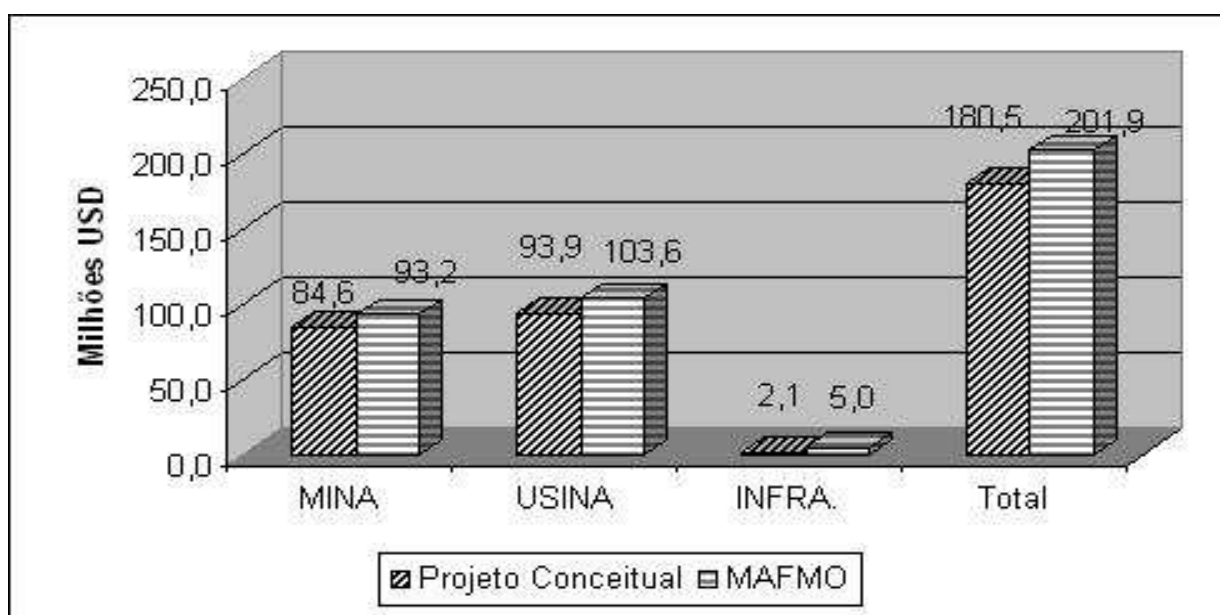


Gráfico 4.1 – Comparação dos investimentos totais conforme resultantes do projeto conceitual e do MAFMO para a jazida A.

4.1.9.4 Valores de custos operacionais obtidos pela aplicação do programa MAFMO – Jazida A

Os custos operacionais calculados pelo MAFMO estão dispostos na tabela 4.8, em valores atualizados para dólares americanos de 2008.

Tabela 4.8 - CUSTOS OPERACIONAIS – SÍNTESE DO PROJETO (MAFMO)		
JAZIDA <u>A</u>		
ÍTEM	USD/t ROM (USD 2008)	USD/t Cu (USD 2008)
1. Mina	1,22	167,48
2. Usina de tratamento	3,95	541,69
3. Energia Elétrica (Mina + Usina)	6,61	907,98
4. Manutenção eletro-mecânica	0,81	110,45
5. Serviços gerais	0,37	50,52
6. Serviços administrativos	0,46	63,74
Total de Custos Operacionais	13,42	1.842,05

Apresenta-se, na tabela 4.9, uma proposição de re-estruturação dos custos operacionais originados pelo MAFMO de forma a permitir uma melhor comparação com aqueles calculados no Projeto Conceitual. A tabela 4.10, compara os resultados obtidos nos dois modelos que estão representados no gráfico 4.II.

Tabela 4.9 - RE-ESTRUTURAÇÃO DOS CUSTOS OPERACIONAIS (MAFMO)						
JAZIDA <u>A</u> Valores em USD (2008) / t ROM						
	Insumos e M.O.	Energia Elétrica		Manutenção		Totais
MINA	1,22	7,5%	0,50	60%	0,48	2,20
USINA	3,95	85%	5,62	35%	0,28	9,85
OUTROS	0,83	7,5%	0,50	5%	0,04	1,37
Totais	6,00		6,61		0,80	13,42

Tabela 4.10 - COMPARAÇÃO DE CUSTOS OPERACIONAIS - JAZIDA <u>A</u>		
ÍTEM	USD/t ROM (2008)	
	Projeto Conceitual	MAFMO
1. MINA	4,77	2,20
2. USINA	8,66	9,85
3. OUTROS (Serv. Gerais, Admin.)	1,34	1,37
Total	14,77	13,42

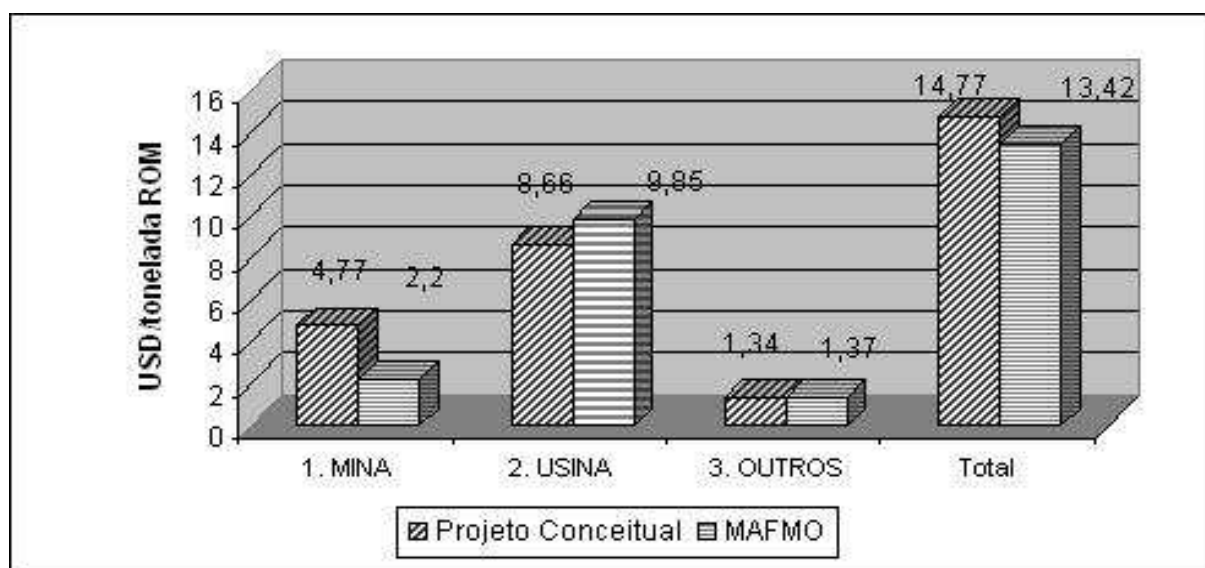


Gráfico 4.II – Comparação dos custos operacionais resultantes do projeto conceitual e do MAFMO para a jazida A.

4.1.10 ANÁLISE COMPARATIVA DOS MÉTODOS DE ESTIMATIVA DE CUSTOS

Os resultados gerais obtidos pelo aplicativo MAFMO são muito semelhantes àqueles obtidos pelo estudo conceitual. O valor total de investimentos apresentado pelo MAFMO excede em 11,18% ao do estudo conceitual, por outro lado, o custo operacional obtido no MAFMO é 9,14% menor.

Entretanto, ocorrem algumas divergências significativas nos valores individualizados das unidades produtivas que, ao final, acabam por compensarem-se, apresentando um resultado equilibrado entre os dois processos condições avaliatórios. Grande parte dessas diferenças pode ser atribuível a de fornecimento alteradas por contingências econômicas mundiais (o MAFMO está circunstanciado por valores estabelecidos em 1986) ou por características do mercado brasileiro, já que, sempre que disponíveis, os preços no Projeto Conceitual foram obtidos ou comparados com fornecimentos nacionais.

As diferenças mais significativas são ressaltadas a seguir:

- **Decapeamento** – O valor apresentado pelo MAFMO é muito superior às estimativas. Certamente as fórmulas utilizadas neste quesito deverão ser revisadas. Esclarecendo: para a remoção de 12 Mt de cobertura (20% com uso de explosivos e 80% sem explosivos) com os valores estabelecidos pelo programa, resultaria o preço médio, atualizado, de 2,02 USD/t, o qual está acima do praticado no mercado brasileiro, mesmo se for considerada a terceirização dessa atividade. Comparativamente, o Modelo de O'Hara (Revisão 1992), para as condições estabelecidas neste estudo, resulta em um valor médio, atualizado para 2008, de 0,84 USD/t.
- **Equipamentos de lavra mais instalações auxiliares** – O MAFMO apresenta, para os equipamentos principais, valor cerca de 15% abaixo das estimativas do Projeto Conceitual. Se observa que o MAFMO apresenta uma tendência a subvalorizar os equipamentos de lavra a céu aberto. Este é, portanto, um dos itens a ser

cuidadosamente aferido com outras fontes de informação quando se for utilizar esse aplicativo.

- **Fundações e prédios** – Os investimentos em obras civis são cerca de 120% superiores no MAFMO. Uma pequena parte dessa discrepância pode ser atribuída ao fato das bases dos equipamentos estarem incluídas nos preços destes no Projeto Conceitual, entretanto, é evidente que este quesito é um fator que também precisa ser revisado no processo de avaliação. Deve-se considerar que o projeto em estudo é desenvolvido para a região tropical, onde os prédios poderão ser abertos lateralmente e apresentarem estruturas muito mais leves que as indicadas para climas mais severos.
- **Instalações de cominuição** – O conjunto de equipamentos de britagem e moagem é 17,5% mais caro no MAFMO. Esta condição pode ser atribuída a condições de fornecimento, conforme acima ressaltadas.
- **Espessamento e filtragem** – Embora o peso destas instalações no total do projeto seja pouco significativo, chama à atenção a discrepância de valores. Os equipamentos de desaguamento tiveram uma importante evolução técnica nas últimas décadas, o que poderia resultar, atualmente, na necessidade de maiores dispêndios nessa área.
- **Energia elétrica** – Neste item, o MAFMO apresenta valores muito acima dos verificados nas obras no Brasil. Exemplificando: o valor do quilômetro de rede de Alta Tensão (66kV) proposto no MAFMO estava, em preços de 1986 (não corrigidos), em 55.000 dólares americanos, valor este equiparável ao praticado em 2008 no Brasil.
- **Captação de água** – No Projeto Conceitual, a estimativa de investimentos para o sistema de captação, adução e reservatório de água é muito superior (249%). Esta diferença, certamente, é consequência da forma de cálculo do MAFMO, que parte da seguinte proposição: ou as fontes são consideradas abundantes, e, portanto, a

água é totalmente captada no sistema natural, ou, então, são raras (conforme foi definido para este exemplo) sendo, então drasticamente reduzida a quantidade total de água em circulação, - no presente exemplo, para cerca de 60% da estimativa inicial. Esclarecendo: o consumo total de água, calculado pelas fórmulas do MAFMO para o caso de fontes abundantes, seria de 14,7 m³/min.; se as fontes forem consideradas raras, o consumo total previsto será reduzido para 8,6 m³/min., sendo 3,1 m³/min. de água captada (nova) e 5,5 m³/min. de água reciclada. Se, na entrada de dados do MAFMO, no item 11 - *Usine de Traitement de Minerai - Sources d'Eau*, ao invés de se indicar as fontes como raras, se houvesse optado pela informação de fontes abundantes, o valor do investimento em captação de água subiria para valores da ordem de 18 milhões de dólares.

Para o Projeto Conceitual, foi considerada a reciclagem de 60% da água necessária à operação, sem redução no volume em circulação, o que, se estima, possa resultar em benefícios econômicos e ambientais sem implicar em perdas na qualidade do processo.

- **Custos operacionais** – Apesar dos valores totais, obtidos através dois procedimentos de avaliação, serem próximos, o custo de lavra no MAFMO aparenta estar significativamente abaixo dos valores reais obtidos no Brasil para desmonte, extração e transporte de rocha dura (com desmonte por explosivos). Cálculos feitos a partir de custos unitários de equipamentos e insumos utilizados nesses procedimentos, confirmados por empresas que executam essas operações em minas ou obras de terraplanagem, indicam valores da ordem de 0,7 a 1,10 USD por tonelada extraída e transportada; considerando a relação estéril/minério de 4:1, será necessário, movimentar, em média, cinco toneladas de rocha para cada tonelada de minério produzida, correspondendo a custos da ordem de 3,50 a 5,50 USD/t_{ROM}. É interessante verificar que estes valores mais baixos no MAFMO, no que se refere à lavra, contrastam com os valores unitários altos estabelecidos, no mesmo programa, para o decapeamento, como visto anteriormente.

Embora alguns itens individualmente apresentem diferenças significativas entre os valores obtidos a partir do projeto conceitual quando comparados àqueles originados pelo MAFMO, pode-se concluir que, para este exemplo, o MAFMO poderá ser utilizado como gerador de estimativas de investimentos e custos, pois a variação de resultados finais entre os obtidos com o MAFMO e com o Projeto Conceitual é inferior ao nível de precisão de 50% admitido para essa etapa.

4.1.11 ANÁLISE ECONÔMICA

Com base nos valores estabelecidos para investimentos, nas condições operacionais propostas no Projeto Conceitual e no valor de venda estimado em 1.449,49 USD / tonelada de concentrado de cobre, foi desenvolvido o Fluxo de Caixa Descontado - Anexo 4.1.II.

A tabela 4.11 resume as informações adotadas para elaboração do fluxo de caixa descontado e os resultados da análise econômica realizada a partir desse procedimento.

Tabela 4.11 – **Parâmetros e resultados da análise econômica da jazida A**

Produção de concentrado	75.758 t/ano
Produção de cobre	25.000 t/ano
Produção de ouro	343 kg (11.000 ozt)
Produção de prata	1.716 kg (55.336 ozt)
Preço LME do cobre	5.070 USD/t
Preço LME do ouro	30,70 USD/g (955 USD/ozt)
Preço LME da prata	0,47 USD/g (14,81USD/ozt)
Valor Bruto da Produção	110.471.521 USD/ano
Custo operacional	14,77 USD/t _{ROM} 2.026,47 USD/t _{Cu}
Período de Análise	25 anos
Taxa Anual de Atratividade da Análise	10,25 %
VPL	60.435.889 USD
TIR	14,91 % a.a.
Pay Back descontado	12 anos
Breakeven Price Variation Factor	83%
Cash Breakeven Price Variation Factor	45%
Custo Operacional de Equilibrio – Break Even Point	2.597,45 USD/t _{Cu}

4.2 PROCESSAMENTO DE COBRE OXIDADO – JAZIDA B

4.2.1 RECURSOS MINERAIS ESPERADOS

* **Teores**

- Cobre 1%
- Ouro 0,2 g/t

* **Recursos geológicos**

- 11 milhões de toneladas de minério.

4.2.2 PREMISSAS ESTABELECIDAS PARA O ESTUDO

- 85% do cobre estão na forma solúvel (óxidos), os restantes 15% estão na forma de sulfetos diversos (calcopirita, calcosina, bornita).
- A recuperação do cobre oxidado está estimada em 85% e a do cobre sulfetado em 54%. A estimativa de recuperação final é de 80% do cobre total.
- Os minérios não contêm carbonatos ou outros minerais em quantidades tais que alterem significativamente o consumo de ácido sulfúrico.
- O ácido sulfúrico disponível para uso no processo está livre de impurezas que possam prejudicar o processo e tem uma concentração suficientemente alta para que sua estocagem e manuseio sejam o usual para essa substância quando na forma concentrada (>93% de H₂SO₄).

4.2.3 ESCALA E RITMO DE PRODUÇÃO

A escala de produção foi estabelecida em 8.800 t/ano de cobre, isto equivale à seguinte produção na lavra:

- 1.100.000 toneladas ROM /ano.

Desta forma, o empreendimento produziria durante 10 anos até serem esgotados os recursos geológicos estimados.

As operações serão desenvolvidas da seguinte forma:

- **Britagem, aglomeração e manuseio de pilhas**
 - 24 horas por dia em 3 turnos de 8 horas.
 - 24 dias por mês, resultando em 576 horas /mês.
 - 6.912 horas por ano.
 - 159 t/h de capacidade líquida necessária.
- * **Lixiviação, SX (operação de extração) e eletrodeposição**
 - 24 horas por dia em 3 turnos de 8 horas
 - 28 dias efetivos por mês, em média, resultando em 672 horas / mês.
 - 8.064 horas por ano.
 - Consumo de ácido em torno de 3 kg / kg Cu.
- * **Produção de cobre**
 - 8.800 toneladas por ano
- * **Produto**
 - Catodos de cobre grau LME

Observação: Pelo conhecimento disponível do minério, não se pode, a priori, estabelecer a viabilidade de aproveitamento do ouro no teor esperado de 0,2 g/t. De acordo com o processo aqui proposto, o ouro deverá permanecer no rejeito, com pouca evidência de ser recuperado de maneira econômica.

4.2.4 DESCRIÇÃO DAS OPERAÇÕES

4.2.4.1 Britagem / Aglomeração

A britagem será realizada na forma convencional, em três etapas. Britagem primária - peneiramento primário; britagem secundária – peneiramento secundário; britagem terciária em circuito fechado com o peneiramento secundário.

O produto da britagem deverá ser 100% menor que 6 mm.

A aglomeração é feita em tambor rotativo de fluxo contínuo, aberto, com dosagem de cerca de 60% da previsão de consumo total de ácido, mais água em quantidade suficiente para umedecer o minério a 15%.

* **Principais Equipamentos:**

- Alimentador vibratório da britagem primária.
- Britador de mandíbulas.
- Britador cônico com câmara grossa para britagem secundária.
- Britador cônico com câmara fina para britagem terciária.
- Peneira vibratória de duplo deque primária.
- Peneira vibratória de duplo deque secundária.
- Alimentador vibratório do aglomerador.
- Tambor aglomerador.
- **Equipamentos auxiliares**
- Transportadores de correia; eletro-ímã; detector de metais, bombas para ácido concentrado e para água.

4.2.4.2 Pilhas de lixiviação

Estima-se um período de 90 dias de lixiviação para se atingir a recuperação mínima de 80%. Considerando a produção média diária de 3.274 t de minério, seria necessário executar 1.000 m² de pilha, com 2 m de altura, por dia (estimada a densidade aparente em 1,7 t/m³). Para 90 dias de lixiviação, serão necessários 90.000 m² de superfície total preparada para a operação de lixiviação.

A impermeabilização da superfície do solo para a base das pilhas será executada com geomanta de PEAD (polietileno de alta densidade) de 2 mm de espessura, texturizada.

Serão construídos tanques escavados, revestidos de PEAD, para armazenamento das soluções. Dois tanques serão destinados a solução PLS

(carregada) e terão capacidade de 10.000 m³ cada. Outro tanque, destinado a solução descarregada, terá também capacidade para armazenar 10.000 m³.

* **Principais Equipamentos:**

- Carregadeira sobre pneus.
- Caminhões revestidos para o para transporte de minério aglomerado e rejeito.
- Bombas para soluções ácidas.

4.2.4.3 Extração por Solvente - SX

As condições estimadas de operação serão as seguintes:

* **Solução de alimentação (PLS)**

- Vazão: 364 m³/hora
- Concentração: 3,3 g/l Cu

* **Solução descarregada – Raffinate**

- Vazão: 364 m³/hora
- Concentração: 0,3 g/l Cu

* **Composição do Circuito**

- Extração: 2 conjuntos *mixer-settler* em série
- Re-extração: 1 conjunto *mixer-settler*

* **Eletrólito produzido**

- Vazão: 27 m³/hora
- Concentração: 40 g/l Cu

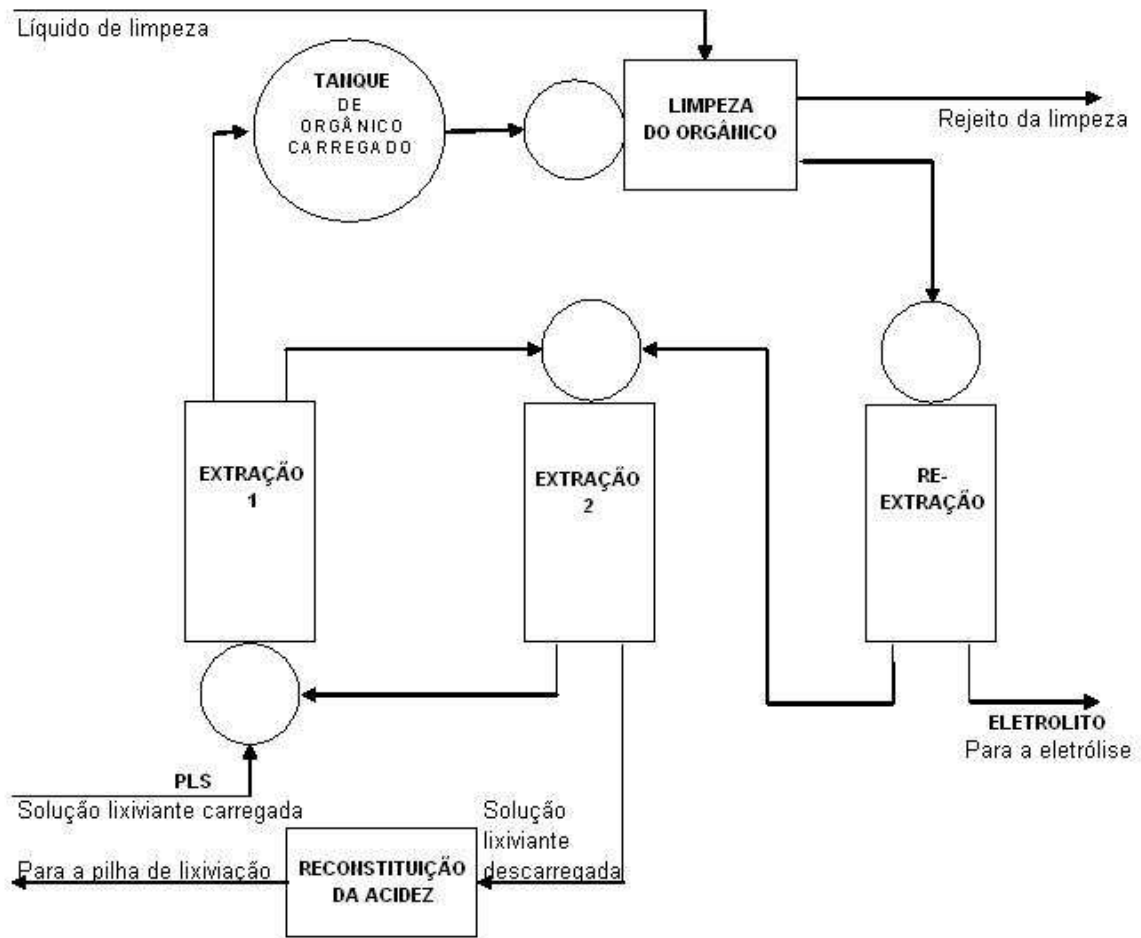


Figura 4.2.1 - Fluxograma geral do circuito de extração por solvente

* **Principais equipamentos:**

- Tanques de aço inoxidável.
- Agitadores.
- Bombas de solução ácida, de reagentes e de solvente orgânico.

4.2.4.4 Eletrodeposição

Foram consideradas as seguintes condições de operação:

- Produção de cobre grau “A” ($\geq 99,3\%$ Cu) 1.000 kg/h
- Densidade de corrente elétrica 200 A/m²
- Tempo necessário para deposição 7 dias

- Peso de cobre por catodo pronto 65 kg
- Número de catodos por célula 36
- Quantidade de células necessária 72
- * **Principais equipamentos:**
 - Células eletrolíticas.
 - Retificador de corrente.
 - Sistema de içamento e movimentação das placas (ponte ou pórtico móvel).
 - Bombas para movimentação das soluções.
- * **Materiais:**
 - Placas anódicas e placas base catódicas; tubulações e válvulas; trocadores de calor; instrumentos.

4.2.5 LOCALIZAÇÃO DAS INSTALAÇÕES DE BENEFICIAMENTO

Idealmente, para minimizar os custos de transporte de minério e de coordenação da produção, as operações deverão estar localizadas o mais próximo possível da jazida, no entanto, outros fatores referentes à infra-estrutura precisarão ser considerados, tais como, disponibilidade de água, energia elétrica, estradas, centros urbanos, etc. os quais deverão ser objeto de levantamento criterioso para a definição da localização das instalações.

4.2.6 INVESTIMENTOS

Com base na escala de produção proposta, foi desenvolvida a relação de investimentos estimados descrita na tabela 4.12.

Por não se dispor, ainda, das informações necessárias para definição de layout, os seguintes investimentos foram hipoteticamente considerados neste estudo:

* **Lavra**

A previsão de investimentos na lavra depende do detalhamento geológico, pois, a partir desse conhecimento poderá ser determinada a relação estéril-minério real, os taludes da cava, o volume de decapeamento inicial, e, conseqüentemente, os equipamentos e atividades necessárias para realização da preparação para as operações de extração do minério. Com base no conhecimento geológico disponível, se estabeleceu uma área de 270.000 m² a ser previamente decapeada, correspondendo ao volume de 540.000 m³. A relação estéril-minério na lavra (desconsiderado o volume de decapeamento inicial) foi estabelecida em 1:1 (m³/m³), para efeito de estimativas econômicas iniciais.

Considerando a vida útil da operação, em torno de dez anos, foi indicada a contratação de serviços terceirizados para as atividades de lavra, carregamento e transporte de rocha, inclusive na montagem das pilhas e disposição de rejeitos sólidos, pois a quantidade de equipamentos requeridos será variável ao longo do tempo, considerando a diversidade de frentes de lavra.

Neste caso, não haverá necessidade de investimentos em equipamentos de lavra, carregamento e transporte, embora esta escolha resulte em acréscimo no custo operacional.

* **Linha de Alta Tensão**

Previu-se a construção de uma linha de Alta Tensão, arbitrada em 50 km de extensão.

* **Instalações de captação e adutora de água industrial**

A reposição de água no processo está estimada em 850 m³/dia. Deverão ser investigadas as fontes de abastecimento disponíveis.

* **Núcleo residencial**

A necessidade de construção de residências e facilidades urbanas deverá ser definida no contexto da escolha do local para estabelecimento da área industrial.

Tabela 4.12 - INVESTIMENTOS CONFORME ESTUDO CONCEITUAL JAZIDA <u>B</u>		
ÍTEM	CARACTERÍSTICAS	VALOR (USD)
Mina	Decapeamento inicial (540.000 m ³)	1.296.000
Britagem		5.020.000
Lixiviação		2.455.000
Extração por Solvente (SX)		4.540.000
Eletrodeposição (EW)		11.390.000
Subestação	5000 KVA	1.000.000
Linha A.T.	50 km	2.750.000
Captação de Água	850 m ³ / dia	950.000
Reservatório de Água	25.000 m ³	350.000
Disposição de Rejeitos	(núcleo inicial)	750.000
Aquisição de Terras	120 hectares	180.000
Laboratório		400.000
Prédios Auxiliares		610.000
Máquinas e Ferramentas	(oficinas)	450.000
Expedição	(balança, carregadores, etc)	1.200.000
Pilha Inicial	270.000t min. britado e aglomerado	945.000
EIA / RIMA		350.000
Projeto	(execução e implantação)	3.937.000
Contingenciamento	10 %	3.727.000
TOTAL DE INVESTIMENTOS		42.300.000

4.2.7 CUSTO OPERACIONAL

O item de maior peso na operação de uma instalação para processamento de minério oxidado de cobre é o consumo de ácido, que pode ser, em alguns casos, superiores a 50% do custo final. Como a disponibilidade e, conseqüentemente, o preço desse insumo é muito variável, a confiabilidade de um projeto de lixiviação ácida depende, fundamentalmente, da garantia de fornecimento do ácido sulfúrico industrial e da localização da jazida em relação à fonte de fornecimento desse insumo. Algumas instalações operam de maneira intermitente, suspendendo as atividades quando o valor do ácido atinge patamares elevados. Um exemplo pode ser evidenciado recentemente: no início do ano de 2008, com a

economia mundial aquecida, o ácido sulfúrico atingiu preços superiores a 400 US dólares por tonelada (o grande consumo mundial é da indústria de fertilizantes), ocasionando a suspensão de operação de diversas minas de metálicos oxidados; atualmente (2009), com o momento recessivo mundial, o preço do ácido está da ordem de 60 USD.

A realização desse empreendimento depende, fundamentalmente, do bom conhecimento do minério no que diz respeito à constituição mineralógica e às reações químicas envolvidas no processo.

Os custos com a caracterização tecnológica do minério para definição da viabilidade técnica e dos parâmetros operacionais estão previstos nos gastos com projeto, entretanto, não estão previstos investimentos em pesquisa geológica.

O custo de produção estimado, considerando-se todas as operações, desde a lavra até a produção da placa de cobre catódico grau “A”, apresenta a composição conforme estabelecido na tabela 4.13 A representação gráfica da composição de custos aparece no gráfico 4.III.

Tabela 4.13 - CUSTOS OPERACIONAIS CONFORME ESTUDO CONCEITUAL PARA A JAZIDA B

	USD/t ROM	USD/t Cu
Lavra	3,11	388,21
Britagem	1,76	219,48
Pilhas (aglomeração, carga, lixiviação, descarga)	5,70	712,10
Extração por solvente	4,61	576,37
Eletrodeposição	2,21	276,66
Outros (administração e serviços de apoio.)	1,75	218,20
Custos totais	19,13	2.391,02

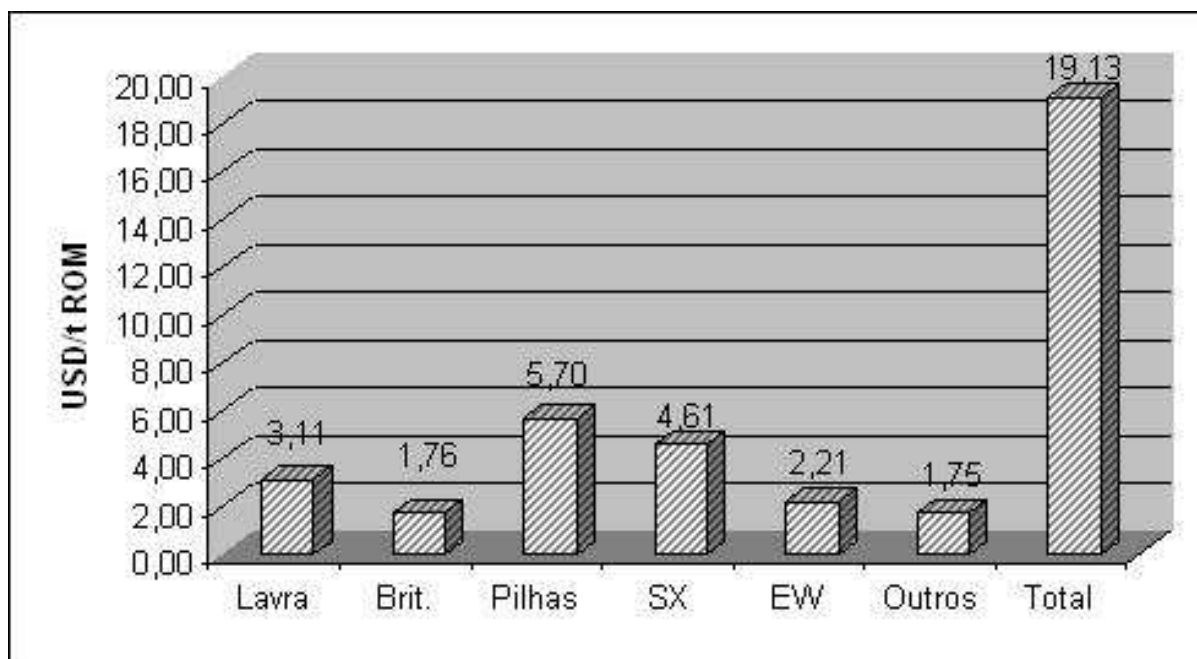


Gráfico 4.III – Composição do custo operacional para a jazida **B**

4.2.8 ANÁLISE COMPARATIVA DOS MÉTODOS DE ESTIMATIVA DE CUSTOS

Na forma como aqui se está propondo o aproveitamento do minério de cobre oxidado, não será proveitosa a utilização do MAFMO como instrumento para determinação de investimentos ou custos operacionais. O *software* não foi preparado para proceder à análise com essa rota de operação. Mesmo a eventual estimativa que se poderia obter em termos de investimento e custo operacional na lavra, torna-se improvável quando se considera estratégias não “tradicionais” como a possibilidade de terceirizar parte da operação, conforme proposto no projeto conceitual. Esse tipo de decisão é bastante usual nas operações mineiras de pequeno e médio porte ou previstas para poucos anos de duração.

4.2.9 ANÁLISE ECONÔMICA

Com base nos valores estabelecidos para investimentos, nas condições de operação propostas e no valor de venda de 5.070,00 USD / tonelada de cobre na forma de placas catódicas, foi desenvolvido o Fluxo de Caixa Descontado (Anexo 4.2.I), definindo, para esta análise preliminar.

Foi considerado o período de dois anos para desenvolvimento e implantação do projeto e os investimentos iniciais estão distribuídos de forma igual nos três primeiros anos de análise.

A tabela 4.14 resume as informações adotadas para elaboração do fluxo de caixa descontado e resultados da análise econômica realizada a partir desse procedimento.

Tabela 4.14 – **Parâmetros e resultados da análise econômica da Jazida B**

Produção de cobre	8.800 t/ano
Preço LME	5.070 USD/t
Valor Bruto da Produção	44.616.000 USD/ano
Período de Análise	10 anos
Taxa Anual de Atratividade da Análise	10,25 %
VPL – Valor Presente Líquido	19.393.690 USD
TIR – Taxa Interna de Retorno	21,04 % a.a.
Pay Back descontado	6,2 anos
Breakeven Price Variation Factor	82%
Cash Breakeven Price Variation Factor	50%
Custo Operacional de Equilíbrio - Break Even Point	3.155,53 USD/t _{Cu}

4.3 PROCESSAMENTO DE MINÉRIO AURÍFERO – JAZIDA C

4.3.1 RECURSOS MINERAIS ESPERADOS

- * **Teores**
 - Ouro 1,2 g/t
- * **Recursos geológicos**
 - 21.800 kg (700.000 onças troy)contidas em
 - 18.100.000 t de minério.

4.3.2 PREMISSAS ESTABELECIDAS PARA O ESTUDO

- O ouro presente no minério está, em parte, na forma livre e, em parte, associado a sulfetos.
- A rocha que contém o ouro é granito, parcialmente alterado na zona próxima à superfície.

4.3.3 TESTES DE PROCESSAMENTO DO MINÉRIO EM LABORATÓRIO

Os ensaios de laboratórios desenvolvidos com os minérios de ouro da jazida estudada, bem como em outras ocorrências de mesma gênese, na mesma região, indicam a dificuldade de cianetação direta. Os resultados dos testes, invariavelmente, levam a uma baixa recuperação do ouro e a um elevado consumo de cianeto.

De acordo com alguns estudos de caracterizações realizados, a proporção de ouro livre seria da ordem 25%, e os restantes 75% se encontrariam associados a sulfetos.

Estudos microscópicos mostram algumas partículas de ouro livre, menores que 50 micra. Os testes gravimétricos apresentaram recuperações da ordem de 50 a 60% do ouro contido em sulfetos; não foi evidenciada a concentração de partículas isoladas de ouro.

Em estudos preliminares desenvolvidos com minério das jazidas objeto deste trabalho, bem como de outra ocorrência vizinha, foram obtidos bons resultados com testes de flotação. As recuperações de ouro, com este processo, atingiram nos testes valores médios de 92% e, em concentrados rougher, a relação de concentração média foi de 16:1.

O teor de ouro no concentrado de sulfetos está estimado em 17,7 g/t.

Nos testes de cianetação, feitos a partir de concentrados obtidos nos ensaios, os melhores resultados foram obtidos com concentrado ustulado, com recuperação de 91%.

A partir dos resultados dos ensaios acima referidos, a recuperação total calculada, na sequência flotação - ustulação - cianetação, foi de 84%.

4.3.4 CONSIDERAÇÕES SOBRE O PROCESSO DE OXIDAÇÃO DOS SULFETOS

Embora a ustulação seja um processo bastante eficiente para liberar as partículas de ouro submicroscópicas, sua aplicação apresenta algumas desvantagens que devem ser consideradas para o desenvolvimento do projeto.

* **Formação de dióxido de enxofre**

Algumas providências devem ser consideradas para evitar a o prejuízo ambiental com a liberação de SO_2 . A melhor solução, considerando o aspecto econômico, seria a produção de ácido sulfúrico; um produto comercializável se houver mercado consumidor acessível.

* **Presença de arsenopirita**

A ustulação de arsenopirita produz As_2O_3 que vem a se constituir num grande problema ambiental. A solução, neste caso, poderia ser a separação da arsenopirita (muito mais estável) durante o processo de flotação e sua disposição em pilhas de rejeito.

* **Presença de cobre e zinco**

Dependendo das condições da ustulação os sulfetos desses metais podem formar sulfatos, óxidos ou ferritas. Essas substâncias são cianicidas e devem ser removidas antes da lixiviação.

* **Escolha do processo**

Por esses resultados relatados, se verifica a conveniência, por ora, de considerar o circuito de flotação seguido de ustulação e cianetação como a rota adequada para desenvolver esta avaliação técnica-econômica. Entretanto, estudos complementares poderão definir a melhor rota, até mesmo outro processo de oxidação que venha a se verificar tão ou mais eficiente para a “abertura” dos sulfetos e liberação do ouro para cianetação.

4.3.5 ESCALA E RITMO DE PRODUÇÃO

O processo de ustulação poderá ser difícil de viabilizar-se em operações de porte menor do que aqui proposto. No caso de considerar-se a conveniência de uma taxa de produção menor, em decorrência de características que vierem a ser definidas no detalhamento geológico da jazida, deveriam ser pesquisados outros métodos como oxidação bacteriana, oxidação sob pressão, ácido nítrico (processo Nitrox), cloreto férrico, etc.

A escala de produção estabelecida neste estudo é a seguinte:

- 1.680.000 toneladas ROM / ano.
- 1.693 Kg de ouro por ano na forma de barras.
- 63.000 toneladas de ácido sulfúrico por ano.

Desta forma, a vida útil da jazida seria de cerca de 10 anos.

As operações serão desenvolvidas da seguinte forma:

* **Britagem**

Um britador primário recebe o produto da mina a céu aberto que, depois de britado, será estocado numa pilha que precede a moagem.

* **Moagem**

Considerando as características esperadas para o minério, com elevada dureza (W_i próximo a 18 kWh/st), adotou-se um circuito SAG (semi-autógeno) de moagem, com o moinho operando em circuito fechado com britador cônico para atuar sobre os fragmentos maiores da descarga do SAG .

O produto do moinho SAG é classificado em hidrociclones, o overflow é encaminhado à flotação e o underflow é descarregado num moinho de bolas cujo

produto é encaminhado à alimentação dos hidrociclones, fechado o circuito de moagem.

* **Flotação**

O circuito de flotação está previsto com um banco rougher, cujo rejeito passa ao conjunto de células *scavenger* e o concentrado encaminhado às células de limpeza.

O rejeito final da flotação é encaminhado à barragem para disposição final e o concentrado, após o espessamento, passa ao processo de ustulação.

* **Ustulação**

A planta *pirometalúrgica* compõe-se basicamente dos seguintes sistemas:

Ustulador - As reações do ustulador são exotérmicas e exigem apurado controle das diversas variáveis envolvidas, de forma a manter as condições de operação de forma eficiente tanto no aspecto de liberação do ouro para o processo de lixiviação posterior, quanto ao aspecto de controle das emissões de poluentes, necessitando, para isso um nível de instrumentação adequado.

Unidade de lavagem e condicionamento dos gases – Este sistema destina-se a: recolher os sólidos de escapam aos ciclones do ustulador; remover os traços de SO₃ da corrente gasosa; reduzir a temperatura para limitar a necessidade de adição de água no processo de produção de ácido sulfúrico. O resultado deverá ser a emissão de um gás isento de partículas sólidas, vapor ácido e de outras substâncias potencialmente agressivas ao meio-ambiente.

Unidade de ácido sulfúrico – Nesta instalação ocorrem reações (exotérmicas) do gás SO₂ com oxigênio e com água para formação do H₂SO₄. Por ser uma unidade de elevado índice de agressividade aos equipamentos exige intenso controle operacional e rigorosa manutenção.

Unidade de espessamento e condicionamento dos calcinados – Esta etapa é necessária para adequar o material calcinado para a cianetação. A concentração de sólidos é aumentada para próximo a 60% no espessador e o pH deve ser elevado de aproximadamente 2,0 para 10,0 para receber a solução de cianeto.

Unidades de tratamento dos efluentes – Efluentes das diversas fases da operação devem receber tratamentos adequados antes de sua disposição como forma de evitar agressões ao meio-ambiente. Os rejeitos da flotação, por não apresentarem risco elevado, podem ser depositados diretamente em barragem apropriada. Os metais pesados estabilizam-se na forma de hidróxido, quando da reversão do pH, após a ustulação. O arsênio precipita, com a adição de reagentes apropriados e aeração em pH adequado, em formas estáveis que, após drenadas, devem ser dispostas em valas especificamente construídas para essa finalidade. Da mesma forma, podem ser precipitados íons metálicos e sulfatos formados na ustulação.

Os efluentes gasosos e particulados oriundos da ustulação serão captados por sistemas adequados ou pelo processo de fabricação do ácido sulfúrico.

Nas Figuras 4.3.1 e 4.3.2 estão representados os fluxogramas dos processos descritos.

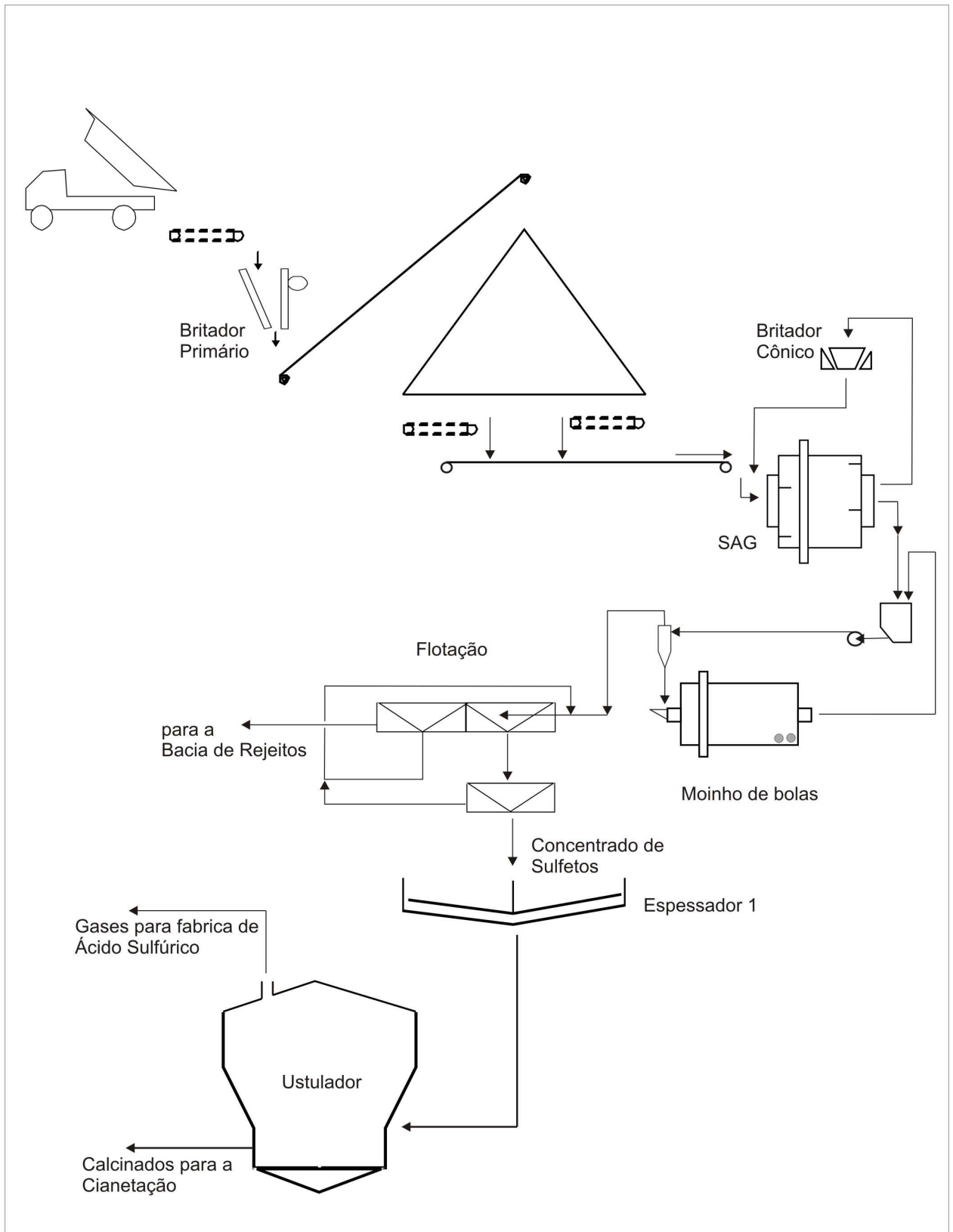


Figura 4.3.1 – Fluxograma dos circuitos de cominuição, flotação e ustulação.

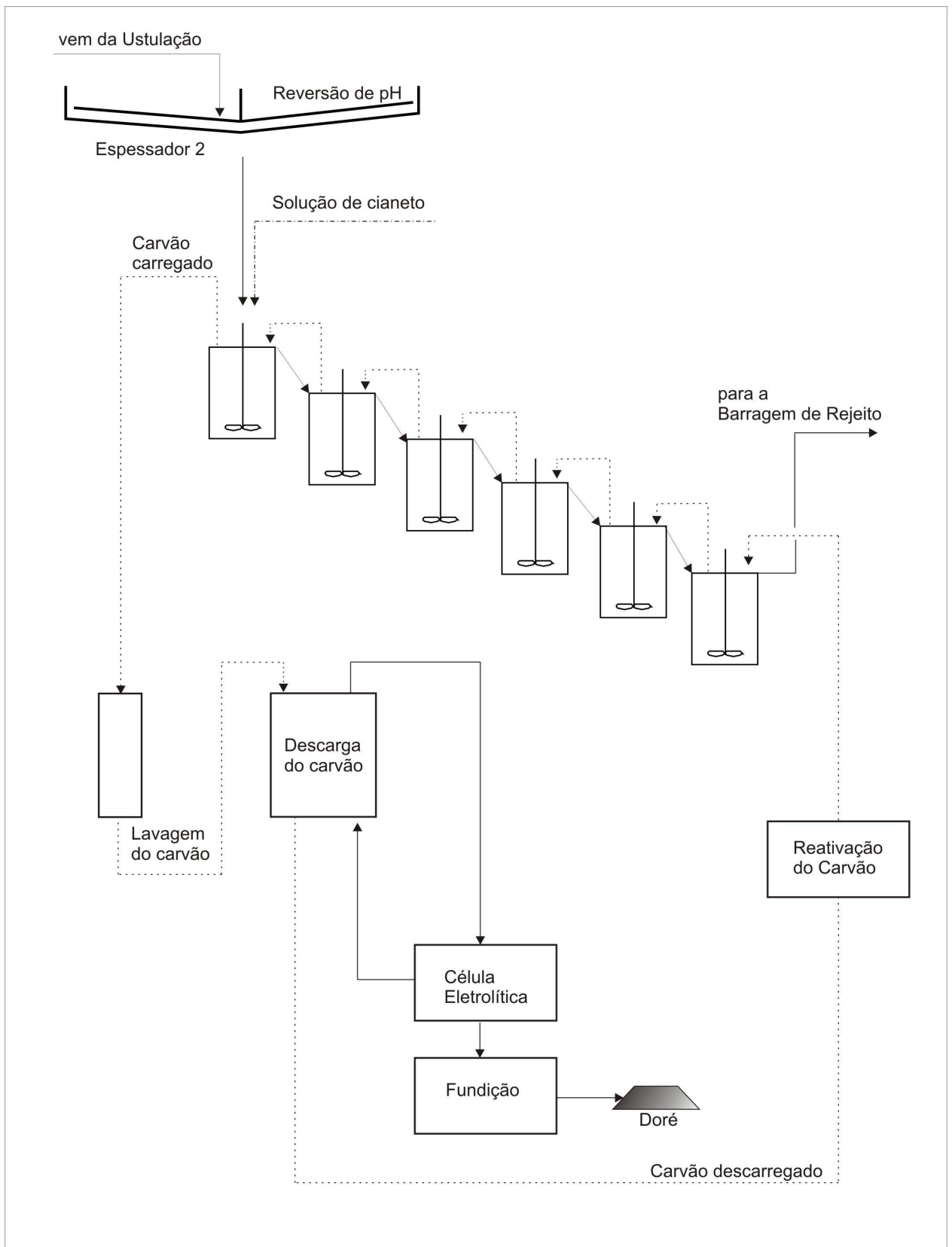


Figura 4.3.2 – Fluxograma dos circuitos de cianetação e eletro-obtenção do ouro

4.3.6 INVESTIMENTOS

Os investimentos relacionados na tabela 4.15 foram estimados a partir do processo sugerido no projeto conceitual.

Tabela 4.15 - INVESTIMENTOS CONFORME ESTUDO CONCEITUAL JAZIDA C		
ÍTEM	CARACTERÍSTICAS	VALOR (USD)
Mina (equipamentos e descobertura)		41.326.510
Britagem e Moagem	Moinho SAG	25.329.507
Flotação e Espessamento		8.466.404
Ustulação e Fabricação de Ácido		27.800.000
Cianetação		3.467.176
Subestação	8000 KVA	2.400.000
Linha A.T.	20 km	1.100.000
Água		3.475.002
Disposição de Rejeitos	Núcleo inicial	1.980.637
Aquisição de Terras	120 hectares	150.000
Laboratório		367.718
Prédios Auxiliares		1.200.000
Máquinas e Ferramentas	Oficinas	551.578
Expedição / Portaria		600.000
EIA / RIMA		350.000
Projeto (execução e implantação)		11.654.314
Contingenciamento	10 %	13.021.885
TOTAL DE INVESTIMENTOS		143.240.731

4.3.7 CUSTO OPERACIONAL

Os custos operacionais, avaliados a partir das informações, estimativas e premissas estabelecidas neste estudo preliminar, podem apresentar a composição típica apresentada na tabela 4.16.

	USD/t ROM	USD/g Au
Lavra	4,71	4,67
Beneficiamento e Lixiviação	7,51	7,45
Ustulação	2,50	2,48
Outros (administração e serviços de apoio.)	2,40	2,38
Custos totais	17,12	16,98

- **Custo operacional final, estimado**

- Por tonelada de ROM

17,12 USD

- Por grama de ouro

16,98 USD

4.3.8 CARACTERÍSTICAS DOS PRODUTOS INTERMEDIÁRIOS

- * **Concentrado de flotação**

- Produção 313 t/dia

- Teor 17,7 g/t

- * **Sólidos calcinados**

- Produção 187,5 t/dia

- Teor 29,5 g/t

* **Ácido Sulfúrico**

- Produção 180 t/dia

4.3.8.1 Preços finais FOB considerados para os produtos

- Ouro 955 USD/onça troy → 30,70 USD/g
- Ácido sulfúrico 60,00 USD/g

Os parâmetros técnicos e econômicos apresentados neste estudo são preliminares, o conhecimento aprofundado das características geológicas e mineralógicas do minério pode revelar um panorama bastante diferente para o empreendimento.

Os custos com a caracterização tecnológica do minério para definição da viabilidade técnica e dos parâmetros operacionais estão previstos nos gastos com projeto, entretanto, não estão previstos investimentos em pesquisa geológica.

4.3.9 APLICAÇÃO DO PROGRAMA MAFMO PARA A JAZIDA C – MINÉRIO DE OURO

4.3.9.1 Premissas estabelecidas para o MAFMO

- Produção de minério diária 5.000 t
- Produção de estéril diária 20.000 t
- Descobertura inicial 4.982 Mt
sendo 80% s/ uso de explosivos e 20% c/ uso de explosivos
- Condições do terreno da usina de beneficiamento:
plano com menos de 3 m de descobertura.
- Apoio das fundações dos prédios:
em solo resistente com baixa umidade
- Características climáticas clima ameno (semi-tropical)
- Work index (Índice de Bond) $W_i = 17 \text{ kWh / st}$
- Energia elétrica de alta tensão fornecida por sistema existente
localizado a 20 km de distância.
- Disponibilidade de água: abundante, com captação localizada a 5 km
da usina.
- Os valores médios de salários mais encargos considerados, em
dólares americanos, estão descritos na tabela 4.17.

Tabela 4.17 – **RELAÇÃO DE SALÁRIOS MÉDIOS MAIS ENCARGOS**

FUNÇÃO	Valores de entrada USD/dia (1986)	Valores atualizados USD/dia (2008)
Operador da Mina	45,00	84,55
Operador do Beneficiamento	45,00	84,55
Manutenção	45,00	84,55
Serviços Gerais	30,00	56,37
Administração	50,00	93,95

4.3.9.2 Resultados do MAFMO

A edição do MAFMO apresenta resultados em dólares americanos de 1986. As telas de visualização do MAFMO com os respectivos valores de entrada e de saída dos dados estão no Anexo 4.3.I.

Os valores obtidos a partir dos dados gerados com a utilização do aplicativo MAFMO, foram atualizados para dólares americanos de final de 2008 através do índice GDP Real (*Gross Domestic Products – Real*), de acordo com índices fornecidos pelo site:

<http://www.measuringworth.com/calculators/uscompare/resultwithad.php>

4.3.9.3 Comparação de resultados

Para melhor visualização das diferenças dos valores de investimento, os custos obtidos no projeto conceitual foram re-estruturados de forma semelhante àqueles resultantes da aplicação do MAFMO e estão apresentados, conjuntamente com estes, nas tabelas de números 4.18 a 4.21. No gráfico 4.IV estão representados os resultados totais, correspondentes à tabela 4.21.

Tabela 4.18 - COMPARAÇÃO DE INVESTIMENTOS – MINA JAZIDA <u>C</u>		
ÍTEM	VALORES (USD 2008)	
	Projeto Conceitual	MAFMO
1. Preparação do terreno	-	924.468
2. Decapeamento inicial	6.016.000	15.661.465
3. Equipamentos de mina	27.706.559	21.383.020
4. Instalações auxiliares	7.603.951	8.979.741
5. Projeto, superv. e desp. de pré-produção	9.009.432	9.526.020
Total	50.335.942	56.475.224

Nos quadros a seguir ainda não estão considerados os investimentos nas unidades de ustulação, fabricação de ácido sulfúrico, cianetação, eletro-deposição e fusão do ouro. Esses processos estão agregados ao estudo econômico no item 4.3.11 Análise Comparativa dos Métodos de Estimativa de Custos.

Tabela 4.19 - COMPARAÇÃO DE INVESTIMENTOS – CONCENTRAÇÃO DE PIRITA JAZIDA <u>C</u>		
ÍTEM	VALORES (USD 2008)	
	Projeto Conceitual	MAFMO
1. Prep. do terreno, fundações e prédios	6.592.319	11.584.035
2. Instalação de britagem	9.872.526	9.310.445
3. Moagem e estocagem de finos	11.665.341	15.761.052
4. Unidade de concentração	3.989.263	4.635.493
5. Espessamento e filtragem	2.876.463	1.655.399
6. Estocagem de concentrado	600.000	965.806
7. Bacia de decantação	1.980.637	1.665.399
8. Energia elétrica	3.500.000	6.296.529
9. Captação de água	3.475.002	3.603.922
10. Projeto, superv. e desp. de pré-prod.	16.016.767	11.584.035
Total	60.568.317	67.288.869

Tabela 4.20 - COMPARAÇÃO DE INVESTIMENTOS – INFRAESTRUTURA JAZIDA C		
ÍTEM	VALORES (USD 2008)	
	Projeto Conceitual	MAFMO
1. Serviços auxiliares	919.296	2.626.842
2. Estradas e pontes (terreno)	150.000	727.173
3. Alojamentos	*	*
Total	1.069.296	2.626.842

* O empreendimento estará localizado em região de tradição mineira dotada de infra-estrutura.

Observação: O Fundo de Rolamento ou Capital de Giro foi incorporado ao fluxo de caixa com o valor correspondente às despesas totais de dois meses de operação.

Tabela 4.21 - COMPARAÇÃO DE INVESTIMENTOS – SUBTOTAIS ⁽¹⁾ JAZIDA C		
ÍTEM	VALORES (USD 2008)	
	Projeto Conceitual	MAFMO
MINA	50.335.942	56.475.224
CONCENTRAÇÃO DE PIRITA	60.568.317	67.288.869
INFRAESTRUTURA	1.069.296	2.626.842
Subtotal	111.973.555	126.390.935

(1) Não estão ainda aqui considerados os investimentos referentes às unidades de ustulação, cianetação, produção de ácido sulfúrico, adsorção e eletrodeposição do ouro.

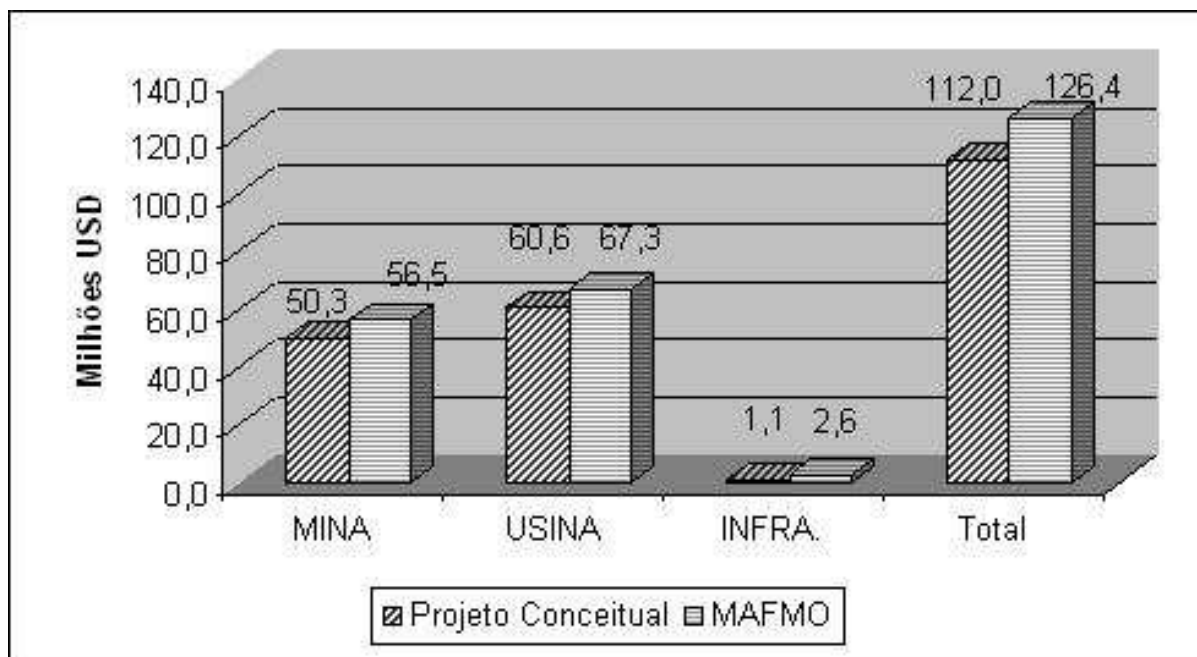


Gráfico 4.IV – Comparação dos investimentos conforme resultantes do projeto conceitual e do MAFMO para a jazida C.

4.3.9.4 Valores de custos operacionais obtidos pela aplicação do programa MAFMO – Jazida C

Os custos operacionais calculados pelo MAFMO estão dispostos na tabela 4.22, em valores atualizados para dólares americanos de 2008.

ÍTEM	USD/t ROM (USD 2008)	USD/g Au (USD 2008)
1. Mina	1,63	1,62
2. Usina de tratamento	5,02	4,98
3. Energia Elétrica (Mina + Usina)	9,45	9,38
4. Manutenção eletro-mecânica	1,04	1,03
5. Serviços gerais	0,21	0,21
6. Serviços administrativos	0,58	0,58
Total de Custos Operacionais	17,94	17,80

Apresenta-se, na tabela 4.23, uma proposição de re-estruturação dos custos operacionais originados pelo MAFMO de forma a permitir uma melhor comparação com aqueles calculados no Projeto Conceitual. A tabela 4.24, compara os resultados obtidos nos dois modelos, também representados no gráfico 4.V.

Tabela 4.23 - RE-ESTRUTURAÇÃO DOS CUSTOS OPERACIONAIS (MAFMO)						
JAZIDA C						
Valores em USD (2008) / t ROM						
	Insumos e M.O.	Energia Elétrica		Manutenção		Totais
MINA	1,63	7,5%	0,71	60%	0,62	2,97
USINA	5,02	85%	8,03	35%	0,36	13,41
OUTROS	0,80	7,5%	0,71	5%	0,05	1,56
Totais	7,45		9,45		1,04	17,94

Tabela 4.24 - COMPARAÇÃO DE CUSTOS OPERACIONAIS – JAZIDA C		
ÍTEM	VALORES (USD 2008)	
	Projeto Conceitual	MAFMO
1. MINA	4,71	2,97
2. USINA	7,51	13,41
3. OUTROS (Serv. Gerais, Admin.)	2,40	1,56
Subtotal	14,62	17,94

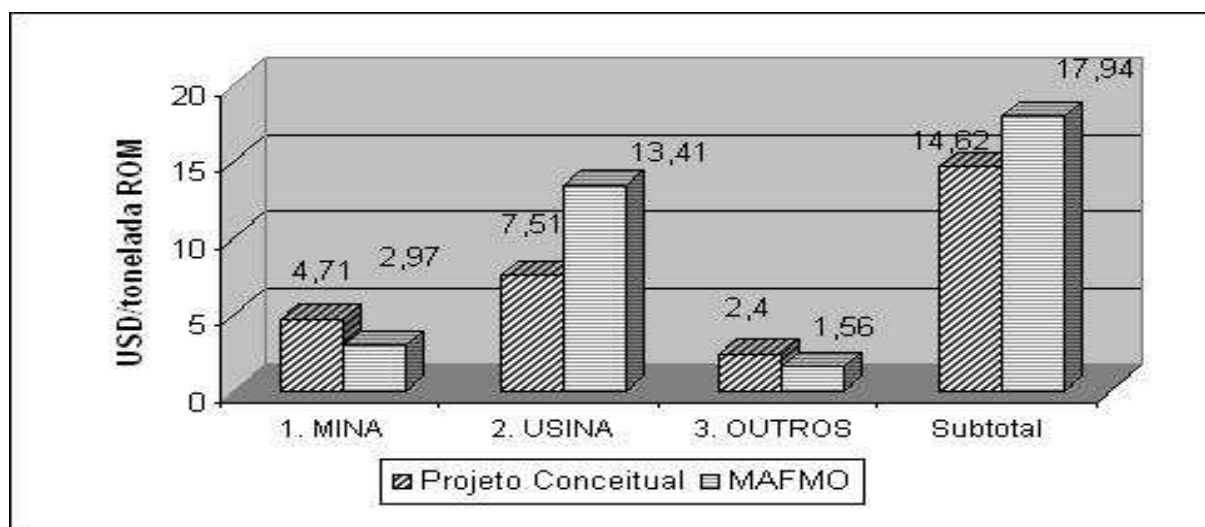


Gráfico 4.V – Comparação dos custos operacionais resultantes do projeto conceitual e do MAFMO para a jazida C

4.3.10 ANÁLISE COMPARATIVA DOS MÉTODOS DE ESTIMATIVA DE CUSTOS

Neste último exemplo de estudo de viabilidade econômica, fica evidenciada a possibilidade de adaptar os parâmetros de entrada e os resultados obtidos com o MAFMO às características do projeto, obtendo-se, então, resultados bastante semelhantes aos desenvolvidos no Projeto Conceitual.

A rota proposta deve ser considerada em duas etapas distintas. Na primeira fase, na qual é feita a concentração da pirita aurífera, o processo deve ser interpretado como uma concentração simples de sulfetos. Para efeito de análise do MAFMO, isto deve ser considerado como equivalente à flotação de minério de cobre de alto teor (o alto teor, neste caso, indica que se produz uma grande massa de concentrado por tonelada alimentada – cerca de 50 quilogramas por tonelada alimentada – implicando num maior volume de células, espessadores, etc.)

No que se refere à segunda fase, onde se propõe a ustulação da pirita seguida da cianetação, coleta CIP, elutriação, eletrodeposição e fusão do ouro, o MAFMO não está adequado para essa sequência de operações. Da mesma forma, o circuito de produção de ácido sulfúrico e instalações para tratamento dos efluentes desses processos deverão ser avaliados separadamente. Ressalve-se que o MAFMO apresenta a possibilidade de avaliar o processo de cianetação de minérios auríferos, entretanto, neste exemplo escolhido, a lixiviação com cianeto deve ser conduzida sobre um concentrado de pirita aurífera, calcinada, com teor de ouro com cerca de 30 g/t , cujo fluxo de massa estimado é de 187,5 t/dia, valor abaixo de 500t/dia que é estabelecido como limite inferior de validade do MAFMO.

Em decorrência, o processamento de dados com o MAFMO poderá ser utilizado para a lavra e a primeira etapa da rota proposta – flotação - e ser complementado com o dimensionamento, em separado, das unidades que constituem a sequência de ustulação e processamentos posteriores.

Desta forma, o valor final de investimentos ficaria composto conforme indicado nas tabela 4.24 e 4.25.

Tabela 4.24 - COMPARAÇÃO DE INVESTIMENTO TOTAL		
JAZIDA C		
ÍTEM	VALORES (USD 2008)	
	Projeto Conceitual	MAFMO
MINA	50.335.942	56.475.224
USINA DE BENEFICIAMENTO	60.568.317	67.288.869
INFRAESTRUTURA	1.069.296	2.925.603
Subtotal	111.973.555	126.390.935
USTULAÇÃO E FRABIC. DE ÁC. SULFÚRICO	27.800.000	
CIANETAÇÃO	3.467.176	
	143.240.731	157.658.111

O custo operacional final ficaria assim alterado:

Tabela 4.25 - COMPARAÇÃO DE CUSTO OPERACIONAL TOTAL		
JAZIDA C		
ÍTEM	VALORES (USD 2008)	
	Projeto Conceitual	MAFMO
1. MINA	4,71	2,97
2. USINA	7,51	13,41
3. OUTROS (Serv. Gerais, Admin.)	2,40	1,56
Subtotal	14,62	17,94
4. USTULAÇÃO + CIANETAÇÃO	2,50	
Total	17,12	20,44

Comparando-se, assim, os resultados dos dois métodos de avaliação, verifica-se que o valor do investimento total obtido com o uso do MAFMO, acrescido dos investimentos em ustulação e cianetação apurados separadamente, é superior em 10,0 % em relação ao do Projeto Conceitual. O custo operacional final por tonelada ROM, calculado com o mesmo critério, ultrapassa o valor obtido no Projeto Conceitual em 19,4 %.

As divergências mais significativas de valores entre os dois métodos de avaliação são a seguir descritas.

- **Decapeamento** – Neste exemplo, o custo unitário do decapeamento, calculado a partir dos resultados do MAFMO, é ainda mais elevado do que foi verificado na avaliação para minério de cobre sulfetado, atingindo o valor de 3,14 USD/t, fato que ratifica o comentário feito para aquele estudo: este item deve ser revisado atentamente quando da aplicação do MAFMO na avaliação de operações de lavra a céu aberto.
- **Equipamentos de lavra mais instalações auxiliares** – Confirma-se, aqui, a subvalorização no que diz respeito aos equipamentos e instalações de lavra a céu aberto. Neste caso, a diferença a menor no MAFMO é de 16,3 %.
- **Fundações e prédios** – Os investimentos em obras civis, incluindo preparação do terreno, fundações e construção de prédios são 79,3 % superiores no MAFMO. A diferença com a avaliação do Projeto Conceitual, nesse quesito, embora essa discrepância seja inferior ao apurado para o empreendimento para sulfetos de cobre, ainda é muito significativa e, portanto, deve ser reavaliada quando da utilização do MAFMO.
- **Instalações de cominuição** – Aqui, o conjunto de equipamentos de britagem e moagem mantém, aproximadamente, a diferença verificada no outro exemplo. Os resultados com o MAFMO somam 16,4 % a mais que no Projeto Conceitual.
- **Espessamento e filtragem** – Se repete, neste exemplo, a evidência de que as instalações de desaguamento são mais caras no Projeto Conceitual, confirmando a idéia que os equipamentos desses setores possam ter sofrido um real aumento de preço ao longo do tempo.
- **Energia elétrica** – O MAFMO, como já salientado, apresenta valores muito acima dos verificados em instalações elétricas no Brasil, pelo menos no que se refere a redes de alta tensão.
- **Projeto, supervisão e despesas de pré-produção** – O MAFMO apresenta um custo conjunto de projeto, supervisão de montagem e

despesas de pré-produção 15,6 % menor que o Projeto Conceitual. Esta diferença corresponde, em maior parte, às despesas a serem originadas, por esses itens, nas instalações de ustulação, produção de ácido sulfúrico, cianetação e metalurgia do ouro.

- **Custos operacionais** – Os resultados do MAFMO, no que diz respeito aos custos operacionais, apresentam, como já fora verificado no exemplo do minério de cobre, um valor baixo para a lavra e, neste caso de minério aurífero, um custo aparentemente elevado para o processo de concentração - britagem, moagem, flotação e espessamento. Se for desconsiderado o custo de 2,40 USD/t_{ROM}, referente aos processos de ustulação e cianetação, o valor final apurado (em dólares por tonelada de concentrado de pirita aurífera) pelo MAFMO é 12,2 % mais alto do que aquele apurado no Projeto Conceitual. Ressalta-se, novamente, que o custo de lavra, parece subestimado em relação ao que se verifica na prática brasileira, como também em relação ao valor unitário por tonelada decapeada, conforme apurado pelo próprio programa.

Considerando que se trata aqui de uma avaliação preliminar, a utilização do MAFMO poderá ser perfeitamente adequada. Pode ser observado, neste último exemplo, que o aplicativo poderá ser usado em parte de uma rota, devendo ser combinado com outras técnicas de avaliação para produzir resultados confiáveis e de forma prática, como se espera do modelo estimador.

4.3.11 ANÁLISE ECONÔMICA

Com base nas condições operacionais propostas no Projeto Conceitual nos valores estabelecidos para investimentos, custos de produção e nos valores de venda dos produtos, foi desenvolvido o Fluxo de Caixa Descontado Anexo 4.3.II.

A tabela 4.26 resume as informações adotadas para elaboração do fluxo de caixa descontado os resultados da análise econômica realizada a partir desse procedimento.

Tabela 4.26 – **Parâmetros e resultados da análise econômica da jazida C**

Produção de ouro	1.693 kg/ano
Produção de ácido sulfúrico	60.480 t/ano
Preço LME do ouro	30,70 USD/g (955 USD/ozt)
Preço FOB do ácido sulfúrico	60,00 USD/t
Valor Bruto da Produção	57.800.648 USD/ano
Custo operacional total	17,12 USD/t ROM
Período de Análise	12 anos
Taxa Anual de Atratividade da Análise	10,25 %
VPL	-17.280.711 USD
TIR	3,36 % a.a.
<i>Pay Back</i> descontado	>12 anos
<i>Breakeven Price Variation Factor</i>	111%
<i>Cash Breakeven Price Variation Factor</i>	42%
Custo Operacional de Equilibrio	13,97 USD/t ROM

5 CONCLUSÕES

Embora não tenha passado por revisões, desde sua criação pelo **Centro de Geotécnica e Exploração de Subsolo** da Escola Nacional Superior de Minas de Paris (ENSMP), o software MAFMO – Modele d'Analyse Financière sur Micro-Ordinateur (Modelo de Análise Financeira em Microcomputador) ainda pode ser considerada uma ferramenta útil para auxiliar em estudos preliminares de avaliação econômica de empreendimentos mineiros, correspondendo, satisfatoriamente à fase de projetos conceituais.

Resumidamente, os resultados obtidos em cada um das jazidas analisadas podem ser assim descritos:

* **Minério com sulfetos de cobre –**

As características da jazida estudada são bastante similares a muitas outras em operação, o processo de concentração é bastante conhecido e facilmente adaptável ao software. Os resultados obtidos com o MAFMO são comparáveis àqueles que se chegou com o dimensionamento individualizado de equipamentos e instalações.

* **Minério com óxidos de cobre –**

O processamento escolhido, de lixiviação em pilha, apresenta características que dificilmente serão contempladas nos modelos de avaliação disponíveis. Neste caso, não seria recomendável utilizar-se o MAFMO, pois as peculiaridades do processo de construção de pilhas e lixiviação de óxidos diferem em muito das metodologias de trabalhos propostas nesse aplicativo.

* **Minério com pirita aurífera –**

Neste exemplo, em particular, o MAFMO, assim como outros *softwares de quick evaluation* poderão ser utilizados parcialmente. Como pode ser visto detalhadamente no item **4.3 Processamento de minério aurífero**, a primeira parte da rota de concentração proposta refere-se à flotação de sulfeto de ferro (pirita), processo perfeitamente conhecido e estudado. A continuação, entretanto, será feita com a ustulação da pirita para liberação do ouro e posterior cianetação. O processo de ustulação deve ser dimensionado e avaliado separadamente, pois, não corresponde diretamente aos modelos propostos no MAFMO. Para o

processamento de lixiviação por cianeto, se poderia voltar a utilizar o MAFMO, pois este é um processo previsto naquele aplicativo, no entanto, no caso do exemplo proposto, a massa de sólidos processada (concentrado de pirita) é inferior ao limite aceitável por esse programa.

A tabela 5.1 apresenta a verificação, nos tres projetos apresentados, no que diz respeito à possibilidade de utilização do MAFMO para definir valores de investimentos e custos operacionais. Nela estão indicadas as variações encontradas entre os resultados obtidos na utilização do MAFMO em relação às avaliações proporcionadas pelos projetos conceituais. Complementarmente, a confiabilidade verificada no uso desse programa, em cada exemplo estudado, está expressa em termos de **aplicabilidade**.

A **aplicabilidade** do *software* estudado está aqui definida como sendo a parcela de investimentos, em cada exemplo estudado, que poderá ser satisfatoriamente obtida por meio da utilização do MAFMO. Esta parcela de aplicabilidade está calculada como o percentual do total de investimentos calculados a partir dos projetos conceituais que poderiam ser definidos pelo MAFMO, sem prejuízo ao nível de precisão esperado para essa fase de projeto. O mesmo critério foi utilizado para definir a aplicabilidade do MAFMO em termos de custos operacionais.

Tabela 5.1 – Avaliação dos resultados originados pelo MAFMO em relação às avaliações desenvolvidas nos projetos conceituais		
	Investimentos	Custo Operacionais
Jazida <u>A</u>	+ 11,81%	- 9,14%
Aplicabilidade	100%	100%
Jazida <u>B</u>	Não aplicável	Não aplicável
Aplicabilidade	0%	0%
Jazida <u>C</u>	+ 12,88%	+ 22,71%
Aplicabilidade	78,17%	85,40%

Com base nos exemplos aqui apresentados, pode-se concluir que nos casos de lavra a céu aberto e para as rotas mais usuais de processamento mineral, o aplicativo MAFMO pode gerar, de forma rápida, resultados de estimativa de investimentos e custos operacionais – com nível de precisão comparável ao obtido a partir do dimensionamento sistemático de equipamentos, unidades produtoras, instalações de apoio e demais utilidades e facilidades necessárias a um empreendimento mineiro – e que tenham sido efetuados no nível de detalhe correspondente a um projeto conceitual.

Na combinação da rapidez na obtenção de valores de investimentos e custos operacionais com um aceitável grau de precisão está a grande vantagem de utilização do MAFMO nas etapas preliminares de um projeto, resultando, portanto, em economia de tempo e recursos nos estudos de engenharia econômica.

Considera-se que, para maior praticidade de uso, o MAFMO poderá ser revisado, por exemplo, no que diz respeito à interface de informática - o MAFMO original opera no sistema DOS e poderia ser transposto para um sistema operacional mais ágil e prático. No que diz respeito, ao menos, aos módulos de estimativa de investimentos e de custos operacionais, poderá, sem muita dificuldade, ser adaptado a uma planilha eletrônica.

Da mesma forma, o MAFMO poderá ser modificado em sua estrutura de cálculo. Considerando que os cálculos de dimensionamento de equipamentos e instalações principais, efetivo humano, investimento e custos operacionais e outras estimativas de projeto desse aplicativo são baseados no modelo apresentado por Alan O'Hara (1980) e que as equações originais desse modelo já foram modificadas pelo próprio autor em revisão posterior (O'Hara e Suboleski, 1992), seria lógico atualizar o MAFMO no que concerne a essas equações, inclusive, adequando-as, onde possível, a valores monetários também atualizados. Esta providência poderá, talvez, minimizar algumas discrepâncias verificadas entre alguns dos custos estimados pelo MAFMO e os correspondentes valores encontrados em operações reais.

6 REFERÊNCIAS

- AUSTRALIAN INSTITUTE OF MINING AND METALLURGY. **Cost Estimation Handbook for the Australian Mining Industry**, Monograph Nº 20, Victoria, AU:AIMM, 1993.
- CARRICONDE, Milton C.. **Estudo Sobre Oportunidades: Bases Tecnológicas e Estimativas Econômicas**, Porto Alegre, 2009.
- CARRICONDE, Milton C.. **Mina do Iruí – Projeto Conceitual**, Porto Alegre, 2008.
- CATANACH, C.B., RESEARCH ASSOCIATE. **Development and In Place Leaching of Mountain City Chacocite Ore Body**. In: DAVENPORT, W.G., KING, M., KUMAR, A.. **Extrative Metallurgy of Copper**, 2.ed. Cap.44, Oxford, GB: Pergamon, 1980.
- HUSTRULID, W.; KUCHTA, M. **Open Pit Mine Planning and Design**, vol.1. Rotterdam, NL: A.A.Balkema, 1995.
- LONG, KEITH R. **A Test and Re-Estimation of Taylor’s Empirical Capacity: Reserve Relationship**, 2008. *In: Natural Resources Research*, Vol. 18, No. 1: ed.NRR, 2009.
- NAGLE, A.J. **Aide a l’Estimation des Paramètres Economiques d’un Projet Minier dans les Etudes de Prefaisabilité**, 1988. Tese (Doutorado em Técnicas e Economia de Empresas Mineiras) – École Nationale Superieure des Mines de Paris), Paris, FR, 1988.
- OFFICER L.H., WILLIAMSON S.H. **Seven Ways to Compute the Relative Value of a U.S. Dollar Amount: 1774 to Present**. Disponível em: <<http://www.measuringworth.com/calculators/uscompare/resultwithad.php>>. Acesso em 12 abr.2010.
- O’HARA, T.A.; SUBOLESKI, S.C.. **Cost and Cost Estimation**, capítulo 6.3: SME Mining Engineering Handbook 2ª Ed., Vol. 1: SME, 1992.
- PARKINSON, E.A.; MULLAR, A.L.. **Mineral Processing Equipment Costs and Preliminary Capital Cost Estimations**, Canadian Institute of Mining and Metallurgy, 1972.
- REVISTA MINERAÇÃO E METALURGIA, Diversos Colaboradores. Nº 509, **1º Manual Técnico de Minas a Céu Aberto**, ed. Scorpio, out. 1989.
- RUHMER, W.T. **Handbook of the Estimation of Metallurgical Process Costs**: Mintek Special Publication Nº 14, 1996.
- SALOMÃO NETO, JAD. **Junior Companies**, 2003. Disponível em: <www.geologos.com.br/empresas/juniors> Acesso em 11 mar. 2009.

TOWNSEND B.; SEVERS, K.J.. **The Solvent Extration of Copper**: A Perspective. Mining Magazine, jan. 1990.

VERGNE, J. **Hard Rock Miner's Handbook**, Tempe, US: ed. McIntosh Engineering, 2003.

WESTERN MINE ENGINEERING, INC. **Mine and Mill Equipment Costs**: An Estimator Guide, Spokane, US, 1995.

RELAÇÃO DE ANEXOS

- 4.1.I RESULTADOS DO MAFMO PARA MINÉRIO DE SULFETOS DE COBRE
- 4.1.II FLUXO DE CAIXA - OPERAÇÃO COM SULFETOS DE COBRE
- 4.2.I FLUXO DE CAIXA – OPERAÇÃO COM ÓXIDOS DE COBRE
- 4.3.I RESULTADOS DO MAFMO PARA MINÉRIO DE OURO
- 4.3.II FLUXO DE CAIXA – OPERAÇÃO COM MINÉRIO DE OURO

MAFMO – SULFETOS DE COBRE - INVESTIMENTOS

COUTS D'INVESTISSEMENT

MINE A CIEL OUVERT (O/N) :	0	
Production minerai+stérile :	60000	t/j
Production minerai :	12000	t/j
Découverte préalable :	12.126	M t
MINE SOUTERRAINE (O/N) :	N	
Production minerai+stérile :		t/j
Production minerai :		t/j
Largeur(1) moyenne des chantiers :		m
Puits: circulaire ou rectangulaire (C/R):		
Profondeur du puits :		m
Capacité d'extraction :		t/j
USINE DE TRAITEMENT (O/N) :	0	
Capacité de traitement :	10224	tmin/j
Production de concentré :	240	tconc/j

Notel: hauteur dans l'exploitation par chambres et piliers.

MINE A CIEL OUVERT

1. PREPARATION DU SITE

Conditions du terrain :	Facteur
topographie plate et végétation légère	1.0
topographie accidentée et végétation intense	2.5
Facteur adopté :	1
Coût d'investissement (M US\$86) :	0.763

2. DECOUVERTURE PREALABLE

Découverte :	Facteur
sans abattage à l'explosif (scrapers)	1.0
avec abattage à l'explosif	10.5
Facteur adopté :	3
Coût d'investissement (M US\$86) :	13.006

MINE A CIEL OUVERT

3. EQUIPEMENTS MINIERS	VALEUR CALCULEE	VALEUR ADOPTEE
Capacité des pelles (m3)	8.2	10
Nombre de pelles	3.7	4
Capacité des camions (t)	135.5	130
Nombre de camions	11.2	12
Coût d'investissement (M US\$86)	21.252	21.252
4. INSTALLATIONS D'ENTRETIEN		
Coût d'investissement (M US\$86)	6.214	6.214

MINE A CIEL OUVERT

5. FRAIS D'ETUDE	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Coût d'investissement (M US\$86)	2.611	2.611
6. SUPERVISION DU PROJET		
Coût d'investissement (M US\$86)	3.711	3.711
7. ENCADREMENT PRE-PRODUCTION		
Coût d'investissement (M US\$86)	2.062	2.062

USINE DE TRAITEMENT DE MINERAI

1. PREPARATION DU TERRAIN

Conditions du terrain :		Facteur
plat avec moins de 3 m de decouverte		1.0
légèrement incliné et peu de travaux à l'explosif		1.5
fortement incliné et beaucoup de travaux à l'explosif		2.5
Facteur adopté	:	1
Coût d'investissement (M US\$86)	:	0.975

2. FONDATIONS

Appui des fondations :		Facteur
sur roche solide		1.0
sur sol/gravier		1.8
sur sol humide		3.5
Facteur adopté	:	1.8
Coût d'investissement (M US\$86)	:	5.668

USINE DE TRAITEMENT DE MINERAI

3. BATIMENTS DE L'USINE

Conditions climatiques :		Facteur
climat doux		1.0
climat froid avec enneigement modéré		1.8
climat sévère avec enneigement intense		2.5
Facteur adopté	:	1
Coût d'investissement (M US\$86)	:	4.724

4. BROYAGE ET STOCKAGE

Conditions de broyage :		Facteur
minerai non dur (WI<12) et 55% -200 mesh		1.0
minerai moyennement dur (WI environ 15) et 70% -200 mesh		1.5
minerai dur (WI>17) et 80% -200 mesh		1.8
Facteur adopté	:	1.6
Coût d'investissement (M US\$86)	:	13.024

USINE DE TRAITEMENT DE MINERAI

5. UNITE DE CONCENTRATION

Conditions de concentration :		Facteur
cyanuration de minerai d'or		1.0
flottation de minerai de cuivre a basse teneur		1.2
flottation de minerai de cuivre a haute teneur		1.6
flottation sélective de minerais complexes (Pb-Zn-Ag ou Cu-Pb-Zn)		2.0
minerais d'or complexes		3.0
concentration gravimétrique		5.0
Facteur adopté	:	1.2
Coût d'investissement (M US\$86)	:	3.053

USINE DE TRAITEMENT DE MINERAI

6. EPAISSISSEMENT ET FILTRAGE

Conditions de filtrage :		Facteur
minerai de cuivre a basse teneur		1.0
minerai de cuivre a haute teneur		1.6
minerais complexes (Pb-Zn-Ag ou Cu-Pb-Zn)		2.0
minerais d'or cyanuré		3.0
Facteur adopté	:	1
Coût d'investissement (M US\$86)	:	0.787

USINE DE TRAITEMENT DE MINERAI

7. INST. DE CONCASSAGE	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Coût d'investissement (M US\$86)	7.085	7.085
8. STOCKAGE DU CONCENTRE		
Coût d'investissement (M US\$86)	0.514	.514
9. BASSINS DE DECANTATION		
Coût d'investissement (M US\$86)	1.260	1.26

USINE DE TRAITEMENT DE MINERAI

10. ENERGIE ELECTRIQUE

Fourni par

1. générateur diesel
2. générateur à charbon
3. système de distribution existant

Choix : 3

Longueur des lignes d'extension (si choix 3) : 50 km

Coût d'investissement estimé (M US\$86) : 5.746
Coût d'investissement adopté (M US\$86) : 5.746

USINE DE TRAITEMENT DE MINERAI

11. APPROVISIONEMENT D'EAU (mine+usine)

Sources d'eau

1. abondantes
2. rares

Choix : 2

Longueur des lignes de captation d'eau : 20 km

Coût d'investissement estimé (M US\$86) : 2.857
Coût d'investissement adopté (M US\$86) : 2.857

USINE DE TRAITEMENT DE MINERAI

12. FRAIS D'ETUDE	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Coût d'investissement (M US\$86)	3.066	3.066
13. SUPERVISION DU PROJET		
Coût d'investissement (M US\$86)	4.112	4.112
14. ENCADREMENT PRE-PRODUCTION		
Coût d'investissement (M US\$86)	2.285	2.285

INFRASTRUCTURES

EFFECTIF TOTAL (estimée dans coûts operatoires) : 425
LONGUEUR DES ROUTES (km) : 6
LONGUEUR DES PONTS (m) : 12

1. SERVICES AUXILIAIRES	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Coût d'investissement (M US\$86)	1.503	1.503
2. ROUTES D'ACCES		
Coût d'investissement (M US\$86)	1.158	1.158

INFRASTRUCTURES

3. LOGEMENT DU PERSONNEL

Dans :

1. infrastructure existante
2. campement
3. cité minière

Choix : 1

Coût d'investissement estimé (M US\$86) : 0.000
Coût d'investissement adopté (M US\$86) : 0

FONDS DE ROULEMENT

Estimé par 15% du coût d'investissement (mine+usine+infrastructures)

Fonds de roulement estimé (MUS\$86) : 15.913
Fonds de roulement adopté (MUS\$86) : .001

COUTS D'INVESTISSEMENT - MINE A CIEL OUVERT

1. Préparation du site	(M US\$86) :	0.76
2. Découverte préalable	(M US\$86) :	13.01
3. Equipements miniers	(M US\$86) :	21.25
4. Inst. d'entretien	(M US\$86) :	6.21
5. Frais d'étude, supervision et encadrement pré-prod.	(M US\$86) :	8.38
Total (M US\$86) :		49.62

COUTS D'INVESTISSEMENT - USINE DE TRAITEMENT

1. Prép. du terrain, fondations et bâtiments de l'usine	(M US\$86) :	11.37
2. Inst. de concassage	(M US\$86) :	7.09
3. Broyage - stockage fins	(M US\$86) :	13.02
4. Unité de concentration	(M US\$86) :	3.05
5. Epaissement-filtrage	(M US\$86) :	0.79
6. Stockage du concentré	(M US\$86) :	0.51
7. Bassins de décantation	(M US\$86) :	1.26
8. Energie électrique	(M US\$86) :	5.75
9. Captation d'eau	(M US\$86) :	2.86
10. Frais d'étude, supervision et encadrement pré-prod.	(M US\$86) :	9.46
Total (M US\$86) :		55.16

COUTS D'INVESTISSEMENT - INFRASTRUCTURES

1. Services auxiliaires	(M US\$86) :	1.50
2. Routes et ponts	(M US\$86) :	1.16
3. Logement du personnel	(M US\$86) :	0.00
Total (M US\$86) :		2.66

COÛT D'INVESTISSEMENT DU PROJET

1. Mine à ciel ouvert	(M US\$86) :	49.62
2. Mine souterraine	(M US\$86) :	0.00
3. Usine de traitement	(M US\$86) :	55.16
4. Infrastructures	(M US\$86) :	2.66
5. Fonds de roulement	(M US\$86) :	0.00
Investissement total	(M US\$86) :	107.44

MAFMO – SULFETOS DE COBRE CUSTOS OPERATÓRIOS

COUTS OPERATOIRES

MINE A CIEL OUVERT (O/N) :	0	
Production minerai+stérile :	60000	t/j
Salaire journalier moyen :	45	US\$86/jour/homme
MINE SOUTERRAINE (O/N) :	N	
Production minerai :		t/j
Largeur moyenne des chantiers :		m
Salaire journalier moyen :		US\$86/jour/homme
USINE DE TRAITEMENT (O/N) :	0	
Tonnage traité :	10224	tmin/j
Salaire journalier moyen :	45	US\$86/jour/homme
ENTRETIEN ELECTRO-MECANIQUE		
Salaire journalier moyen :	45	US\$86/jour/homme
SERVICES GENERAUX		
Salaire journalier moyen :	30	US\$86/jour/homme
SERVICES ADMINISTRATIFS		
Salaire journalier moyen :	50	US\$86/jour/homme

MINE A CIEL OUVERT

	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Effectif (hommes)	194	194
Coût de main d'oeuvre (US\$86/t remuée)	.14	.14
Coût des fournitures (US\$86/t remuée)	.51	.51

USINE DE TRAITEMENT DE MINERAI

Traitement de :

1. minerai d'or
2. métaux de base - minerai simple
3. métaux de base - minerai complexe

Choix : 2

	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Effectif (hommes)	89	89
Coût de main d'oeuvre (US\$86/t traitée)	.39	.39
Coût des fournitures (US\$86/t traitée)	1.71	1.71

ENERGIE ELECTRIQUE (usine+mine)

Fourni par :

1. générateur diesel
2. générateur à charbon
3. système de distribution existant

Choix : 3

Coût du KWH (si choix 3) : .2 US\$86/KWH

	VALEUR CALCULEE	VALEUR ADOPTEE
Coût opératoire (US\$86/t traitée)	3.52	3.52

ENTRETIEN ELECTRO-MECANIQUE

	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Effectif (hommes)	76	76
Dépenses de main d'oeuvre (US\$86/jour)	3420	3420
Dépenses de fournitures (US\$86/jour)	957.6	957.6

Note : estimation des effectifs en fonction de l'effectif total adopté jusqu'ici.

SERVICES GENERAUX

Localisation du projet :

1. région minière
2. région isolée et sans infrastructure d'accès

Choix : 2

	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Effectif (hommes)	35	35
Dépenses de main d'oeuvre (US\$86/jour)	1050	1050
Dépenses de fournitures (US\$86/jour)	1032.5	1032.5

Note : estimation des effectifs en fonction de l'effectif total adopté jusqu'ici.

SERVICES ADMINISTRATIFS

	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Effectif (hommes)	31	31
Dépenses de main d'oeuvre (US\$86/jour)	1550	1550
Dépenses de fournitures (US\$86/jour)	976.5	976.5

Note : estimation des effectifs en fonction de l'effectif total adopté jusqu'ici.

COUTS OPERATOIRES ADOPTES

MINE A CIEL OUVERT	
Coût opératoire (US\$86/t remuée) :	.65
MINE SOUTERRAINE	
Coût opératoire (US\$86/t min) :	0
USINE DE TRAITEMENT	
Coût opératoire (US\$86/t traitée):	2.1
ENERGIE ELECTRIQUE (mine+usine)	
Energie électrique (US\$86/t traitée):	3.52
ENTRETIEN ELECTRO-MECANIQUE	
Dépenses d'opération (US\$86/jour):	4377.6
SERVICES GENERAUX	
Dépenses d'opération (US\$86/jour):	2082.5
SERVICES ADMINISTRATIFS	
Dépenses d'opération (US\$86/jour):	2526.5

EFFECTIFS

MINE A CIEL OUVERT	
Effectif :	194
MINE SOUTERRAINE	
Effectif :	0
USINE DE TRAITEMENT	
Effectif :	89
ENTRETIEN ELECTRO-MECANIQUE	
Effectif :	76
SERVICES GENERAUX	
Effectif :	35
SERVICES ADMINISTRATIFS	
Effectif :	31
EFFECTIF TOTAL :	425

JAZIDA A / Sulfetos de Cobre

FLUXO DE CAIXA DESCONTADO

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
PERÍODO (anos)														
PRODUÇÃO ROM (t)			3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000
PRODUÇÃO DE COBRE (t)			25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000
PRODUÇÃO DE OURO (kg)			343	343	343	343	343	343	343	343	343	343	343	343
PRODUÇÃO DE PRATA (kg)			1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716
PRODUÇÃO DE CONCENTRADO (t)			75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758
PREÇO LME Cu (USD/t)			5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070
PREÇO LME Au (USD/roz)			955	955	955	955	955	955	955	955	955	955	955	955
PREÇO LME Ag (USD/roz)			15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15
PREÇO DE VENDA DO CONCENTRADO			1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458
VALOR DA PRODUÇÃO (USD)			110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521
Total														
INVESTIMENTOS														
CAPITAL DE GIRO			(8.443.625)											
RECEITA BRUTA			110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521
TRIBUTOS E ENCARGOS			(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)
ICMS			-17%											
ICMS (estim. de crédito)			6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410
PIS + Confins (3,65%)			(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)
CFEM (2%)			(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)
Royalties [1% (FF-ICMS-PIS-Confins)]			(659.060)	(659.060)	(659.060)	(659.060)	(659.060)	(659.060)	(659.060)	(659.060)	(659.060)	(659.060)	(659.060)	(659.060)
RECEITA LÍQUIDA			91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320
CUSTO OPERACIONAL DIRETO			2.026.47	2.026.47	2.026.47	2.026.47	2.026.47	2.026.47	2.026.47	2.026.47	2.026.47	2.026.47	2.026.47	2.026.47
US\$/tonelada de cobre			14,77	14,77	14,77	14,77	14,77	14,77	14,77	14,77	14,77	14,77	14,77	14,77
US\$/t ROM			668,74	668,74	668,74	668,74	668,74	668,74	668,74	668,74	668,74	668,74	668,74	668,74
US\$/t concentrado														
LUCRO OPERACIONAL			40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570
DEPRECIACÃO			(18.054.561)	(18.054.561)	(18.054.561)	(18.054.561)	(18.054.561)	(18.054.561)	(18.054.561)	(18.054.561)	(18.054.561)	(18.054.561)	(18.054.561)	(18.054.561)
LUCRO TRIBUTÁVEL			22.410.009	22.410.009	22.410.009	22.410.009	22.410.009	22.410.009	22.410.009	22.410.009	22.410.009	22.410.009	22.410.009	22.410.009
IMPOSTO DE RENDA			(5.578.502)	(5.578.502)	(5.578.502)	(5.578.502)	(5.578.502)	(5.578.502)	(5.578.502)	(5.578.502)	(5.578.502)	(5.578.502)	(5.578.502)	(5.578.502)
CONTRIBUIÇÃO SOCIAL			(2.479.782)	(2.479.782)	(2.479.782)	(2.479.782)	(2.479.782)	(2.479.782)	(2.479.782)	(2.479.782)	(2.479.782)	(2.479.782)	(2.479.782)	(2.479.782)
LUCRO APÓS IR e CSLL			14.351.724	14.351.724	14.351.724	14.351.724	14.351.724	14.351.724	14.351.724	14.351.724	14.351.724	14.351.724	14.351.724	14.351.724
FLUXO DE CAIXA LÍQUIDO			(90.272.805)	(90.272.805)	(90.272.805)	(90.272.805)	(90.272.805)	(90.272.805)	(90.272.805)	(90.272.805)	(90.272.805)	(90.272.805)	(90.272.805)	(90.272.805)
FLUXO DE CAIXA DESCONTADO			(81.880.095)	(74.267.660)	19.884.646	18.045.032	16.367.376	14.845.693	13.465.461	12.213.998	11.078.084	10.048.149	7.282.195	6.605.166

Taxa de desconto a.a.	10,25%
VPL (R\$)	60.435.889
TIR a.a.	14,91%

JAZIDA A/ Sulfetos de Cobre

FLUXO DE CAIXA DESCONTADO

	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27
PRODUÇÕES													
PRODUÇÃO ROM (t)	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000	3.432.000
PRODUÇÃO DE COBRE (t)	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000	25.000
PRODUÇÃO DE OURO (kg)	343	343	343	343	343	343	343	343	343	343	343	343	343
PRODUÇÃO DE PRATA (kg)	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716	1.716
PRODUÇÃO DE CONCENTRADO (t)	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758	75.758
PREÇO LME Cu (USD/t)	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070
PREÇO LME Au (USD/oz)	955	955	955	955	955	955	955	955	955	955	955	955	955
PREÇO LME Ag (USD/oz)	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15
PREÇO DE VENDA DO CONCENTRADO	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458	1.458
VALOR DA PRODUÇÃO (USD)	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521
INVESTIMENTOS													
Total	(160.545.610)												
CAPITAL DE GIRO													
RECEITA BRUTA	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521	110.471.521
TRIBUTOS E ENCARGOS	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)
ICMS	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)	(18.780.159)
ICMS (estim. de crédito)	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410	6.079.410
PIS + Confins (3,65%)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)	(4.032.211)
CFEM (2%)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)	(1.753.183)
Royalties 1% (FF-ICMS-PIS-Confins)	(859.060)	(859.060)	(859.060)	(859.060)	(859.060)	(859.060)	(859.060)	(859.060)	(859.060)	(859.060)	(859.060)	(859.060)	(859.060)
RECEITA LÍQUIDA	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320	91.126.320
CUSTO OPERACIONAL DIRETO	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)
US\$/tonelada de cobre	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)	(50.661.750)
US\$/t ROM													
US\$/t concentrado													
LUCRO OPERACIONAL	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570
DEPRECIACAO													
LUCRO TRIBUTAVEL	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570	40.464.570
IMPOSTO DE RENDA	(10.092.142)	(10.092.142)	(10.092.142)	(10.092.142)	(10.092.142)	(10.092.142)	(10.092.142)	(10.092.142)	(10.092.142)	(10.092.142)	(10.092.142)	(10.092.142)	(10.092.142)
CONTRIBUICAO SOCIAL	(4.479.325)	(4.479.325)	(4.479.325)	(4.479.325)	(4.479.325)	(4.479.325)	(4.479.325)	(4.479.325)	(4.479.325)	(4.479.325)	(4.479.325)	(4.479.325)	(4.479.325)
LUCRO APOS IR e CSLL	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102
FLUXO DE CAIXA LÍQUIDO	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102	25.893.102
FLUXO DE CAIXA DESCONTADO	5.991.080	5.434.066	4.928.876	4.470.636	4.054.989	3.678.003	3.336.066	3.025.903	2.744.883	2.489.417	2.257.975	2.046.050	1.843.410

Taxa de desconto a.a.	10,25%
VPL (R\$)	60.435.889
TIR a.a.	14,91%

JAZIDA B/ Óxidos de Cobre

FLUXO DE CAIXA DESCONTADO

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
PRODUÇÕES			1.100.000	1.100.000	1.100.000	1.100.000	1.100.000	1.100.000	1.100.000	1.100.000	1.100.000	1.100.000
PRODUÇÃO ROM (t)			8.800	8.800	8.800	8.800	8.800	8.800	8.800	8.800	8.800	8.800
PRODUÇÃO DE COBRE (t)			5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070	5.070
PREÇO LME (USD/t)			44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000
VALOR DA PRODUÇÃO (USD)												
Total		(14.100.000)	(14.100.000)									
INVESTIMENTOS												
(42.300.000)												
CAPITAL DE GIRO												
RECEITA BRUTA			(3.506.829)									3.506.829
44.616.000			44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000	44.616.000
TRIBUTOS E ENCARGOS												
ICMS												
(7.584.720)			(7.584.720)	(7.584.720)	(7.584.720)	(7.584.720)	(7.584.720)	(7.584.720)	(7.584.720)	(7.584.720)	(7.584.720)	(7.584.720)
ICMS (estim. de crédito)												
2.524.917			2.524.917	2.524.917	2.524.917	2.524.917	2.524.917	2.524.917	2.524.917	2.524.917	2.524.917	2.524.917
PIS + Confins (3,65%)												
(1.628.484)			(1.628.484)	(1.628.484)	(1.628.484)	(1.628.484)	(1.628.484)	(1.628.484)	(1.628.484)	(1.628.484)	(1.628.484)	(1.628.484)
CFEM (2%)												
(708.056)			(708.056)	(708.056)	(708.056)	(708.056)	(708.056)	(708.056)	(708.056)	(708.056)	(708.056)	(708.056)
Royalties [1% (FF-ICMS-PIS-Confins)]												
(346.947)			(346.947)	(346.947)	(346.947)	(346.947)	(346.947)	(346.947)	(346.947)	(346.947)	(346.947)	(346.947)
RECEITA LÍQUIDA			36.872.710	36.872.710	36.872.710	36.872.710	36.872.710	36.872.710	36.872.710	36.872.710	36.872.710	36.872.710
(21.040.976)			(21.040.976)	(21.040.976)	(21.040.976)	(21.040.976)	(21.040.976)	(21.040.976)	(21.040.976)	(21.040.976)	(21.040.976)	(21.040.976)
CUSTO OPERACIONAL DIRETO		2.391,02										
USD/lb Cu		1,085										
USD/tonelada ROM		19,13										
LUCRO OPERACIONAL			15.831.734	15.831.734	15.831.734	15.831.734	15.831.734	15.831.734	15.831.734	15.831.734	15.831.734	15.831.734
DEPRECIAÇÃO			(2.820.000)	(2.820.000)	(2.820.000)	(2.820.000)	(2.820.000)	(2.820.000)	(2.820.000)	(2.820.000)	(2.820.000)	(2.820.000)
LUCRO TRIBUTÁVEL			13.011.734	13.011.734	13.011.734	13.011.734	13.011.734	13.011.734	13.011.734	13.011.734	13.011.734	13.011.734
IMPOSTO DE RENDA			(3.228.933)	(3.228.933)	(3.228.933)	(3.228.933)	(3.228.933)	(3.228.933)	(3.228.933)	(3.228.933)	(3.228.933)	(3.228.933)
CONTRIBUIÇÃO SOCIAL			(1.438.923)	(1.438.923)	(1.438.923)	(1.438.923)	(1.438.923)	(1.438.923)	(1.438.923)	(1.438.923)	(1.438.923)	(1.438.923)
LUCRO APÓS IR e CSLL			8.343.877	8.343.877	8.343.877	8.343.877	8.343.877	8.343.877	8.343.877	8.343.877	8.343.877	8.343.877
(14.100.000)			(14.100.000)	(14.100.000)	(14.100.000)	(14.100.000)	(14.100.000)	(14.100.000)	(14.100.000)	(14.100.000)	(14.100.000)	(14.100.000)
FLUXO DE CAIXA LÍQUIDO			(6.442.952)	11.163.877	11.163.877	11.163.877	11.163.877	11.163.877	11.163.877	11.163.877	11.163.877	14.670.707
(12.789.116)			(11.600.105)	7.556.152	6.853.662	6.216.466	5.638.517	5.114.301	4.638.822	4.207.548	3.816.370	4.548.915
FLUXO DE CAIXA DESCONTADO												

Taxa de desconto a.a.	10,25%
VPL (R\$)	19.393.690
TIR a.a.	21,04%

MAFMO – MINÉRIO DE OURO - INVESTIMENTOS

COUTS D'INVESTISSEMENT

MINE A CIEL OUVERT	(O/N)	:	0	
Production minerai+stérile		:	25000	t/j
Production minerai		:	5000	t/j
Découverte préalable		:	4.98	M t
MINE SOUTERRAINE	(O/N)	:	N	
Production minerai+stérile		:		t/j
Production minerai		:		t/j
Largeur(1) moyenne des chantiers		:		m
Puits: circulaire ou rectangulaire (C/R):		:		
Profondeur du puits		:		m
Capacité d'extraction		:		t/j
USINE DE TRAITEMENT	(O/N)	:	0	
Capacité de traitement		:	5000	tmin/j
Production de concentré		:	240	tconc/j

Note1: hauteur dans l'exploitation par chambres et piliers.

MINE A CIEL OUVERT

1. PREPARATION DU SITE

Conditions du terrain :			Facteur
topographie plate et végétation légère			1.0
topographie accidentée et végétation intense			2.5
Facteur adopté	:		1
Coût d'investissement (M US\$86)	:		0.492

2. DECOUVERTURE PREALABLE

Découverte :			Facteur
sans abattage à l'explosif (scrapers)			1.0
avec abattage à l'explosif			10.5
Facteur adopté	:		3
Coût d'investissement (M US\$86)	:		8.335

3. EQUIPEMENTS MINIERES

	VALEUR CALCULEE	VALEUR ADOPTEE
Capacité des pelles (m3)	5.7	6
Nombre de pelles	3.0	3
Capacité des camions (t)	77.2	77
Nombre de camions	9.4	10
Coût d'investissement (M US\$86)	11.380	11.38

4. INSTALLATIONS D'ENTRETIEN

Coût d'investissement (M US\$86)	4.779	4.779
----------------------------------	-------	-------

MINE A CIEL OUVERT

5. FRAIS D'ETUDE	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Coût d'investissement (M US\$86)	1.572	1.572
6. SUPERVISION DU PROJET		
Coût d'investissement (M US\$86)	2.249	2.249
7. ENCADREMENT PRE-PRODUCTION		
Coût d'investissement (M US\$86)	1.249	1.249

USINE DE TRAITEMENT DE MINERAI

1. PREPARATION DU TERRAIN

Conditions du terrain :	Facteur
plat avec moins de 3 m de decouverte	1.0
légèrement incliné et peu de travaux à l'explosif	1.5
fortement incliné et beaucoup de travaux à l'explosif	2.5
Facteur adopté :	1
Coût d'investissement (M US\$86) :	0.786

2. FONDATIONS

Appui des fondations :	Facteur
sur roche solide	1.0
sur sol/gravier	1.8
sur sol humide	3.5
Facteur adopté :	1
Coût d'investissement (M US\$86) :	2.202

3. BATIMENTS DE L'USINE

Conditions climatiques :	Facteur
climat doux	1.0
climat froid avec enneigement modéré	1.8
climat sévère avec enneigement intense	2.5
Facteur adopté :	1
Coût d'investissement (M US\$86) :	3.303

4. BROYAGE ET STOCKAGE

Conditions de broyage :	Facteur
minerai non dur (WI<12) et 55% -200 mesh	1.0
minerai moyennement dur (WI environ 15) et 70% -200 mesh	1.5
minerai dur (WI>17) et 80% -200 mesh	1.8
Facteur adopté :	1.7
Coût d'investissement (M US\$86) :	8.388

USINE DE TRAITEMENT DE MINERAI

5. UNITE DE CONCENTRATION

Conditions de concentration :	Facteur
cyanuration de minerai d'or	1.0
flottation de minerai de cuivre a basse teneur	1.2
flottation de minerai de cuivre a haute teneur	1.6
flottation sélective de minerais complexes (Pb-Zn-Ag ou Cu-Pb-Zn)	2.0
minerais d'or complexes	3.0
concentration gravimétrique	5.0
Facteur adopté	1.6
Coût d'investissement (M US\$86)	2.467

6. EPAISSISSEMENT ET FILTRAGE

Conditions de filtrage :	Facteur
minerai de cuivre a basse teneur	1.0
minerai de cuivre a haute teneur	1.6
minerais complexes (Pb-Zn-Ag ou Cu-Pb-Zn)	2.0
minerais d'or cyanuré	3.0
Facteur adopté	1.6
Coût d'investissement (M US\$86)	0.881

7. INST. DE CONCASSAGE	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Coût d'investissement (M US\$86)	4.955	4.955

8. STOCKAGE DU CONCENTRE	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Coût d'investissement (M US\$86)	0.514	.514

9. BASSINS DE DECANTATION	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Coût d'investissement (M US\$86)	0.881	.881

10. ENERGIE ELECTRIQUE

Fourni par		
1. générateur diesel		
2. générateur à charbon		
3. système de distribution existant		
Choix :	3	
Longueur des lignes d'extension (si choix 3) :	20	km
Coût d'investissement estimé (M US\$86) :	3.351	
Coût d'investissement adopté (M US\$86) :	3.351	

USINE DE TRAITEMENT DE MINERAI

11. APPROVISIONNEMENT D'EAU (mine+usine)

Sources d'eau
 1. abondantes
 2. rares

Choix : 1

Longueur des lignes de captation d'eau : 5 km

Coût d'investissement estimé (M US\$86) : 1.918
 Coût d'investissement adopté (M US\$86) : 1.918

12. FRAIS D'ETUDE	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Coût d'investissement (M US\$86)	2.015	2.015
13. SUPERVISION DU PROJET		
Coût d'investissement (M US\$86)	2.668	2.668
14. ENCADREMENT PRE-PRODUCTION		
Coût d'investissement (M US\$86)	1.482	1.482

INFRASTRUCTURES

EFFECTIF TOTAL (estimée dans coûts operatoires) : 259
 LONGUEUR DES ROUTES (km) : 2
 LONGUEUR DES PONTS (m) : 6

1. SERVICES AUXILIAIRES	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Coût d'investissement (M US\$86)	1.011	1.011
2. ROUTES D'ACCES		
Coût d'investissement (M US\$86)	0.387	.387

3. LOGEMENT DU PERSONNEL

Dans :

1. infrastructure existante
2. campement
3. cité minière

Choix : 1

Coût d'investissement estimé (M US\$86) : 0.000
Coût d'investissement adopté (M US\$86) : 0

FONDS DE ROULEMENT

Estimé par 15% du coût d'investissement (mine+usine+infrastructures)

Fonds de roulement estimé (MUS\$86) : 10.090
Fonds de roulement adopté (MUS\$86) : 0

COÛTS D'INVESTISSEMENT - MINE A CIEL OUVERT

1. Préparation du site	(M US\$86) :	0.49
2. Découverte préalable	(M US\$86) :	8.33
3. Equipements miniers	(M US\$86) :	11.38
4. Inst. d'entretien	(M US\$86) :	4.78
5. Frais d'étude, supervision et encadrement pré-prod.	(M US\$86) :	5.07
Total (M US\$86) :		30.06

COÛTS D'INVESTISSEMENT - USINE DE TRAITEMENT

1. Prép. du terrain, fondations et bâtiments de l'usine	(M US\$86) :	6.29
2. Inst. de concassage	(M US\$86) :	4.95
3. Broyage - stockage fins	(M US\$86) :	8.39
4. Unité de concentration	(M US\$86) :	2.47
5. Epaissement-filtrage	(M US\$86) :	0.88
6. Stockage du concentré	(M US\$86) :	0.51
7. Bassins de décantation	(M US\$86) :	0.88
8. Energie électrique	(M US\$86) :	3.35
9. Captation d'eau	(M US\$86) :	1.92
10. Frais d'étude, supervision et encadrement pré-prod.	(M US\$86) :	6.17
Total (M US\$86) :		35.81

COÛTS D'INVESTISSEMENT - INFRASTRUCTURES

1. Services auxiliaires	(M US\$86) :	1.01
2. Routes et ponts	(M US\$86) :	0.39
3. Logement du personnel	(M US\$86) :	0.00
Total (M US\$86) :		1.40

COUT D'INVESTISSEMENT DU PROJET

1. Mine à ciel ouvert	(M US\$86) :	30.06
2. Mine souterraine	(M US\$86) :	0.00
3. Usine de traitement	(M US\$86) :	35.81
4. Infrastructures	(M US\$86) :	1.40
5. Fonds de roulement	(M US\$86) :	0.00
Investissement total	(M US\$86) :	67.27

MAFMO – MINÉRIO DE OURO – CUSTOS OPERATÓRIOS

COUTS OPERATOIRES

MINE A CIEL OUVERT (O/N)	:	0	
Production minerai+stérile	:	25000	t/j
Salaire journalier moyen	:	45	US\$86/jour/homme
MINE SOUTERRAINE (O/N)	:	N	
Production minerai	:		t/j
Largeur moyenne des chantiers	:		m
Salaire journalier moyen	:		US\$86/jour/homme
USINE DE TRAITEMENT (O/N)	:	0	
Tonnage traité	:	5000	tmin/j
Salaire journalier moyen	:	45	US\$86/jour/homme
ENTRETIEN ELECTRO-MECANIQUE			
Salaire journalier moyen	:	45	US\$86/jour/homme
SERVICES GENERAUX			
Salaire journalier moyen	:	30	US\$86/jour/homme
SERVICES ADMINISTRATIFS			
Salaire journalier moyen	:	50	US\$86/jour/homme

MINE A CIEL OUVERT

	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Effectif (hommes)	118	118
Coût de main d'oeuvre (US\$86/t remuée)	.21	.21
Coût des fournitures (US\$86/t remuée)	.66	.66

USINE DE TRAITEMENT DE MINERAI

Traitement de :

1. minerai d'or
2. métaux de base - minerai simple
3. métaux de base - minerai complexe

Choix : 2

	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Effectif (hommes)	62	62
Coût de main d'oeuvre (US\$86/t traitée)	.55	.55
Coût des fournitures (US\$86/t traitée)	2.12	2.12

ENERGIE ELECTRIQUE (usine+mine)

Fourni par :

1. générateur diesel
2. générateur à charbon
3. système de distribution existant

Choix : 3

Coût du KWH (si choix 3) : .2 US\$86/KWH

	VALEUR CALCULEE	VALEUR ADOPTEE
Coût opératoire (US\$86/t traitée)	5.03	5.03

ENTRETIEN ELECTRO-MECANIQUE

	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Effectif (hommes)	48	48
Dépenses de main d'oeuvre (US\$86/jour)	2160	2160
Dépenses de fournitures (US\$86/jour)	604.8	604.8

Note : estimation des effectifs en fonction de l'effectif total adopté jusqu'ici.

SERVICES GENERAUX

Localisation du projet :

1. région minière
2. région isolée et sans infrastructure d'accès

Choix : 1

	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Effectif (hommes)	12	12
Dépenses de main d'oeuvre (US\$86/jour)	360	360
Dépenses de fournitures (US\$86/jour)	211.2	211.2

Note : estimation des effectifs en fonction de l'effectif total adopté jusqu'ici.

SERVICES ADMINISTRATIFS

	VALEUR ESTIMEE	VALEUR ADOPTEE
Effectif (hommes)	19	19
Dépenses de main d'oeuvre (US\$86/jour)	950	950
Dépenses de fournitures (US\$86/jour)	598.5	598.5

Note : estimation des effectifs en fonction de l'effectif total adopté jusqu'ici.

COÛTS OPERATOIRES ADOPTES

MINE A CIEL OUVERT	
Coût opératoire (US\$86/t remuée) :	.87
MINE SOUTERRAINE	
Coût opératoire (US\$86/t min) :	0
USINE DE TRAITEMENT	
Coût opératoire (US\$86/t traitée):	2.67
ENERGIE ELECTRIQUE (mine+usine)	
Energie électrique (US\$86/t traitée):	5.03
ENTRETIEN ELECTRO-MECANIQUE	
Dépenses d'opération (US\$86/jour):	2764.8
SERVICES GENERAUX	
Dépenses d'opération (US\$86/jour):	571.2
SERVICES ADMINISTRATIFS	
Dépenses d'opération (US\$86/jour):	1548.5

EFFECTIFS

MINE A CIEL OUVERT	
Effectif :	118
MINE SOUTERRAINE	
Effectif :	0
USINE DE TRAITEMENT	
Effectif :	62
ENTRETIEN ELECTRO-MECANIQUE	
Effectif :	48
SERVICES GENERAUX	
Effectif :	12
SERVICES ADMINISTRATIFS	
Effectif :	19
EFFECTIF TOTAL :	259

JAZIDA C - OURO

FLUXO DE CAIXA DESCONTADO

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
PRODUÇÕES												
PRODUÇÃO ROM (t)			1.680.000	1.680.000	1.680.000	1.680.000	1.680.000	1.680.000	1.680.000	1.680.000	1.680.000	1.680.000
PRODUÇÃO DE OURO (kg)			1.693	1.693	1.693	1.693	1.693	1.693	1.693	1.693	1.693	1.693
PRODUÇÃO DE H2SO4 (t)			60.480	60.480	60.480	60.480	60.480	60.480	60.480	60.480	60.480	60.480
PREÇO LME DO OURO (USD/onça Troy)			995	995	995	995	995	995	995	995	995	995
PREÇO H2SO4 (USD/t)			60	60	60	60	60	60	60	60	60	60
VALOR DA PRODUÇÃO (USD)			57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648
		Total										
INVESTIMENTOS		(143.240.732)	(71.620.366)									
CAPITAL DE GIRO			(4.793.600)									4.793.600
RECEITA BRUTA			57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648	57.800.648
TRIBUTOS E ENCARGOS			17%									
ICMS sobre H2SO4			616.896	616.896	616.896	616.896	616.896	616.896	616.896	616.896	616.896	616.896
ICMS (estim. de crédito)			25.704	25.704	25.704	25.704	25.704	25.704	25.704	25.704	25.704	25.704
IOF			1%									
PIS + Confins (3,65%)			(2.109.724)	(2.109.724)	(2.109.724)	(2.109.724)	(2.109.724)	(2.109.724)	(2.109.724)	(2.109.724)	(2.109.724)	(2.109.724)
CFEM (1%)			(663.078)	(663.078)	(663.078)	(663.078)	(663.078)	(663.078)	(663.078)	(663.078)	(663.078)	(663.078)
Royalties [1% (FF-ICMS-PIS-Confins)]			(557.447)	(557.447)	(557.447)	(557.447)	(557.447)	(557.447)	(557.447)	(557.447)	(557.447)	(557.447)
RECEITA LÍQUIDA			54.634.993	54.634.993	54.634.993	54.634.993	54.634.993	54.634.993	54.634.993	54.634.993	54.634.993	54.634.993
CUSTO OPERACIONAL DIRETO			(28.761.600)	(28.761.600)	(28.761.600)	(28.761.600)	(28.761.600)	(28.761.600)	(28.761.600)	(28.761.600)	(28.761.600)	(28.761.600)
LUCRO OPERACIONAL			25.873.393	25.873.393	25.873.393	25.873.393	25.873.393	25.873.393	25.873.393	25.873.393	25.873.393	25.873.393
DEPRECIÇÃO			(14.324.073)	(14.324.073)	(14.324.073)	(14.324.073)	(14.324.073)	(14.324.073)	(14.324.073)	(14.324.073)	(14.324.073)	(14.324.073)
LUCRO TRIBUTÁVEL			11.549.319	11.549.319	11.549.319	11.549.319	11.549.319	11.549.319	11.549.319	11.549.319	11.549.319	11.549.319
IMPOSTO DE RENDA			(2.863.330)	(2.863.330)	(2.863.330)	(2.863.330)	(2.863.330)	(2.863.330)	(2.863.330)	(2.863.330)	(2.863.330)	(2.863.330)
CONTRIBUIÇÃO SOCIAL			(1.276.961)	(1.276.961)	(1.276.961)	(1.276.961)	(1.276.961)	(1.276.961)	(1.276.961)	(1.276.961)	(1.276.961)	(1.276.961)
LUCRO APÓS IR e CSLL			7.409.029	7.409.029	7.409.029	7.409.029	7.409.029	7.409.029	7.409.029	7.409.029	7.409.029	7.409.029
FLUXO DE CAIXA LÍQUIDO		(71.620.366)	16.939.502	21.733.102	21.733.102	21.733.102	21.733.102	21.733.102	21.733.102	21.733.102	21.733.102	26.526.702
FLUXO DE CAIXA DESCONTADO		(64.961.783)	12.640.517	14.709.819	13.342.239	12.101.804	10.976.693	9.956.184	9.030.563	8.190.978	7.429.458	8.225.079

Taxa de desconto a.a.	10,25%
VPL (R\$)	-17.280.711
TIR a.a.	3,36%