

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO  
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais-PPGEM

***“Avaliação Econômica de Alternativas de Métodos de Lavra  
para Depósitos de Caulin”***

Edison Antonio Petter Filho

Dissertação para obtenção do título de Mestre  
em Engenharia

Porto Alegre

2000

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO  
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais-PPGEM

***“Avaliação Econômica de Alternativas de Métodos de Lavra  
para Depósitos de Caulin”***

Edison Antonio Petter Filho

Engenheiro de Minas

Trabalho realizado no Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Engenharia da UFRGS, dentro do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais - PPGEM, como parte dos requisitos para a obtenção do título de Mestre em Engenharia

Área de Concentração: Metalurgia Extrativa e Tecnologia Mineral

Porto Alegre

2000

Esta Dissertação foi julgada adequada para obtenção do título de Mestre em Engenharia, área de concentração: metalurgia extrativa e tecnologia mineral e aprovada em sua forma final, pelo Orientador e pela Banca Examinadora do Curso de Pós-Graduação.

Orientador: Prof. Dr. Carlos Otávio Petter

Banca Examinadora:

Prof. Dr. Carlos Hoffmann Sampaio

Prof. Dr. João Felipe Leite Costa

Dr. Rubens Müller Kautzmann

Prof. Dr. Telmo Roberto Strohacker  
Coordenador do PPGEM

Dedico a minha esposa Zilda.

## **AGRADECIMENTOS**

A todos que colaboraram direta ou indiretamente na elaboração deste trabalho, o meu reconhecimento.

Ao professor Carlos Petter pelo estímulo, dedicação e esforço pessoal proporcionado.

Aos colegas do Laprom pelas sugestões e observações valiosas.

Ao Professor Carlos Sampaio pelas valiosas contribuições.

## SUMÁRIO

Índice e figuras e tabelas.....	10
Lista de símbolos.....	12
Resumo.....	13
Abstract.....	14
1. Introdução e metodologia aplicada.....	15
2. Revisão bibliográfica.....	17
2.1. Introdução.....	17
2.2. Lavra.....	19
2.2.1. Remoção da cobertura.....	20
2.2.2. Lavra do caulim.....	21
2.3. Avaliação econômica de projetos mineiros e análise de risco.....	21
2.3.1. Metodologia de análise.....	21
2.3.2. Como estimar os investimentos.....	28
2.3.2.1. Os parâmetros essenciais do investimento.....	28
2.3.2.2. Como julgar os resultados.....	29
2.3.3. Os custos de operação da mina.....	30
2.3.3.1. Como estimar os custos de operação.....	31
2.3.3.2. Os parâmetros essenciais dos custos de operação.....	32
2.4. Avaliação financeira de uma empresa de mineração.....	32

2.4.1. Os movimentos de caixa da empresa de mineração.....	32
2.4.1.1. As necessidades.....	32
2.4.1.2. As disponibilidades.....	33
2.4.1.3. Os fluxos de caixa anuais.....	33
2.4.1.4. O cronograma de investimentos.....	33
2.4.1.5. O cronograma dos custos de operação anuais.....	33
2.4.2. O valor atualizado dos fluxos de caixa anuais.....	34
2.4.2.1. O valor presente de um projeto.....	34
2.5. O tamanho de um projeto.....	38
3. Seleção do método de lavra.....	39
3.1. Lavra atual.....	39
3.2. Modificações propostas ao método de lavra e pré-tratamento.....	40
3.3. Alternativas para exploração da área 2.....	42
3.3.1. Fluxograma atual.....	42
3.3.2. Fluxogramas propostos para lavra da área 2.....	42
4. Projeto da mina.....	46
4.1. Volumes e tonelagens da jazida da área 2.....	46
4.2. Escala de produção e vida da mina.....	47
4.2.1. Produção projetada.....	47
4.2.2. Vida da mina.....	47
4.2.3. Horas trabalhadas.....	47

4.2.4. Horas disponíveis.....	48
4.2.5. Produção requerida.....	49
4.3. Projeto da cava.....	51
4.3.1. <i>Contour mining</i> .....	51
4.3.2. Seleção do equipamento.....	51
4.3.2.1. Equipamentos auxiliares da lavra e instalações.....	55
5. Pré-tratamento.....	57
5.1. Alimentação da moega.....	57
5.2. Misturador.....	57
5.2.1. Dimensionamento da planta.....	58
5.3. Bacia de areia.....	58
6. Mão-de-obra.....	60
6.1. Lavra: mão-de-obra de operação.....	60
6.2. Alimentação da moega e blunger: mão-de-obra de operação.....	62
6.3. Supervisão, planejamento, topografia e serviços de apoio ou geral.....	62
6.4. Salários, encargos e despesas mensais com empregado.....	63
7. Investimento inicial.....	65
7.1. Equipamento de lavra e transporte.....	66
7.2. Equipamentos auxiliares da lavra e instalações.....	67
7.3. Equipamentos para as pilhas de estocagem e alimentação da moega.....	68
7.4. Pré-tratamento.....	69



7.4.1. Investimento inicial.....	69
7.4.2. Custo de operação.....	71
8. Avaliação econômica.....	73
8.1. Custo de capital e de operação para os fluxogramas propostos.....	73
8.1.1. <i>Truck/shovel x scraper/dozer</i> .....	73
8.1.2. <i>Truck/shovel x wheel loader/dozer</i> .....	74
8.1.3. Lavra e transporte do minério ROM.....	74
8.2. Comparativo: <i>blunger fixo x blunger móvel</i> .....	75
8.3. Resultados gerados pelo Fluxo de Caixa Descontado.....	78
9. Conclusão.....	82
9.1. Estudo de sensibilidade.....	82
Referências Bibliográficas.....	85
10. Anexos.....	87

## ÍNDICE DE FIGURAS E TABELAS

Figura 2.1: Curva para determinação do <i>payback</i> .....	23
Figura 3.1: Teste na Empresa com a retro-escavadeira CAT -320.....	29
Tabela 4.1: Volumes e tonelagens da Área 2, <i>Peroni (1998)</i> .....	34
Tabela 4.2: Volumes e tonelagens adotados no estudo de pré-viabilidade da Área 2	34
Tabela 4.3: Horas disponíveis para um turno diário.....	37
Tabela 4.4: Horas disponíveis para dois turnos diários.....	37
Tabela 4.5: Taxas de produção.....	38
Tabela 4.6: Taxa de alimentação da moega.....	38
Tabela 4.7: Opções de equipamento relacionadas com opções de lavra.....	41
Tabela 4.8: Equipamentos auxiliares e instalações.....	43
Tabela 5.1: Principais equipamentos que compõem o <i>blunger</i> ou misturador.....	45
Tabela 6.1: Opções de equipamento relacionadas às opções de lavra e efetivo para operação.....	48
Tabela 6.2: Efetivo para operação das pilhas de estoque e <i>blunger</i> .....	49
Tabela 6.3: Efetivo para supervisão e serviços de apoio.....	49
Tabela 6.4: Despesa mensal por função.....	50
Tabela 7.1: Equipamento de lavra e transporte do minério.....	52
Tabela 7.2: Equipamentos auxiliares e instalações.....	53
Tabela 7.3: Equipamento para estocagem de rom e alimentação da moega.....	53
Tabela 7.4: Principais equipamentos do <i>blunger</i> fixo.....	54
Tabela 7.5: Estimção fatorada ( <i>Mular</i> ) para o <i>blunger</i> fixo.....	55
Tabela 8.1: Parâmetros econômicos para as opções de lavra com equipamento próprio ou contratado.....	63
Tabela 8.2: Comparativo dos parâmetros econômicos obtidos.....	66

Figura 9.1: Estudo de sensibilidade para a Alternativa 1.....	67
Figura 9.2: Estudo de sensibilidade para a Alternativa 2.....	68
Figura 9.3: Estudo de caso para a Alternativa 3.....	68

## LISTA DE SÍMBOLOS

<u>Símbolo</u>	<u>Significado</u>	<u>Unidade</u>
a	Taxa de atualização	% <sup>a</sup>
R	Reservas recuperáveis em toneladas	t
Mm <sup>3</sup>	Milhões de metros cúbicos	
Ø	Diâmetro	m , mm
ROM	minério bruto, <i>run-of-mine</i>	t

## RESUMO

O presente trabalho faz uso das técnicas básicas de avaliação econômica de projetos de mineração aplicadas a um estudo de caso em jazida de caulim situada às margens do rio Jarí, no Estado do Amapá, Brasil. Essas técnicas foram aplicadas na definição do melhor método de lavra e respectivo equipamento, com base no plano estratégico da Empresa. Também, foi realizado estudo comparativo entre as opções de instalação de um *blunger* fixo (misturador) ou móvel na área a ser lavrada ou a manutenção da estrutura atual (*blunger*) localizada na Área 1, zona da atual lavra, de modo que o minério fosse transportado por caminhões ou transportador de correia da nova jazida, Área 2, até o pré-tratamento em operação nos dias de hoje.

Como encaminhamento à solução do problema, exprimiram-se através de fluxogramas as várias combinações de propostas de operação da lavra e pré-tratamento (*blunger*) e, analisou-se técnica e economicamente cada proposta. Foram quantificados e comparados o investimento inicial e reinvestimento necessários para dez anos de operação da mina, assim como, o custo de operação com equipamento próprio e terceirizado para uma produção anual de 1.650.000t ROM (toneladas de *run-of-mine*). Na etapa seguinte foram aplicados o DCF (Fluxo de Caixa Descontado) e o Estudo de Sensibilidade.

Foi sugerido o aprofundamento desse estudo na direção da instalação de um *blunger* móvel ou fixo na futura zona de lavra, isto é, na Área 1. Com relação ao equipamento de lavra, esse relatório definiu pela utilização do sistema caminhão – retroescavadeira como o melhor sistema para a descobertura e extração do minério.

## **ABSTRACT**

This work applies basic techniques of economic evaluation for mining projects to the case study of a kaolin deposit located at the Jari river border, in the state of Amapá, northern Brazil. These techniques were used to determine the best method for ore stripping as well as equipment requirements, according to the strategic plan of the deposit owner. A comparison between installing a stationary or mobile blunger (pre-treatment) on the stripping site was also carried out. Otherwise, keeping the current structure (blunger) in the present stripping zone (Area 1) would oblige the use of truck or conveyor to transport the run-of-mine from Area 2 to the existing pre-treatment plant (blunger).

Aiming at a solution for the problem, a technical and economical comparison of several proposals for mining and pretreatment (blunger) operations was made. The proposals were quantified and compared regarding the initial investment and reinvestment along ten years of mine operation using either owned or contracted equipment for an annual production of 1,650,000 tm ROM (tons of run-of-mine). In the next step it was applied the DCF (discounted cash flow) analysis and the Sensibility study.

It has been suggested the continuity of the feasibility study towards the installation of a blunger, mobile or stationary, inside the future pit (Area 2). As far as the stripping equipment is concerned, the best choice for mine development (overburden) and ore stripping turned out to be the utilization of truck-shovel system.

## 1. Introdução e metodologia empregada

Hoje, as incertezas do mercado são tamanhas que se questiona a validade desse ou daquele modelo de avaliação. Visto que, leis maiores regem os mercados e um simples estudo de sensibilidade necessariamente não será a solução.

Contudo, o investidor e a comunidade através das instituições de fomento e de fiscalização devem ser alertados dos riscos econômicos e ambientais que estarão assumindo na implantação de um determinado empreendimento, através da mensuração desses mesmos riscos. Na fase preliminar ou de pré-execução de projetos de investimento, o estudo econômico acompanhado pelo estudo de sensibilidade, e com base nos dados de avaliação geológica, nos métodos de lavra, de caracterização tecnológica do minério, impacto ambiental e análise de mercado, ainda é a melhor solução e a ferramenta de mais fácil utilização e eficaz que se dispõe para a seguinte tomada de decisão: o depósito mineral é lavrável ou não?

Para tanto, é apresentada uma série de opções de lavra e pré-tratamento para a Área 2 levantada pela equipe técnica da Empresa em visita às operações de lavra às margens do rio Jarí, Amapá. Desenvolveu-se o estudo econômico (pré-avaliação) onde são comparadas as alternativas de exploração (lavra e pré-tratamento) da Área 2 apresentadas no item 3, no qual são descritas sob a forma de fluxogramas.

Não fazem parte do escopo desse trabalho itens como: análise de mercado, planta de beneficiamento de caulim e aspectos ambientais correlatos às instalações industriais (planta de branqueamento) localizadas à margem direita do rio Jarí, Munguba, Estado do Pará. Portanto, a análise se concentra nas opções de lavra e pré-tratamento para a Área 2 e seus reflexos no Fluxo de Caixa do projeto.

Nesse estudo, além da avaliação técnica e operacional das alternativas apresentadas são comparados:

- investimento inicial e reinvestimento ao longo da vida útil do projeto - Área 2 ;
- custo operacional;
- retorno do capital investido através da técnica do Fluxo de Caixa Descontado (DCF).

Para finalizar, auxiliando na tomada de decisão, pergunta-se:

- Qual é a alternativa mais viável do ponto de vista econômico?

Na parte final é desenvolvido o estudo de sensibilidade, estudo que simula a interdependência de fatores que afetam a rentabilidade de um projeto, tais como: variáveis externas (mercado e preço do produto); variáveis internas do projeto, isto é, não dependentes da conjuntura econômica do momento analisado, e sim intrínsecas às condições do jazimento e da operação propriamente dita (p.ex. recuperação na lavra ou beneficiamento).



## 2. Revisão Bibliográfica

### 2.1. Introdução

O termo caulim (Pickering Jr & Murray, 1991) é utilizado comercialmente para designar depósitos de argilas brancas ou quase brancas, as quais são compostas predominantemente pelo mineral chamado caulinita ou produtos refinados a partir desses depósitos.

Para a maioria das modernas aplicações industriais, o caulim deve ser refinado e processado a partir do estado cru para atingir alvura, pureza ou outras características comerciais importantes. Depois de processado, o caulim é classificado como uma das mais valiosas argilas industriais, sendo extensivamente utilizado em muitos produtos manufaturados de consumo. Os Estados Unidos sozinho produziu caulim avaliado em 1 bilhão de dólares no ano de 1991, sendo aplicado largamente como pigmento, *filler* (carga), *coater* (recobrimento), matéria-prima para cerâmica, base catalítica, isolamento elétrico e produtos farmacêuticos. Alguns usos mais representativos incluem como *filler* e *coating* para papel, pintura, plásticos, adesivos e pigmento para tintas, agente endurecedor da borracha, matéria-prima para indústria de porcelana doméstica, base catalítica para o crackeamento do petróleo e em aparelhos catalíticos de controle de emissões. As propriedades que permitem que o caulim seja usado nessas aplicações são relacionadas as suas naturezas físicas, óticas, mineralógicas e químicas.

O grupo dos minerais de caulim inclui a caulinita, a mais comum, junto com a diquita, nacrita, e haloisita. Todos são alumino-silicatos hidratados e cristais monoclinicos ou triclinicos. Argilas são minerais cristalinos muito pequenos, tão pequenos que não podem ser claramente determinados com microscópio ótico. Caulinita ocorre ao nível de micrômetro em placas cristalinas pseudo-hexagonais. A natureza cristalina da caulinita é revelada através de seus padrões de difração por raios-X, a qual é a melhor maneira de identificar a maioria dos minerais das argilas.

As argilas de caulim são formadas mais frequentemente pela alteração de minerais de alumino-silicatos num ambiente úmido e quente. O feldspato é a fonte mais comum desse mineral. O feldspato plagioclásio (sódico e/ou cálcico) é geralmente o primeiro a se caulinar; feldspatos potássicos são mais lentamente alterados e produzem caulins misturados com sericita finamente granulada, ilita, ou hidro-muscovita. A alteração do feldspato pode ser

por ação do intemperismo ou hidrotermal. Todo o potássio deve ser perdido através da solução a partir do sistema de alteração dos feldspatos potássicos. Caulins que são alterados *in situ* geralmente mantêm a textura e forma da rocha matriz e são chamados de ocorrências primárias. Aqueles caulins que foram depositados por sedimentação em ambientes de água doce ou salobra são chamados de secundários. Ambos os tipos de caulim são lavrados e utilizados comercialmente. O caulim puro tem a seguinte composição ideal: alumina 39,5%; sílica 46,5% e água estrutural 14,0% .

Uma das mais importantes características para uso industrial do caulim é sua inércia química, ele é estável sob a maioria das condições químicas na indústria, num pH na faixa de 3 a 9. Assim, ele pode ser usado como pigmento, *coater* ou *filler*, sem nenhum efeito de decomposição, descoloração ou reação com outros componentes.

Depósitos naturais de caulim contêm uma grande variedade de impurezas, a maioria delas deve ser retirada para tornar o caulim um produto de uso comercial. As impurezas mais grosseiras, normalmente quartzo, muscovita, e minerais pesados, são facilmente separadas por decantação ou peneiramento. Entretanto, normalmente existem impurezas como anatásio, limonita, hematita, pirita, matéria orgânica, ilita, montmorilonita, etc. A remoção parcial ou total dessas impurezas, por meios econômicos, tem sido tema de muitas pesquisas e desenvolvimento de equipamentos e de processo nos últimos trinta anos, permitindo a produção de caulins de alta pureza e a lavra de depósitos vistos no passado como impuros para serem minerados.

Um dos mais importantes atributos do caulim industrial é sua alta reflectância, uma cor branca levemente opaca. A medição e o controle das propriedades óticas na produção de caulim são fundamentais. A determinação mais utilizada é a alvura. A alvura é a medida da reflectância e é testada por dois métodos: o sistema GE (TAPPI) usado nos EUA e com modificações no Japão e o sistema ISO usado na Europa.

A cor é medida por vários métodos, o mais usado na indústria do caulim é o Sistema CIEL\*a\*b\*. Esse sistema expressa todas as faixas de cor e de cinzas em três valores numéricos.

A opacidade é uma característica muito importante que um mineral deve apresentar para a sua utilização como pigmento e é baseada na sua capacidade de encobrir qualquer padrão ou fronteira atrás desse. Opacidade é indicada numa escala de 0 a 100% .

Outra vantagem com relação ao custo industrial do caulim é o seu tamanho naturalmente fino. Muitos outros minerais para pigmentos, *fillers* ou *coaters* devem ser reduzidos a pó fino, através de processos de cominuição (moagem) muito custosos, resultando não raramente em partículas de granulometria heterogênea, fragmentos fraturados irregularmente.

Em razão de o caulim ser seguidamente aplicado em processos industriais junto com água ou suspensões líquidas de polímeros, a viscosidade dessas lamas é de grande importância. Os caulins são valorizados principalmente por sua baixa viscosidade e alta concentração de sólidos. Isso é o oposto das argilas bentoníticas, que são cotadas na indústria por sua alta viscosidade e baixas percentagens de sólidos.

O caulim é minerado e processado em muitos países, sendo um dos poucos minerais industriais de considerável valor em seu estado mais refinado; é largamente exportado, atendendo o mundo industrializado. Os EUA, Inglaterra e Brasil são as principais nações exportadoras. A maior parte do caulim exportado é do tipo *coating* para papel.

Deve-se salientar, que a produção comercial de caulim cobre uma larga faixa de valores, de caulins "in natura" ou sem qualquer processamento até caulins obtidos após vários graus de refinamento de acordo a necessidade do mercado. O preço por tonelada do caulim varia de 10 a US\$ 500.

No maior distrito produtor de caulim, o distrito da Georgia e Carolina do Sul (EUA), o caulim ocorre em camadas lenticulares no topo de camadas intermediárias de areia. Os corpos comerciais de caulim, que são essencialmente formados por caulinita, podem chegar a 12 m de espessura, mas com média próxima de 3 m de espessura. A argila minerada a partir destes depósitos é extremamente pura se comparada com a maioria do caulim minerado em outros locais. Ele tem em média menos de 5 % de *grits* maiores que 45  $\mu\text{m}$ .

## **2.2. Lavra**

Nos últimos anos a remoção da cobertura mudou muito, com o uso de escavadeiras hidráulicas e grandes caminhões fora-de-estrada de tração integral, os quais demonstraram ser mais eficientes em termos de custo, mais velozes e capazes de operar em condições adversas. São também utilizados *motorscrapers* por empreiteiros na remoção da cobertura. Grandes *draglines* foram muito utilizadas no passado, mas perderam a preferência em função do alto custo de capital inicial, da necessidade de serem desmontadas parcialmente para transferência

de áreas, baixa recuperação na lavra, dificuldade no controle de qualidade, inabilidade para operar em áreas abaixo do lençol freático e dificuldade de recuperação das áreas degradadas.

Uma vez removida a cobertura, a argila é minerada por escavadeira hidráulica ou pá-carregadeira, ou ainda pequenas *draglines*. O minério pode ser carregado diretamente em caminhões rodoviários de alta capacidade até a planta de produção ou misturado, repolpado na mina e transportado por um mineroduto. Algumas vantagens do misturador ou *blunger* na área da mina são:

1. Custo 5 a 10 vezes menor que o transporte por caminhão, uma vez que o custo de capital do mineroduto tenha sido amortizado.
2. Um melhor controle de qualidade. Cada tanque de caulim em polpa, com 800t de argila seca, é perfeitamente homogeneizado e testado através de amostragem facilmente coletada. Tanques de argila podem então ser blendados facilmente para se obter a qualidade exigida. Em comparação cada caminhão de 20 t, é muito pequeno para ser testado economicamente e muito grande para que uma simples amostra retirada seja representativa.
3. O transporte por *pipeline*, em distâncias de 30 a 80 km, mantém grandes e pesados caminhões longe das estradas públicas da região, além de economizar combustível.
4. Não é preciso construir grandes ponds de rejeitos em áreas junto a planta, pois a argila é repolpada próximo de antigas cavas disponíveis para deposição de materiais removidos por desagregação.

### **2.2.1. Remoção da cobertura**

A lavra do caulim é a céu-aberto na maioria das minas de hoje. Dependendo do tamanho e do tipo de operação, disponibilidade de equipamentos pesados na região, espessura da cobertura, relação cobertura/ minério, água na cava, clima, etc., uma variedade de métodos pode ser usada. Retroescavadeiras e *shovels* hidráulicas com caminhões fora-de-estrada com tração integral são os equipamentos comumente utilizados. *Motorscrapers* são também bastante utilizados mas tem dificuldade em operar em solos lamacentos. *Draglines* foram abordadas no parágrafo anterior. Já *bucket-wheel excavators* carregando correias transportadoras são usadas nas minas de caulim européias.

### **2.2.2. Lavra do caulim**

Mesmo o caulim podendo ser removido pelos mesmos métodos usados na retirada da cobertura, este deve ser manuseado com muito mais cuidado para garantir a qualidade e recuperar todo o minério disponível. Muitas vezes até quatro ou cinco tipos de caulim bruto podem ser separados e produzidos a partir de uma mesma cava. Assim as minas modernas de caulim geralmente usam equipamentos menores para obter um controle mais exato. Enquanto a remoção da cobertura é seguidamente feita por empreiteiras, a lavra do caulim é executada pela própria companhia usando mapas precisos e planos de controle estatístico para garantir a qualidade.

### **2.3. Avaliação econômica de projetos mineiros e análise de risco**

“As etapas sucessivas de reconhecimento de uma jazida coloca em evidência seqüências de decisões as quais, necessitam a cada vez, uma avaliação específica mais precisa. Os diferentes métodos utilizados se adaptam à necessidade crescente de precisão, desde uma ocorrência ou mineralização (anomalia) até a jazida lavrável. Os dados necessários se tornam cada vez mais numerosos e devem ser mais e mais precisos à medida que nos aproximamos da decisão final: o depósito mineral é lavrável ou não?” (Duchene, 1988)

Até poucos anos atrás, meados da década de 90, a indústria colocava seu preço. A “Lei da Oferta e da Procura” só existia na teoria, assim as gerações anteriores não tiveram a oportunidade de sentir o gosto amargo dessa teoria econômica. Hoje, o preço é fixado pelo mercado, então, qualquer negócio passou a ser de risco e como tal deve ser analisado.

Mineração sempre foi e será um negócio de risco, ou melhor, de alto risco. Para exemplificar, em pesquisa realizada no Canadá nos últimos 25 anos, de 2.118 mineralizações ou ocorrências julgadas interessantes à primeira análise, foram gerados 40 estudos de viabilidade econômica com resultados positivos. Destes 40 estudos onde a “luz verde” fora acionada; somente sete tornaram-se minas ou empreendimentos lucrativos. O investidor em mineração cerca-se cada vez mais de informações para tomar a decisão, de lavar ou não um depósito mineral.

#### **2.3.1. Metodologia de análise**

Como contribuição, apresenta-se abaixo um resumo adaptado da metodologia proposta por Gentry & Hrebar (1978), considerada internacionalmente como esqueleto para um

estudo de avaliação. Basicamente são abordados seis itens principais para realização do estudo proposto, sendo:

1. Informação sobre o depósito
2. Informação sobre economia geral do projeto
3. Seleção do método de mineração
4. Métodos de processamento
5. Estimação dos custos de capital e operação
6. Análise econômica

Onde, no item 1 - informação sobre o depósito – é abordada a geologia, geometria e a geografia das áreas ou jazidas objetos do estudo. Cita-se também os programas de pesquisa geológica em desenvolvimento e o histórico da área em estudo.

No item 2 - informação sobre economia geral do projeto – é abordado o mercado para colocação do produto, transporte, utilidades e mão-de-obra, área e direitos sobre minerais e, considerações de governo como taxaço, legislação mineira, passando pela questão ambiental.

No item 3 - seleção do método de mineração – são abordados parâmetros físicos do minério e rocha estéril, geometria da lavra e uniformidade, seletividade e, escala de produção e, necessidade de capital vs. disponibilidade.

No item 4 - métodos de processamento – são abordadas propriedades como metalúrgica, química e física do minério; processos alternativos, gerando fluxogramas e recuperação do processo, escala de produção, qualidade da produção vs. especificações.

No item 5 - estimacão dos custos de capital e operacão – são estimados todos os custos de capital e operacão para pesquisa geológica e estudos de engenharia, lavra e processamento mineral, administrativos e serviços e taxas sobre vendas.

No item 6 - análise econômica – são abordados o uso de parâmetros e indicadores e, do método do fluxo de caixa descontado para análise econômica do projeto. Finalizando com o estudo de sensibilidade, onde são montados cenários para variáveis da mina como: preço do

produto, custo de capital e operação, escala de produção, etc. vs. valor presente líquido (NPV).

Abaixo, a íntegra da metodologia proposta por Gentry & Hrebar (1978) e adaptada por Duchene (1993) e Goetz (1997). (Fatores considerados em estudos de viabilidade econômica de Projetos Mineiros.)

I. Informação sobre o depósito

A. Geologia

1. Mineralização: tipo, teor, uniformidade
2. Estrutura geológica
3. Classes de rocha: propriedades físicas

B. Geometria

1. Tamanho, forma e atitude
2. Continuidade
3. Profundidade

C. Geografia

1. Localização: proximidade à cidades, entrepostos de suprimentos
2. Topografia
3. Condições climáticas
4. Condições da superfície: vegetação, córregos e riachos
5. Fronteiras políticas

D. Pesquisa geológica

1. Histórico: distrito, propriedade.
2. Programa atual

3. Reservas: tonelagem, distribuição, classificação

4. Amostragem: tipos, procedimentos

5. Programa proposto

## II. Informação sobre economia geral do projeto

### A. Mercados

1. Forma comercial do produto: concentrados, minério carregado diretamente, especificações

2. Localização dos mercados e alternativas

3. Níveis de preço esperados e tendências: oferta e demanda, níveis de custos competitivos, substituição do produto por nova fonte, tarifas

### B. Transporte

1. Acessos à área

2. Transporte do produto: métodos, distância, custos

### C. Utilidades

1. Energia elétrica: disponibilidade, localização, direito de uso (*right-of-way*), custos

2. Gás natural: disponibilidade, localização, custos

3. Alternativas: geração no local

### D. Área e direitos sobre minerais

1. Proprietários: superfície, mineral, concessão, aquisição e/ou opções de arrendamento

2. Superfície necessária: local para a planta de concentração, local para bota-fora de estéril, locação da bacia de rejeitos

### E. Água



1. Potável e processo: fontes, quantidade, qualidade, disponibilidade, custos
2. Águas da mina: quantidade, qualidade, profundidade e origem, método de drenagem, tratamento

#### F. Mão-de-obra

1. Disponibilidade e tipo: treinada/ não treinada ou preparada para mineração
2. Rendimento
3. Grau de organização
4. Passado histórico do movimento trabalhista local

#### G. Considerações de governo

1. Taxação: federal, estadual, local
2. Exigências em recuperação ambiental e operação e tendências
3. Zoneamento
4. Legislação mineira proposta e pendente.

### III. Seleção do método de mineração

#### A. Parâmetros físicos

1. Resistência mecânica: minério, estéril
2. Uniformidade: mineralização, blendagens
3. Continuidade: mineralização
4. Geologia: estrutura
5. Distúrbios na superfície: subsidência
6. Geometria

#### B. Seletividade

### C. Necessidades de produção

1. Produção: variantes e fatores de interdependência
2. Desenvolvimento: métodos, quantidade, período necessário
3. Necessidade de capital vs. disponibilidade

## IV. Métodos de processamento

### A. Mineralogia

1. Propriedades do minério: metalúrgica, química, física
2. Dureza do minério

### B. Processos alternativos

1. Gerar fluxogramas, teor recuperado
2. Escala de produção

### C. Qualidade da produção vs. especificações

### D. Recuperações

## V. Estimação dos custos de capital e operação

### A. Custos de capital

1. Pesquisa geológica e estudos de engenharia
2. Lavra
  - a) Pré-produção ou desenvolvimento (pode também ser considerado como custo operacional)
  - b) Preparação do local
  - c) Prédios da mina
  - d) Equipamentos de mineração

### 3. Planta de beneficiamento

- a) Preparação do local
- b) Prédios da planta
- c) Equipamentos da planta
- d) Bacia de rejeitos

### B. Custos operacionais

#### 1. Lavra

- a) Mão-de-obra
- b) Manutenção e suprimentos
- c) Desenvolvimento

#### 2. Planta de beneficiamento

- a) Mão-de-obra
- b) Manutenção e suprimentos

#### 3. Administrativos e de supervisão, serviços e taxas sobre vendas

## VI. Análise econômica

### A. Parâmetros, componentes e indicadores para análise econômica de um projeto

Investimento inicial

Reinvestimento

Depreciação

Taxa de atualização

Taxa de juros

Imposto sobre a renda

Empréstimo

Período de retorno do capital investido (*payback*)

Breakeven price e cash breakeven price factors

Intensidade de capital

Margem

Taxa de retorno do projeto

Valor presente líquido

Fluxos de caixa

com capital próprio e sem imposto

com capital próprio e com imposto

com financiamento bancário e com imposto

#### B. Estudo de sensibilidade

Montagem de cenários para: Variáveis da Mina vs. Valor Presente Líquido (NPV)

### 2.3.2. Como estimar os investimentos (*Duchene, 1993*)

- Através da analogia com as instalações existentes
- Através de cotações (na etapa do estudo de viabilidade)
- Através do modelamento das principais atividades em função dos parâmetros mais adequados (na etapa de previabilidade)

#### 2.3.2.1. Os parâmetros essenciais do investimento

- A produção diária de minério bruto para a mina subterrânea e para a usina
- A produção diária de minério + estéril para a mina a céu aberto
- A tonelagem (ou o volume) de descobertura pré-lavra para a mina a céu aberto

- A seção e a profundidade dos poços
- A dimensão das pás-carregadeiras e caminhões para a mina à céu aberto
- A dimensão dos stopes para os equipamentos da mina subterrânea
- Índice de moabilidade (índice de Bond) para a britagem e moagem
- Produtividade média para os efetivos (função direta do grau de mecanização)
- Os tipos de equipamentos objetivando o consumo de energia

A partir desses parâmetros, a maior parte dos itens de investimento pode ser avaliada ao menos em ordem de grandeza.

### **2.3.2.2. Como julgar os resultados**

A aplicação de um modelo e/ou a utilização de dados parciais a partir de exemplos conhecidos permitem, geralmente, estabelecer uma estimativa coerente com a ordem de grandeza de um investimento.

Pode-se comparar este resultado global com um certo número de “padrões” como o investimento unitário (investimento total dividido pela capacidade diária em toneladas de minério) e a intensidade de capital (investimento total dividido pelo faturamento bruto anual).

Diversas publicações e estudos mostram que o investimento unitário para uma mina está sempre entre 15.000 e 100.000 US\$. Os valores elevados correspondem sempre ao caso onde as infra-estruturas de acesso, de transporte de concentrados e de alojamento de pessoal tomam uma parte preponderante do capital (até 60% do total). No caso mais geral de investimento unitário realizado num contexto não isolado, isto é, lugares não remotos, o investimento unitário se situa entre 15.000 e 40.000 US\$.

A intensidade de capital das operações mineiras é particularmente elevada. Em geral as somas dos investimentos antes da produção nominal representam 3 anos de *turnover*, valor que se encontra em toda indústria dita “pesada”: siderúrgica, metalúrgica e química. Ao contrário das indústrias de transformação que precisam investir um ano de seu faturamento bruto anual em média, as atividades econômicas de distribuição não necessitam que uma fração do *turnover*. Essa intensidade de capital elevada tem conseqüências importantes para a rentabilidade dos investimentos mineiros. Com relação a outros tipos de investimentos

financeiros, as minas devem ou deveriam durar mais tempo, com recuperação do capital investido através de uma pequena fração do faturamento anual bruto, isto conduziria a uma rentabilidade medíocre ou então, geraria a cada ano uma margem bruta considerável, ao menos 50% do *turnover*.

Existe uma estrutura identificável ou bem definida no investimento mineiro. As infra-estruturas gerais podem representar até 60% do investimento total (Carajás). Nos casos mais freqüentes essa infra-estrutura será na ordem de 30% do investimento, contudo em casos muito favoráveis descende a menos de 10%. Os equipamentos de lavra não atingem 20% dentro dos grandes projetos. Eles podem, entretanto representar 30 a 40% do investimento para uma mina pequena a céu-aberto.

A usina representa uma parte muito variável segundo a complexidade do processo e do tipo de minério tratado, onde 30% é um número bem razoável para um tratamento de metal básico ou para plantas muito grandes, 60% pode ser esperado para plantas de metais preciosos ou de urânio, explorado por minas de dimensão mediana ou pequena. Os outros itens de investimento (serviços auxiliares, estudos e supervisão) representam freqüentemente 20 a 25% do investimento total.

### **2.3.3. Os custos de operação da mina**

As despesas ligadas ao funcionamento da exploração, excluídas as despesas de capital (ligadas ao investimento), são classificadas em três categorias:

Os custos diretos, ligados à quantidade produzida (ou custos variáveis)

- Mão-de-obra: pessoal de operação e manutenção, isto é, o quadro de pessoal para a produção e trabalhos associados
- Materiais: consumíveis (energia, água, lubrificantes, explosivos, reagentes químicos para o tratamento, corpos moedores, etc.), peças de reposição

Os custos indiretos, independentes da produção realizada

- Mão-de-obra: serviços administrativos, vigilância, almoxarifado, escritórios
- Seguros, juros, taxas, etc
- Despesas com escritório

- Trabalhos gerais de preparação e de pesquisa

Os custos gerais, podendo ser relativo a várias minas

- Despesas com comercialização
- Serviços administrativos da central
- Serviços financeiros
- Escritório de projetos
- Pesquisa e desenvolvimento

Outros reagrupamentos diferentes são correntemente utilizados, por exemplo:

- Mina
- Usina
- Despesas gerais da mina (oficinas, serviços)
- Despesas gerais com a administração central

Ou ainda:

- Mão-de-obra
- Materiais
- Energia
- Serviços externos
- Despesas gerais

#### **2.3.3.1. Como estimar os custos de operação (por Gentry & O'Neil)**

- Por analogia com outras minas, ao menos para certas operações,
- Por modelamento de certas etapas em função de parâmetros pertinentes e aplicação desses através de coeficientes admitidos, e

- Através da análise detalhada do projeto só é completamente possível na fase de engenharia de detalhe, assim, depois da decisão de abrir a mina.

### **2.3.3.2. Os parâmetros essenciais dos custos de operação**

1. A produtividade do pessoal nas diferentes operações em função do equipamento utilizado, das condições da mina e da escala de produção
2. Os custos unitários de mão-de-obra (salários e encargos)
3. O método de lavra para a mina
4. A rota de processo para a usina
5. A estrutura da empresa para os custos indiretos e gerais

Esses parâmetros, pouco numerosos, só dão facilmente acesso aos custos diretos. A maior parte dos custos indiretos e gerais é estimada como percentual dos custos diretos ou de elementos do investimento, tais como:

- Manutenção e reparos: 2 a 5% do custo de consumíveis (materiais)
- Custos indiretos: 10 a 30% dos custos diretos
- Custos gerais: 2% das vendas ou faturamento

## **2.4. Avaliação financeira de uma empresa de mineração**

A avaliação econômica de um projeto de mineração é em realidade a avaliação do funcionamento da empresa que vai realizar o projeto depois de explorar a mina durante toda a sua vida. É então necessário projetar para o futuro a fim de analisar o funcionamento da empresa que existirá a partir do momento em que a decisão de investir seja tomada.

### **2.4.1. Os movimentos de caixa da empresa de mineração**

Os diversos fluxos monetários que acompanharão a vida do projeto são:

#### **2.4.1.1. As necessidades (ou saídas)**

- Pagamento dos investimentos durante a fase de implantação, segundo o programa de despesas de implantação (construção da mina)



- Pagamento dos custos de operação: mão-de-obra, materiais, energia, taxas, etc, durante a fase de lavra, em ritmo mensal, trimestral ou anual
- Pagamento dos juros sobre os empréstimos eventuais a um ritmo fixado pelas condições do empréstimo
- Reembolso dos empréstimos segundo as parcelas fixadas pelo financiador
- Pagamento dos impostos sobre lucros, segundo a legislação em vigor

#### **2.4.1.2.As disponibilidades (ou entradas)**

- Fundos próprios colocados pela empresa na execução do projeto (normalmente todo no começo)
- Somas tomadas por empréstimo segundo um escalonamento das parcelas
- Produto das vendas segundo contratos comerciais

Assim, o estudo de viabilidade de um projeto é uma previsão desta contabilidade que deverá ser executada. A contabilidade provisional não será tão precisa até antes da realização do projeto. As simplificações são necessárias, a fim de serem evitados dados inacessíveis, mas os itens de despesas mais importantes precisam ser bem estimados.

#### **2.4.1.3.Os fluxos de caixa anuais**

Uma primeira simplificação consiste em analisar os movimentos de tesouraria provisional e interessar-se tão somente aos saldos anuais que constituem basicamente os fluxos de caixa. Estes fluxos de caixa anuais podem ser estimados a partir das despesas e receitas acrescentando-se algumas considerações de análise financeira de maneira a estabelecer uma tabela que é um cronograma de despesas dos fluxos de caixa provisionais. Uma segunda simplificação consiste em exprimir todos os fluxos numa moeda única – dita constante, isto é, livre de inflação. Essa moeda de referência é ligada às outras moedas (estrangeiras) através da taxa de câmbio em vigor na data do estudo.

#### **2.4.1.4.O cronograma de investimentos**

Os investimentos, normalmente devem ser feitos preferencialmente antes da exploração. Como por exemplo citam-se:

- As despesas anteriores à decisão de investir (pesquisas, estudos de viabilidade), são normalmente capitalizadas à data zero, fixada arbitrariamente como sendo a data de início do investimento industrial propriamente dito
- As despesas de implantação da mina que vão se estender de 2 a 5 anos, conforme a importância do projeto
- As despesas com renovação de equipamento que ocorrem durante a exploração; por exemplo, as máquinas móveis (carregadeiras e caminhões) deverão substituídas a cada cinco anos
- O valor residual dos investimentos que são o conjunto de recuperações possíveis ao fim da vida da mina
- A despesa com recuperação das áreas degradadas, é sempre que possível repartida ao longo de vários anos antes do fim da lavra

#### **2.4.1.5.O cronograma dos custos de operação anuais**

A partir dos estudos de viabilidade do projeto pode-se facilmente estabelecer o cronograma dos custos de operação anuais que compreende:

- As despesas da mina
- As despesas da usina
- Os custos gerais, e
- As despesas com energia

As despesas anuais serão obtidas a partir dos custos unitários e da escala de produção.

#### **2.4.2. O valor atualizado dos fluxos de caixa anuais**

##### **2.4.2.1.O valor presente de um projeto**

Todos os fluxos de caixa tendo sido calculados e dispostos sob a forma de um cronograma de entradas e saídas anual onde resta agora levar em consideração o “tempo”.

Não se pode considerar da mesma maneira um fluxo de caixa disponível ao fim do 3º ano e um fluxo de caixa que não será real ao fim do 10º ano. A curva de fluxos de caixa acumulados não deverá ser utilizada sem atualização.

A técnica de atualização permite se levar em conta a dispersão ao longo do tempo, considerando simplesmente que uma unidade monetária atual (disponível hoje) é equivalente a pouco mais que uma unidade monetária que só será disponível dentro de um ano:

1 unidade atual =  $(1 + a)$  unidades dentro de um ano, inversamente pode-se dizer que o Valor Atual de uma unidade disponível dentro de um ano é um pouco menor que uma unidade disponível agora:

$$1 \text{ unidade dentro de um ano} = \frac{1}{(1 + a)} \text{ unidade atual, sendo } a \text{ a taxa de atualização. É}$$

uma quantidade pequena geralmente expressa em percentual.

Geralmente esse princípio pode assim afetar a toda transação monetária efetuada durante o ano  $n$  e então a todos os fluxos de caixa com um valor atual:

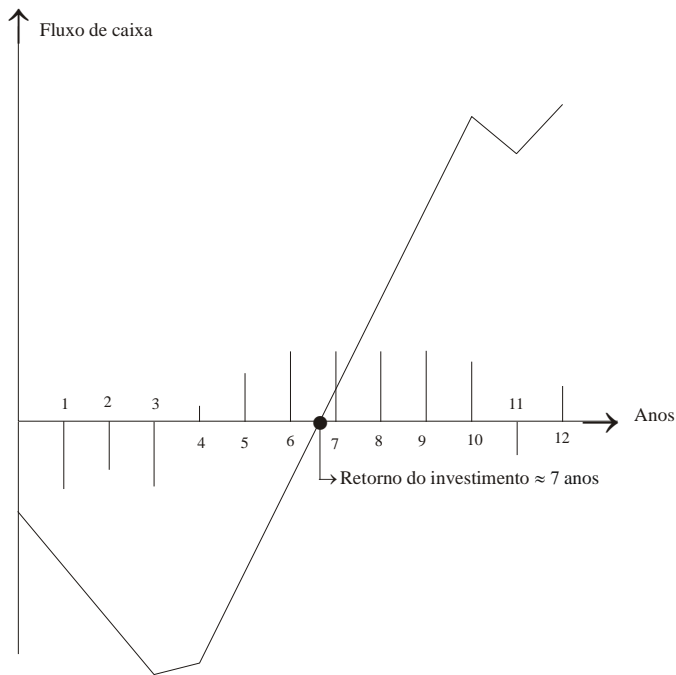
$$\text{Valor atual do fluxo de caixa } CF_n = \frac{CF_n}{(1 + a)^n}$$

Para os cronogramas de entrada e saída, pode-se para cada fluxo de caixa calcular o valor atual correspondente (Discounted Cash-flow), em resumo:

<p>A soma dos fluxos de caixa futuros atualizados</p> <p>é o valor presente líquido do projeto (ou da empresa) à data zero.</p>
<p>A capitalização das despesas passadas</p> <p>consiste em capitalizá-las à data zero</p>
<p>Valor Presente Líquido = <math>\sum_{-r}^n \frac{CF_n}{(1 + a)^n}</math> = Net Present Value = NPV</p>

onde  $r$  é o período de pesquisa anterior à data zero.

O acumulado ano a ano dos fluxos de caixa atualizados permite construir a curva do Gráfico 2.1 obtendo-se o prazo de retorno do investimento. O NPV do projeto representa o enriquecimento real em capital que pode ser esperado a partir da realização do investimento, desde que seja adotada uma taxa de atualização “ $a$ ”. O enriquecimento somente será real a data  $n$ .



Evolução dos fluxos de caixa acumulados e período de retorno de investimento

Gráfico 2.1 – Curva para determinação do *payback*.

### Significado da atualização

A atualização não leva em conta a inflação, o custo do capital, ou o custo da oportunidade de investimento estudada em relação a outro. A atualização traduz a preferência pelo presente em relação ao futuro. A taxa de atualização que traduz essa preferência depende unicamente da arbitragem efetuada pelo agente econômico em função do presente e futuro. Normalmente essa taxa é na ordem de 3 a 7%, descontado a inflação.

Concretamente a taxa de atualização pode ser escolhida como um limite superior das taxas reais de juro durante o período de atualização. O futuro atualizado a essa taxa pode ser considerado dentro do possível como equivalente ao presente onde, toda soma disponível poderá ser aplicada e onde toda soma necessária poderá ser emprestada a esta mesma taxa.

### Utilização direta do NPV (VAN)

Com o Valor Presente Líquido de um projeto se dispõe de um meio de comparação muito fácil entre diferentes projetos:

- Aquele que tem NPV mais alto é o projeto que deve ser escolhido se eles são substituíveis
- Considera-se que todo projeto tendo um NPV positivo merece ser realizado, visto que ele é suscetível a criar riqueza.

No entanto, como os meios de financiamento são geralmente limitados, nem todos os projetos podem ser executados. Classificando-se os projetos através do NPV decrescente é sempre possível achar-se uma taxa de atualização tal que, todos os projetos realizáveis (ou financiáveis) e tão somente estes, tenham um NPV positivo. Isso dá uma maneira “racional” de escolher a taxa de atualização.

### Utilização indireta do NPV (VAN): a taxa de rentabilidade.

Para um projeto sem empréstimo, inflação ou imposto, o NPV é um dado intrínseco do projeto que depende unicamente de  $a$ . É normalmente possível encontrar um valor particular  $a_0$  de  $a$  que anule o NPV (VAN):

$$\text{NPV} ( a = a_0 ) = 0$$

Nesse caso não existe uma vantagem ou desvantagem em relação a um depósito bancário a mesma taxa e essa taxa é por consequência a taxa de rentabilidade interna do projeto (*internal rate return*): TIR ou (IRR).

$$\text{NPV} (\text{IRR}) = 0$$

$\sum_{n=1}^N \frac{CF_n}{(1+TRI)^n} = 0$ <p>IRR = TIR = Taxa Interna de Retorno</p>
--

A TIR como a taxa de atualização é análoga a uma taxa de juros. Seu significado é o seguinte: é a taxa máxima a qual se pode tomar emprestado sem que o projeto se torne deficitário. Se os empréstimos são a uma taxa inferior a TIR, o NPV continuará necessariamente positivo. A partir do fluxo de caixa sem imposto e sem empréstimo, obtém-se a única e verdadeira TIR, intrínseca ao projeto.

Se as modalidades de imposto sobre o benefício estão perfeitamente estabelecidas e consideradas como não negociáveis, pode-se também calcular uma taxa de rentabilidade depois do imposto que será considerada como taxa limite para empréstimos.

## 2.5. O tamanho de um projeto

### A vida da mina

Tendo o NPV como base para a otimização da vida da mina, essa otimização pode conduzir a tempo de vida “ótimo” bastante curto. Os principais elementos a levar em consideração para fixar um tempo de vida de uma mina devem ser:

- Executar um investimento para uma duração de ao menos 10 anos
- Permitir que os geólogos compreendam melhor o jazimento

Muitas vezes o tamanho ótimo nem sempre pode ser usado, por diferentes razões:

- Início da produção
- Volume da mina
- Vida da mina muito pequena

O dimensionamento utilizado se traduz por regras práticas do tipo *Taylor*:

$$\text{Escala de produção (toneladas por ano)} = 5 \times R^{0,75}$$

**Vida da mina** (anos) =  $0,2 \times R^{0,25}$ , onde R = reservas recuperáveis em toneladas.

### 3. Experimental - Seleção do método de lavra

#### 3.1. Lavra atual (Área 1)

A lavra atual (Área 1) é realizada na sua totalidade: capeamento (cobertura), estéril intermediário e minério ROM, por *scrapers* (escavo-transportador) assistidos por trator-de-esteiras (*pusher*). Os equipamentos atualmente (dezembro 98) em operação são três unidades Terex S-24 e dois tratores Caterpillar D-8L. Para um trajeto de aproximadamente 1.400 m entre o carregamento na frente de lavra e a descarga nas pilhas (duas) de ROM, cada ciclo (carga e descarga) é de 6 minutos. As atividades de lavra são desenvolvidas em um turno único diário de 12 horas e 7 dias por semana com 2 equipes (uma trabalhando e outra folgando). Todas as operações de lavra são terceirizadas.

A lavra do platô (Área 1) é desenvolvida em bancadas em número de 5 com altura de bancada de 10 m entre as cotas 165 e 115. O sistema de remoção da cobertura e estéril intermediário é o do tipo *haul back*, onde o material descartado é depositado no espaço vazio deixado pela extração do minério em bota-fora que se desenvolve no mesmo sentido da lavra. A topografia original é dificilmente mantida em função dos grandes volumes de minério lavrado. A relação estéril/ minério é de 1,9 : 1 incluído o capeamento. A produção atual é de aproximadamente 1,2 milhões toneladas anuais de minério ROM. A Empresa planeja para os anos 2.000 e 2.001 uma produção de 1,65 Mt anual de caulim ROM.

A retomada das pilhas de ROM é executada por um trator-de-esteiras CAT D-8N e uma pá-carregadeira sobre pneus CAT 938G em dois turnos diários de 12 horas e 7 dias por semana, logo, são necessárias 3 equipes de operação (2 trabalhando e 1 folgando). As pilhas alimentam o pré-tratamento do minério ROM. O sistema *blunger* (misturador) e desareamento, é composto por 2 moegas em paralelo equipadas com alimentadores de sapata e baterias paralelas de tanques repolpadores com agitadores do tipo rotor para desagregar o minério ROM. O minério repolpado e desagregado vai para uma bateria de tanques desareadores, isto é, o caulim mais areia fina são mantidos em suspensão enquanto a areia grossa que decanta é descartada por bombeamento para uma bacia junto à lavra (zona minerada). Um *sump* adjacente aos tanques desareadores recebe os eventuais transbordos. O caulim pré-desareado é então transferido por mineroduto até a estação de desareamento propriamente dita. Da planta de desareamento, a polpa de caulim é transferida por gravidade para o tanque pulmão M-1 e a partir dele, também por gravidade, por um mineroduto com

diâmetro de 250 mm e 7 km de extensão até a área industrial em Munguba, onde o caulim pré-tratado passa pelo processo de branqueamento.

Nos serviços auxiliares como drenagem e limpeza da caixa de areia (*sump*) é utilizada uma escavadeira *back shovel* CAT 320 e um caminhão de 16 t de carga útil.

### **3.2. Modificações propostas ao método de lavra e pré-tratamento**

Em visita à Empresa no mês de dezembro de 98, foram discutidas todas as idéias e sugestões levantadas com a equipe da mina, incluindo o acompanhamento do teste de escavabilidade. Nos próximos itens, esse teste será discutido, e relatadas experiências além das idéias desta equipe para a lavra da Área 2 aqui apresentadas sob a forma de fluxogramas.

No 2º semestre de 1998, a Empresa testou a operação de lavra do caulim e estéril intermediário com o sistema *truck/shovel* usando caminhões articulados *rear dump* CAT 250 de 25 t e tração integral (6x6) em conjunto com escavadeira hidráulica do tipo *back shovel* CAT 320 com concha de 1,5 m<sup>3</sup> de capacidade.

O objetivo do teste foi de observar a operação daquele conjunto a fim de obter informações que levem a prováveis ganhos como:

- a) Melhor seletividade na lavra (definição de blocos menores para efeito de controle de parâmetros).
- b) Um *pit* de dimensão menor ou mais compacto em relação ao da lavra com *scraper*, traduzindo em redução nos trabalhos de desenvolvimento (pré-lavra) e distância menor ao bota-fora.
- c) Espera-se um custo operacional unitário menor do sistema *truck/shovel* em relação ao sistema com *scraper* e trator-de-esteiras, apesar de se obterem níveis de custo operacional bastantes competitivos com *scraper* equipado com elevador, usado para *topsoil* e aluviões. É importante citar que o sistema *truck/shovel* tem melhor relação custo/benefício em operações de lavra quando utilizando caminhão rígido (*rigid truck*) e não articulado. Neste caso, esta condição torna-se impraticável em função das condições meteorológicas e de piso, como será discutido no próximo parágrafo.



- d) Uma melhoria do fator de utilização pelo *caminhão articulado 6x6* em relação ao *scraper*. Em função das chuvas torrenciais que ocorrem na Região Amazônica entre os meses de fevereiro e junho, fica bastante prejudicada a operação do *scraper*. Já o caminhão articulado 6x6 ou 4x4 é comprovada sua habilidade em condições difíceis de terreno.
- e) Foi observado no teste de escavabilidade da *back shovel CAT 320* em dezembro de 1998 que o caulim lavrado apresentava a formação de blocos compactados (matacos – Figura 3.1), atrapalhando o processo seguinte, o *blunger* (misturador). Esse problema será solucionado com o projeto da Empresa de instalação, antes do *blunger*, de um britador de rolos dentados que desagregará o material ROM alimentado na moega.

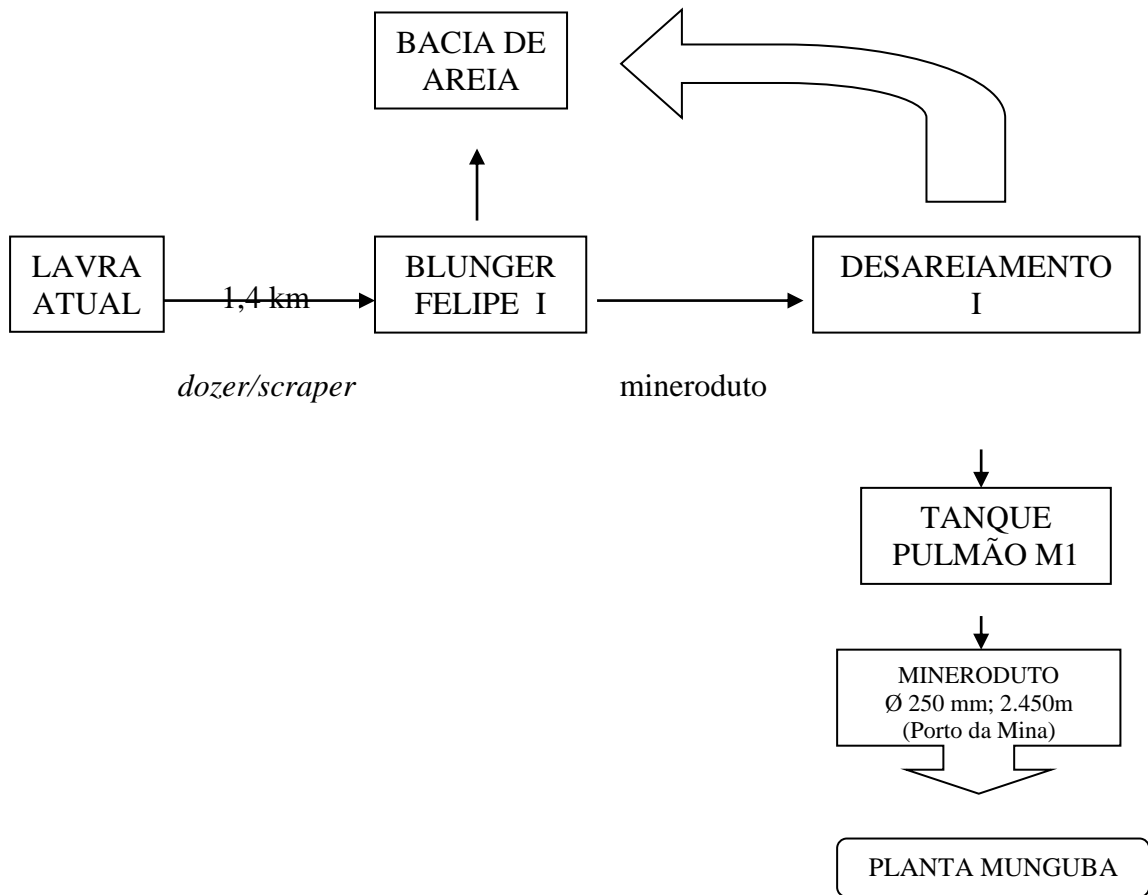


Figura 3.1 – Teste na Empresa com a CAT 320 em dezembro/98.

É proposto pela Empresa que a descobertura (capeamento) continue sendo retirada por *scraper* e tratores-de-esteira. Avaliação comparativa do conjunto *scraper* e tratores-de-esteira versus o sistema *truck-shovel* será realizada no decorrer desse trabalho.

### 3.3. Alternativas para exploração da Área 2

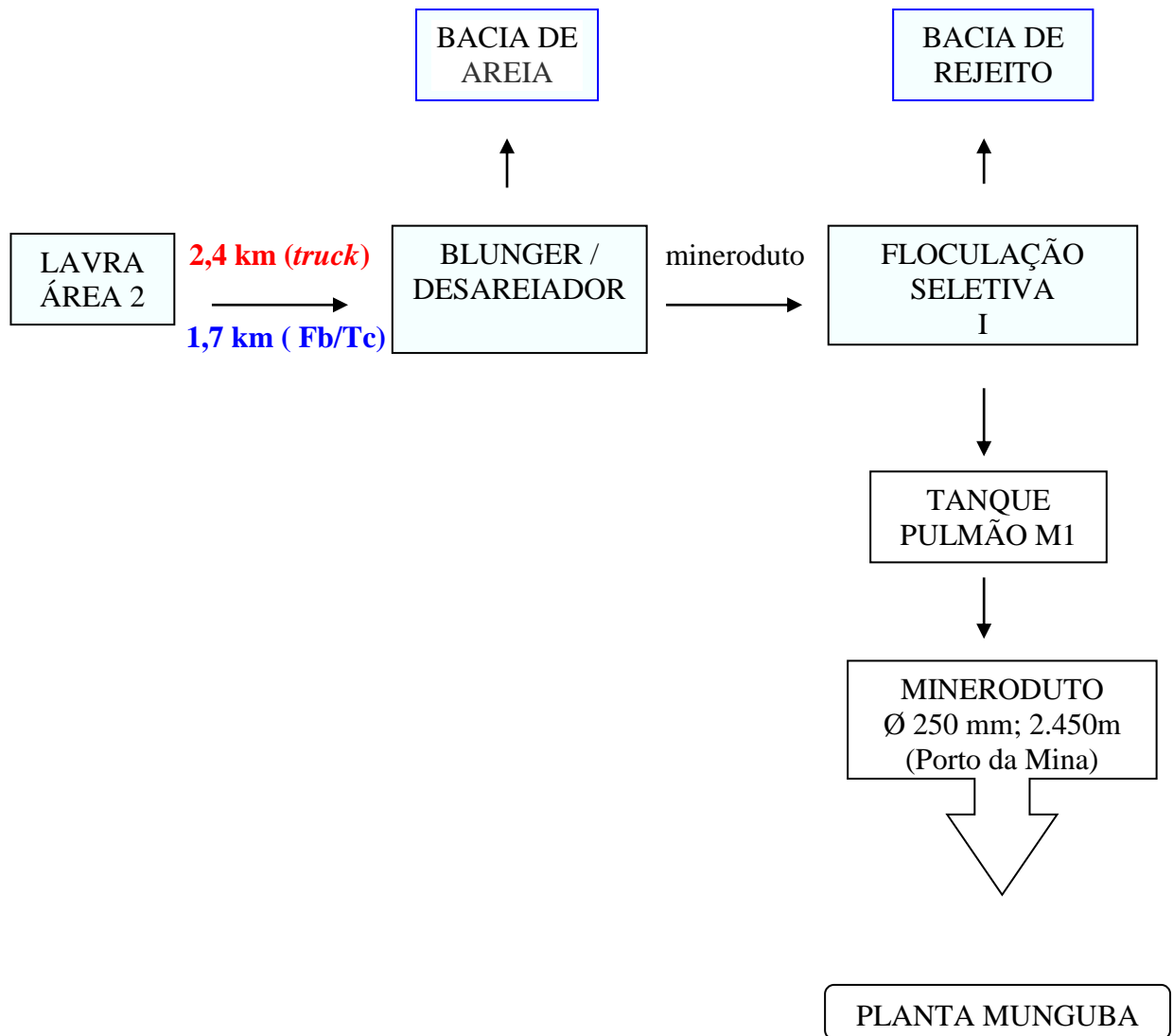
#### 3.3.1. Fluxograma atual (Área 1)



#### 3.3.2. Fluxogramas propostos para lavra da Área 2

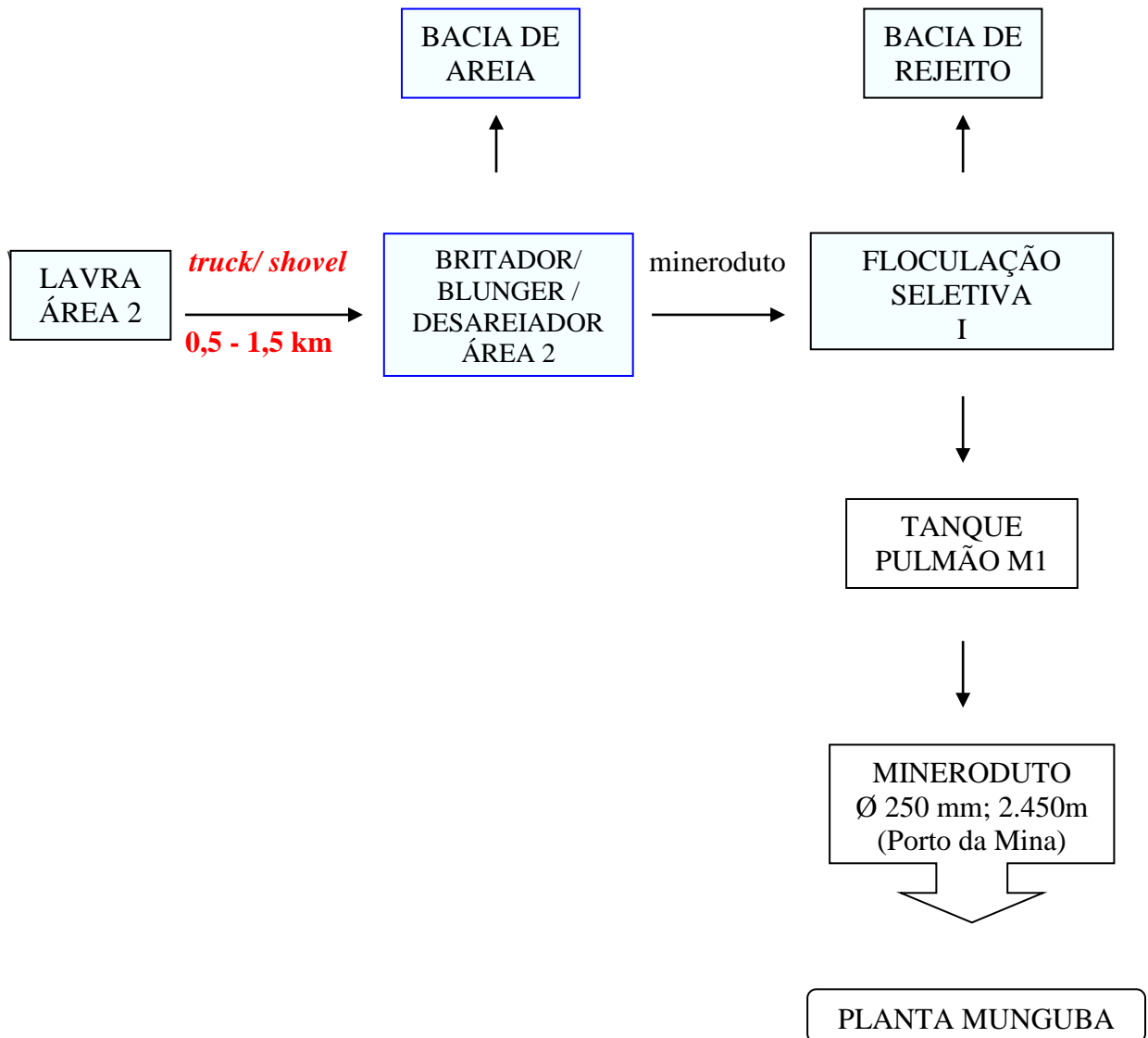
**3.3.2.1. Britador/blunger/desareamento** permanecendo na posição atual, e o ROM lavrado/transportado por shovel/caminhão ou sistema *feeder-breaker (Fb)/transportador de correia (Tc)*.

Esta opção consiste na manutenção da estrutura atual de pré-tratamento com a introdução das melhorias mencionadas no item anterior (britador e hidrociclones). Favorável a esta opção é o não deslocamento da instalação atual para a “Área 2”, caso contrário, será necessário uma parada de aproximadamente de 20 a 30 dias do pré-tratamento para a transferência dos equipamentos. No entanto, ter-se-á a necessidade de transportar o minério ROM por caminhão (maior custo operacional) ou por transportador de correia (menor custo operacional) até a moega atual. A seguir, o fluxograma da alternativa proposta:



### 3.3.2.2. Britador / blunger / desareamento situados na base do platô da Área 2.

Instalação da estrutura de pré-tratamento do ROM em ponto paralelo ao eixo principal do jazimento onde a distância média de transporte ao longo do tempo deverá ser a menor possível. Todo o minério será transportado por caminhão até o pré-tratamento na base do platô. A 2ª etapa do tratamento, floculação seletiva, continua na locação atual. Deverá ser prevista a construção de uma bacia de rejeitos que absorverá os efluentes de ambos os processos como na opção anterior (3.3.2.1.).



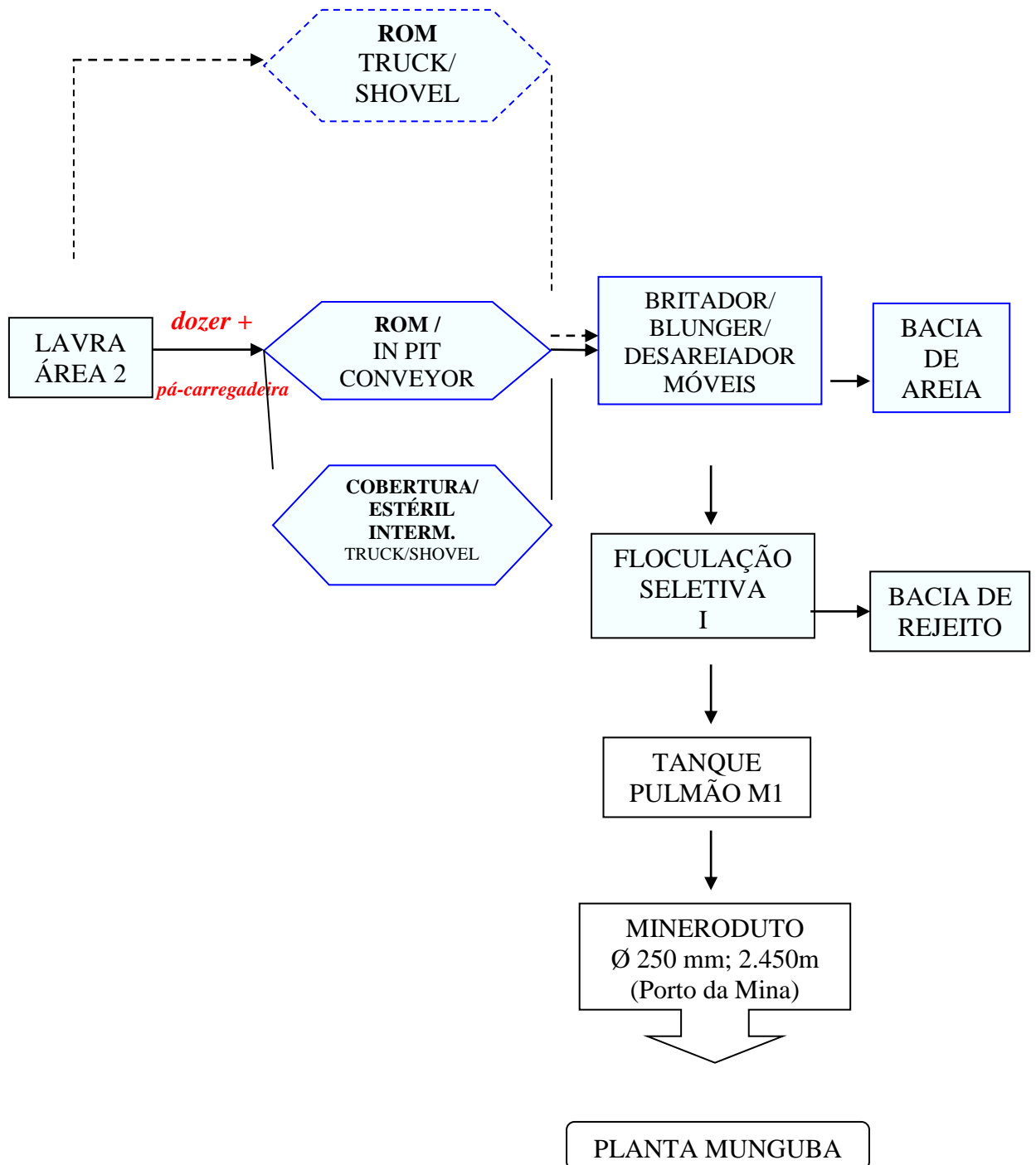
**3.3.2.3. Britador/blunger/desareizador móvel** na cava da Área 2 e **transportador de correia móvel (Tc)** alimentado por pá-carregadeira que opera em conjunto com tratores-de-esteira ou *truck-shovel*:

Essa opção consiste em instalar na própria cava um sistema móvel de pré-tratamento alimentado por um britador e transportador de correia móvel.

A lavra do minério nesse tipo de opção pode ser executada por tratores-de-esteira de grande porte (CAT D-9 ou maior) cortando a bancada em sentido descendente operando em conjunto com pá-carregadeira sobre pneus (*wheel loader* CAT 988 ou maior) alimentando o sistema de correias. Para máquinas desse porte projetar-se-iam bancadas de 10-12 m de altura, reduzindo a seletividade na lavra.

Será avaliada economicamente a alimentação direta do sistema *blunger* móvel (*in pit*) proposto com *truck-shovel*, melhorando assim a seletividade da lavra.

Tanto a cobertura como estéril intermediário serão necessariamente retirados por *scraper/dozer* ou *truck/shovel*.



## 4. Projeto da mina

### 4.1. Volumes e tonelagens da jazida Área 2

Os números que formarão a base de dados da jazida para pré-avaliação econômica têm como fonte *Peroni (1998)*; na Tabela 4.1 são encontrados os volumes *in situ* e tonelagem correspondente:

Tabela 4.1 – Volumes e tonelagens da Área 2, *Peroni (1998)*

	Cobertura	Estéril	<i>Produto 1</i>	<i>Produto 2</i>	<i>Produto 3</i>
Volume (m <sup>3</sup> )	8.072.006	1.147.014	3.647.064	4.194.494	4.363.421
Tonelagem (t)	14.126.009	2.236.678	7.111.775	8.175.363	8.508.671
Densidade	1,75	1,95	1,95	1,95	1,95

Para efeito de dimensionamento dos equipamentos de lavra e pré-tratamento e a determinação da vida útil da mina (Área 2) adotou-se para a jazida os valores da Tabela 4.2:

Tabela 4.2 – Volumes e tonelagens adotados para o estudo de pré-viabilidade da Área 2.

(*) em milhões	Cobertura	Estéril	Minério
Volume (M* m <sup>3</sup> )	8,07	4,79	8,56
Tonelagem (M*t)	14,12	9,34	16,69
Densidade	1,75	1,95	1,95

A relação estéril/minério obtida a partir da Tabela 4.2 é de 1,50 : 1 (1,5 t<sub>est.</sub> : 1 t<sub>min.</sub>) ou o equivalente 0,77 m<sup>3</sup><sub>estéril</sub> : 1 t<sub>minério</sub>, onde o estéril é composto pelo capeamento, estéril intermediário e produto 1. Conforme *Peroni (1998)*, a tonelagem de minério para efeito de avaliação preliminar é formada pelo caulim que tem potencial de produção dos produtos 2 e 3. A subavaliação do potencial da reserva deve-se ainda à pequena quantidade de furos (sete) de prospecção na área em estudo (malha 200 m x 200 m), cujo platô tem superfície aproximada

de 60 ha. As reservas avaliadas não correspondem à totalidade do platô. Foram consideradas 16,7 milhões de toneladas de reservas recuperáveis e passíveis de beneficiamento. Não foi considerado o fator de recuperação na lavra que é de 90 - 95% para esse tipo de operação, visto que as reservas medidas são preliminares e a jazida tem potencial de ampliação dos volumes recuperáveis.

## **4.2. Escala de produção e vida da mina (Área 2)**

### **4.2.1. Produção projetada**

A *Fórmula de Taylor* foi utilizada para determinação de vida útil da mina e escala de produção para reservas lavráveis de 16,7 milhões de toneladas na Área 2.

$$\text{- Vida da Mina} = 0,2 \times 16,7 \text{ Mt}^{0,25} = 12,8 \text{ anos} \quad \text{e,}$$

$$\text{- Produção Anual} = 5 \times 16,7 \text{ Mt}^{0,75} = 1,31 \text{ Mt/ano de caulim ROM}$$

Os valores projetados por *Simonetti e Caillol (1998)* correspondem à produção de 1,65 milhões de toneladas de ROM nos anos 2000 e 2001.

Como a Área 2 deverá entrar em produção em 2002 e, apesar da estimativa por *Taylor* sugerir 1,31 Mt/ano como a melhor relação investimento/escala de produção para uma reserva de 16,7 Mt, será adotada a escala planejada pela Empresa.

### **4.2.2. Vida da mina (Área 2)**

Portanto, a vida da mina ou período de exploração projetado nessa avaliação para a Área 2 será de 10 anos, período considerado marginal para a recuperação do investimento e principalmente transpor as flutuações de mercado. Período em torno de 15 anos é mais indicado, principalmente considerando-se o momento de instabilidade que atualmente vivemos. Todavia, como é a atual política da Empresa, operar a lavra com terceiros e lembrando que a maior parcela do investimento (a planta de branqueamento do caulim e infraestrutura) já foi realizada, esta observação se torna irrelevante.

### **4.2.3. Horas trabalhadas**

Para o dimensionamento dos equipamentos, considerou-se a lavra operando em 1 turno diário de 12 horas e 7 dias por semana e o pré-tratamento (blunger) em 2 turnos diários de 12 horas e 7 dias semanais.

O número de dias programados de produção por ano (52 semanas e 7 dias/semana e 30 dias/ano de chuvas\* com mais de 5mm):

Dias possíveis	(52x7=)364
Feriados	-11
Dias de chuva	(353/365x30=)-29
Paradas e interrupções não previstas	-4
Total de dias trabalhados (ano)	320
Total de horas programadas para a produção (ano)	(320x1x12=)3840 ou (320x2x8=)5120

(\*) Esta é uma estimativa grosseira, pois o levantamento pluviométrico obtido não consta o número de dias do mês com chuva torrencial (> 5 mm), situação que obriga a parada da produção para recuperação de estradas e drenagem. Considerou-se 30 dias de produção perdidos, somados principalmente nos meses de fevereiro, março, abril e maio, quando as chuvas podem ultrapassar 300 mm de precipitação mensal.

#### 4.2.4. Horas disponíveis

As horas disponíveis incluem o tempo perdido ou não produtivo resultante de quebra de equipamento. Já as horas não utilizadas são devidas a fatores organizacionais do trabalho como mudança de turno, refeições, etc. Estimaram-se as perdas de tempo nas tabelas 4.3 e 4.4, não incluídas as perdas por quebra de equipamento (disponibilidade mecânica) que foram analisadas caso a caso. O fator de utilização foi estimado a partir das Tabelas 4.3 e 4.4:

Tabela 4.3 – Um turno diário.

Horas de turno	12
Intervalo	- 0,3
Intervalo (refeição)	- 0,6
Horas disponíveis p/turno	11,1



Pode ser expresso em:  $(11,1/ 12) \times 60 = 56 \text{ min/ h}$  para um turno de operação ou fator de utilização igual a  $56/60$  (93,3%) .

Tabela 4.4 – Dois turnos diários.

Horas de turno	12	8
Troca de turno	- 0,2	- 0,2
Intervalo	- 0,3	0
Intervalo (refeição)	- 0,6	- 0,6
Horas disponíveis p/turno	10,9	7,2

Ou  $(10,9 / 12) \times 60 = 54 \text{ min/h}$  para dois turnos de operação ou fator de utilização igual a  $54/60$  (90%) que é idêntico para o turno de 8 h.

Os fatores de utilização serão aplicados no dimensionamento dos equipamentos de lavra e transporte e não na determinação da produção requerida (ver anexos de 1 a 15). A multiplicação desses fatores dá origem à eficiência da operação que relaciona as horas programadas e as efetivamente trabalhadas pelo equipamento.

#### 4.2.5. Produção requerida

A Tabela 4.5 apresenta taxas horárias, diárias, mensais e anuais de produção objetivando a exaustão da jazida num período de 10 anos com base em 3840 h/ano (1 turno diário de 12 horas) e 5120 h/ano (2 turnos de 8 horas) somente para a opção de transporte do minério por caminhão até o *blunger* atual (item 3.2.1):

Tabela 4.5 - Taxas de produção.

		1 turno-12 h	2 turnos-8 h
<b>CAPEAMENTO</b>	Anual	807.000	-
	Mensal	67.250	-

<b>(m<sup>3</sup>)</b>	Diária	2.242	-
	Horária	210	-
<b>Estéril (m<sup>3</sup>)</b>	Anual	479.000	-
	Mensal	39.917	-
	Diária	1.330	-
	Horária	125	-
<b>Minério (t)</b>	Anual	1.650.000	1.650.000
	Mensal	137.500	137.500
	Diária	5.156	5.156
	Horária	430	322

Utilizando o mesmo raciocínio para **alimentação da moega e pré-tratamento (blunger fixo)** que operam hoje em dois turnos de 12 horas, 7 dias por semana e 349 dias por ano (não considerado dias de chuva) ou 8.376 h/ano; tem-se uma taxa de alimentação requerida na moega (Tabela 4.6):

Tabela 4.6 – Taxa de alimentação da moega

		2 turnos - 12 h
<b>Minério na moega e blunger fixo (t)</b>	Diária	4.728
	Horária	197

### 4.3. Projeto da cava

#### 4.3.1. *Contour mining*

O perfil geológico médio da jazida – *Peroni (1998)* – descreve para a Área 1, que pode ser extrapolado para a Área 2, basicamente duas zonas distintas – a zona laterítica que chamamos de cobertura e a zona caulínica que é a mineralização de interesse. A zona laterítica é composta na parte superior por uma argila aluminosa de espessura aproximada de 15 m e logo abaixo por um banco de argila aluminosa caulínica de 10 m de espessura, totalizando aproximadamente 25 m de *overburden* ou capeamento. A zona caulínica com 30-35 m de espessura é subdividida em caulim superior, caulim arenoso e caulim inferior. Nesse pacote encontraram-se os caulins de interesse econômico (produtos 2 e 3), o produto 1 não valorizado nesta avaliação e o estéril (caulim arenoso).

Independente dos equipamentos empregados, a lavra é do tipo *Contour Mining* com recuperação simultânea das áreas mineradas (*haul back method*). O método de lavra *Area Mining* com o uso de *walking dragline* ou *bucket-wheel excavator* deve ser descartado em função da topografia acidentada da região (em platôs) e pela pequena área do platô avaliado - Área 2 - (1.300 m x 500 m).

Utilizando retro-escavadeira (CAT 325B) as bancadas deverão necessariamente ter altura máxima de 4 m, isto em função das dimensões do equipamento. A retro deverá escavar e carregar a partir do topo da bancada e o caminhão posicionado na praça inferior.

O ângulo de inclinação da face da bancada poderá chegar a 70°-80° pela sua pequena altura melhorando o desempenho do equipamento. Acredita-se que a inclinação final do *pit* deva ser mantida entre 20°-30° como é aplicado atualmente. Quando da utilização de *scraper* ou *bulldozer* mantêm-se os padrões hoje aplicados.

Quanto à drenagem do fundo da cava, ela é feita por gravidade, através de manilhas de concreto nas passagens ou estradas, não necessitando de bombeamento em razão da mina ser de encosta.

#### 4.3.2. Seleção do equipamento

A descrição dos equipamentos de lavra, incluindo elementos básicos para determinação da produção, tais como, estimativa de tempo de ciclo para trajetos, empolamento do material, foram obtidos a partir da bibliografia, e as densidades foram

obtidas dos relatórios da própria Empresa. Dados técnicos dos equipamentos, inclusive valores de custo de capital e de operação foram obtidos a partir de guias internacionais de estimação de custos como: *Cost Estimation Handbook for Australian Mining Industry* e *Mine and Mill Equipment Costs-Western Mines (Branch, 1993)* e *MINTEK (Ruhmer,1996)* e manuais de fabricantes.

Os equipamentos de lavra foram dimensionados para 1 turno de 12 horas (3.840 h/ano), 320 dias anuais e duas equipes (1 trabalhando e outra folgando).

Os tempos de ciclo dos caminhões (CAT 250) nessa estimativa foram prejudicados em função do pequeno tamanho da concha das retro-escavadeiras, variando de 1,1 a 1,8 m<sup>3</sup>. Em nossa estimativa, a carga do caminhão é completada com 8 a 13 conchas ou ciclos, quando o indicado é 3 a 6 conchas por carga. Foi a opção do autor, em função destas máquinas, que são de fabricação nacional e estarem facilmente disponíveis no mercado, serem compactas e de fácil manutenção.

Na operação dos *motorscrapers* considerou-se o fator de disponibilidade mecânica média igual a 80%, considerado baixo para equipamento novo ou até 2 anos (6000 horas). Isto, em função de um esforço considerável desse tipo de equipamento no carregamento do material e, esse fator escolhido abriga também a incapacidade da máquina operar em piso enlameado. Para os caminhões e retro-escavadeiras o fator é 90%, dentro do que hoje é exigido em contratos de manutenção com máquinas novas ou seminovas.

A seguir apresenta-se o quadro resumo (Tabela 4.7) onde constam os principais equipamentos de lavra selecionados (todas as opções de equipamento foram avaliadas) para cada alternativa proposta no capítulo 3 (Fluxogramas para a Área 2). As tabelas com os parâmetros e cálculos para seleção e quantificação das frotas encontram-se na seção de anexos no final deste trabalho. Não foram consideradas unidades reservas. Sugere-se manter em *stand-by* subconjuntos como: motor, transmissão, sistemas de injeção e elétrico/ eletrônico ao invés de máquinas reserva. Os equipamentos auxiliares serão relacionados em separado.

Tabela 4.7 - Opções de equipamento relacionadas com opções de lavra

Alternativa Equipamento	Lavra da Área 2 com transporte até o (blunger locação atual)	Lavra da Área 2 Com transporte até a base do platô lavrado (blunger fixo)	Lavra da Área 2 com <i>in-pit conveyor</i> e blunger móvel
Scraper	<b>Capeamento:</b> 2 un. 330 hp <b>Estéril:</b> 1 un. 330 hp		
		<b>Minério:</b> 3 un. 330 hp	
Trator-de-esteiras (pusher)	<b>Capeamento:</b> 1 un. 405 hp. <b>Estéril:</b> 1 un. 405 hp		
		<b>Minério:</b> 1 un. 405 hp	
Retro-escavadeira	<b>Capeamento:</b> 1 un. 177 hp <b>Estéril:</b> 1 un. 134 hp		
	<b>Minério:</b> 1 unidade de 177 hp		
Caminhão articulado	<b>Capeamento:</b> 2 un. 218 hp. <b>Estéril:</b> 2 un. 218 hp.		
	<b>Minério:</b> 4 un. 218 hp	<b>Minério:</b> 3 unidades de 218 hp	

<div style="border: 1px solid black; padding: 2px; width: fit-content; margin: 5px auto;">Alternativa</div> <div style="border: 1px solid black; padding: 2px; width: fit-content; margin: 5px auto;">Equipamento</div>	Lavra da Área 2 com transporte até o (blunger locação atual)	Lavra da Área 2 Com transporte até a base do platô lavrado (blunger fixo)	Lavra da Área 2 com <i>in-pit conveyor</i> e blunger móvel
Trator-de-esteiras <i>(dozer)</i>	<b>Bota-fora – capeamento e estéril:</b> 1 unidade de 240 hp		<b>Minério:</b> 1 un. de 405 hp
Pá-carregadeira	NÃO		<b>Minério:</b> 1 un. de 800 hp
Correia transportadora extensível <i>(in-pit conveyor)</i>	NÃO		<b>Minério:</b> 1 un. de 150 hp 610 mm x 300 m
<i>Feeder-breaker</i>	<b>Minério:</b> 1 un. 150 hp	NÃO	
Correia transportadora <i>(overland conveyor)</i>	<b>Minério:</b> 1 un. de 500 hp 610 mm x 1700 m	NÃO	
Correia <i>stacker</i>	<b>Minério:</b> 1 un. de 60 hp 915 mm x 45 m	NÃO	

#### 4.3.2.1. Equipamentos auxiliares da lavra e instalações

Os equipamentos auxiliares (Tabela 4.8), apesar de constituírem um custo extra, são importantes na manutenção das condições de trabalho do canteiro ou área de produção. Por exemplo, quando da ocorrência de chuvas torrenciais pode-se retomar rapidamente as operações tendo o suporte de máquinas de tamanho compatível ao da cava. Por outro lado, na estação seca, onde a poeira reduz a visibilidade, conseqüentemente aumentando o tempo médio de ciclo e probabilidade da ocorrência de acidentes. A poeira reduz a vida de determinados componentes do equipamento, sendo assim a necessidade do caminhão tanque ou pipa. O caminhão de serviço ou comboio de lubrificação e abastecimento das máquinas de baixa mobilidade como retro-escavadeiras e tratores, evitando o deslocamento diário até a oficina para completar níveis e lubrificação; e outros equipamentos estacionários. O fator de utilização dos equipamentos auxiliares para efeito de estimação do custo operacional unitário (U\$/t<sub>ROM</sub>), será de 50% em 2 turnos de 8 horas, 7 dias por semana e 2560 horas anuais (320 dias/ano).

Considerou-se no investimento uma oficina de campo equipada, estação de abastecimento, um pequeno escritório e refeitório em complemento às estruturas existentes hoje na Área 1. Previu-se um sistema computadorizado de despacho no carregamento e transporte da lavra, a fim de otimizar e informar em tempo real as operações ao planejamento e controle da mina, podendo esse sistema ser geoposicionado para controle de blocos com base no modelo geológico da jazida.

Tabela 4.8 - Equipamentos auxiliares e instalações

<b>Equipamento/ Instalação</b>	<b>Descrição</b>
Motoniveladora	125 hp ; lâmina de 3,7 m
Caminhão de serviço	82 hp , grua para 4 t , compressor de ar 35 cfm a 100 psi
Comboio	82 hp, 2.500 l diesel, 660 l óleos, compressor ar - 35 cfm a 100 psi
Caminhão pipa	175 hp , tanque de água de 18.900 l
Retro-escavadeira	102 hp , 16,3 t , caçamba 0,5 m <sup>3</sup> , alcance 5,5 m
Pick-up (4 unidades)	130 hp, diesel, 4x4 , 1 tonelada

Estação de combustível	2 tanques cap. unitária 55.000 l (total 110.000 l)
Oficina	540 m <sup>2</sup>
Prédio de apoio	200 m <sup>2</sup> (escritório de campo e refeitório)
Sistema de despacho e geoposicionamento	Sistema computadorizado para 20 unidades
Linha de transmissão	11 kV ; 2 km



## 5. Pré-tratamento

### 5.1. Alimentação da moega

A seguir encontra-se o dimensionamento do equipamento para alimentação da moega (197 t/h), conforme os métodos de transporte do minério ROM selecionado na Tabela 4.7 do item 4.3.2:

- a) Com *scraper* ou caminhão abastecendo as duas pilhas de ROM, por exemplo, pilhas de 70 m x 70 m x 6 m com capacidade total de 115.000 t ou 25 dias de alimentação da moega. Quando possível os caminhões alimentando diretamente a moega, evitando a onerosa operação trator/pá-carregadeira. A operação da pilha é a mesma executada atualmente. Para atender a taxa de produção selecionou-se um trator-de-esteira de 37t e 305hp para empurrar o material até uma pá-carregadeira sobre pneus com concha de 3,3 m<sup>3</sup>, potência de 220 hp e 20,3 t (**ver anexo 15**).
- b) Com o transportador de correia (*overland conveyor e stacker*) alimentando o pátio estocagem de ROM, a formação das pilhas será por uma correia *stacker* (dimensões 915 mm x 45 m) suspensa por cabos e motor elétrico de 60 hp. Em função do tamanho das pilhas e da característica argilosa e umidade do minério, acredita-se que as pilhas devam ser retomadas pelo mesmo sistema do parágrafo anterior, isto é, trator e pá-carregadeira, abrindo-se mão de sistemas de menor custo como retomadores (*reclaimer*) ou alimentadores de base de pilha.

### 5.2. Misturador (*blunger*)

Foram levantados os principais equipamentos para efeito de análise de custo, não tendo em mãos o projeto de modificação do misturador atual. Portanto, os equipamentos aqui relacionados poderão não corresponder a realidade, em tamanho e número, especialmente os tanques. Mas, em se tratando de uma pré-avaliação espera-se estar dentro dos limites toleráveis de erro de avaliação ( $\pm 25\%$ ).

Não está incluído o britador na instalação quando do uso do sistema de correia transportadora (*overland conveyor*), já que é necessária a instalação do *feeder-breaker* na alimentação dessa correia.

### 5.2.1. Dimensionamento da planta (*blunger*)

O pré-tratamento (*blunger*) tem produção requerida de 197 t/h (item 5.4). Equipamentos como grelha, britador, alimentador, tanques desagregadores e desareadores são duplos (2 linhas) em função das eventuais paradas para desagregar o minério quando este está úmido e aderido às estruturas ou por motivo de paradas de manutenção. Estimou-se a alimentação dos hidrociclones com polpa 30% de sólidos. A Tabela 5.1 resume os principais equipamentos que compõem o *blunger* fixo :

Tabela 5.1 – Principais equipamentos que compõem o *blunger* ou misturador.

Equipamento	Descrição
Grelha vibratória	2 unidades; 1,5 m x 3 m ; um <i>deck</i> ; 30 hp
Britador de rolos dentados	2 un.; 1000 mm x 610 mm ; abertura 76 mm ; 150 hp
Alimentador de sapatas	2 unidades ; 1070 mm x 2,44 m ; 10 hp
Misturador	4 unidades; agitador Ø 1120 mm ; eixo 3,7 m ; 15 hp
Hidrociclone	10 un. Ø 254 mm; vazão=40 m <sup>3</sup> /h; corte 30 µm; pressão 3kg/cm <sup>2</sup>
Compressor de ar	Estacionário; 375 cfm; 125 psi; 75 hp
Bomba de lama (ciclones)	2 un ; centrífuga; 454 m <sup>3</sup> /h ; 30 mca ; 75 hp
Bomba de processo (areia)	2 un. ; centrífuga; 45 m <sup>3</sup> /h ; 60 mca ; 150 hp
Bomba d'água	4 un.; submersível; aço inox; 230 m <sup>3</sup> /h ; 122 mca.; 150 hp
Tanque	2 un ; em <i>fiberglass</i> ; Ø 1,8 m; H 4,5 m; vol. 11,3 m <sup>3</sup>

### 5.3. Bacia de areia

Para a deposição de rejeitos (areia) proveniente do pré-tratamento (*blunger*). Uma regra prática do MINTEK (*Ruhmer, 1996*), cita: - “a área requerida é de aproximadamente 45 ha para uma taxa de deposição de 100.000 toneladas por mês de sólidos com 55% de

umidade”. Adaptando esta condição para o caso em estudo tem-se para um teor de areia aproximado de 10% uma área proporcional de 6,2ha (anuais) para a bacia de areia. Usando-se o critério australiano (AusIMM, Branch, 1993) que estima grosseiramente a área necessária de uma barragem para perfeita consolidação dos rejeitos a razão de 40ha para 1 milhão de toneladas anuais de rejeito produzido. Logo, há necessidade de uma área anual de 6,8ha ou 68ha ao longo da vida do Área 2. O critério australiano faz também referência à água de *make-up* ou de diluição requerida, que é de 1 m<sup>3</sup> por tonelada de rejeito; daí a importância da reciclagem para a planta da água armazenada no lago a fim de manter seu nível estável.

As áreas de deposição previstas pelo MINTEK (Ruhmer, 1996) e AusIMM (Branch, 1993), em torno de 60ha nos 10 anos de lavra, é igual à área a ser lavrada, certamente criando um novo problema, para a preparação desta área. As áreas projetadas por esses métodos visam superfície suficiente para evaporação. Já por experiência do autor, e por se tratar de barragem em zona equatorial, sugere-se para este caso a adoção de sistemas de baterias de hidrociclones. Isto é, hidrociclonagem dos rejeitos recebidos na bacia, provocando uma boa separação sólido-líquido, com a água retornando para o processo, não necessitando de grandes superfícies de evaporação. São encontrados três exemplos de deposição com hidrociclones, todos na Bahia, mina de ouro em Fazenda Brasileiro – CVRD e ouro também em Jacobina e Maria Preta (as duas últimas paralisadas). Os valores orçados para a construção das bacias de areia, duas etapas de US\$ 300.00, foram obtidos através da programação de investimento da própria Empresa.

## 6. Mão-de-obra

A mão-de-obra necessária será distribuída por tarefas ou etapas do processo como por exemplo: a operação de decapeamento, do estéril, do minério (lavra e transporte) e serviços auxiliares da lavra que operam com duas equipes de revezamento (12hx24h) em 1 turno de operação de 12 horas e manuseio das pilhas de estoque e planta de pré-tratamento com 3 equipes de revezamento em 2 turnos diários (12hx24h).

Supervisão, topografia e planejamento da mina em turno único de 8 h e 5 dias por semana, exceto a supervisão de turno de produção. Os serviços gerais serão considerados tarefas em separado. Vigilância e fornecimento de alimentação como serviços contratados.

Na manutenção (mecânica e elétrica), prefere-se não discriminar ou relacionar o efetivo, pois o guia de estimação de custos (*Western Mines, 1995*) adotado contempla o custo de mão-de-obra de manutenção. Poder-se-ia ter expurgado esse item que compõe o custo de operação no guia, mas por se tratar de um estudo de pré-avaliação num lugar remoto (Jarí) e sendo os equipamentos são cada vez mais complexos e necessitando de reparo especializado pelo fabricante, quando são substituídos conjuntos ao invés de peças, que por sua vez serão embarcados para reparo fora da mina onde é utilizada mão-de-obra altamente especializada. Portanto, contabilizando-se todos os itens de custo de mão-de-obra de manutenção que deverá a mina possuir, passando pelo investimento em treinamento e muitas vezes a necessidade de contratação de serviço externo, chega-se a valores unitários próximos ao do guia de estimação utilizado, que a primeira vista parece elevado para os padrões brasileiros.

### 6.1. Lavra: mão-de-obra de operação

Na Tabela 6.1 pode ser visto o efetivo total necessário para operação em um único turno dos equipamentos de lavra (capeamento, estéril, minério), relacionando as etapas ou tarefas com as opções de lavra da Tabela 4.7.

Tabela 6.1 - Opções de equipamento relacionadas com opções de lavra e efetivo para operação (1 turno – 2 equipes de revezamento).

Alternativa	Lavra da Área 2		Lavra da Área 2		Lavra da Área 2	
	Com transporte até o (blunger locação atual)		Com transporte até a base do platô lavrado (blunger fixo)		com <i>in-pit conveyor</i> e blunger móvel	
Etapa	Equipamento	Efetivo	Equipamento	Efetivo	Equipamento	Efetivo total
<b>Capeamento</b>	<i>Scraper/dozer</i>	6	<i>Scraper/dozer</i>	6	<i>Scraper/dozer</i>	6
	<i>Truck/shovel</i>	6	<i>Truck/shovel</i>	6	<i>Truck/shovel</i>	6
<b>Estéril</b>	<i>Scraper/dozer</i>	4	<i>Scraper/dozer</i>	4	<i>Scraper/dozer</i>	4
	<i>Truck/shovel</i>	8*	<i>Truck/shovel</i>	8*	<i>Truck/shovel</i>	8*
<b>Minério</b>	-	-	<i>Scraper/dozer</i>	8	-	-
	<i>Truck/shovel</i>	18 <sup>#</sup>	<i>Truck/shovel</i>	8	<i>Truck/shovel</i>	8 <sup>^</sup>
	<i>Conveyor</i>	12 <sup>##</sup>	-	-	<i>Dozer</i>	2
	Overland	12 <sup>##</sup>	-	-	<i>Pá carregadeira</i>	2
	-	-	-	-	<i>In-pit conveyor</i>	6 <sup>**</sup>

(\* ) 2 operadores no trator-de-esteiras do bota-fora (capeamento + estéril).

(\*\*) 4 na operação do trator-de-esteiras e pá-carregadeira e 2 na correia extensível.

(^ ) 8 operadores na retro-escavadeira e caminhões.

(#) 15 operadores para os caminhões e 3 para retro-escavadeira em 2 turnos diários de 8 horas.

(##) 8 operadores para a lavra do minério (caminhão e retro) e 4 na operação da correia transportadora.

## 6.2. Alimentação da moega e *blunger*: mão-de-obra de operação

A Tabela 6.2 mostra o efetivo necessário para operação em dois turnos das pilhas de estoque (item 7) e *blunger* que é composto pela moega, britador, alimentador e misturador/hidrociclonação.

Tabela 6.2 - Efetivo para operação das pilhas de estoque e *blunger*  
(2 turnos e 3 equipes de revezamento).

	Op. trator-de-esteiras	Op. pá-carregadeira	Op. <i>blunger</i>
<b>Pilhas do estoque</b>	3	3	-
<b><i>Blunger</i>*</b>	-	-	3 ou (4)*

(\*) A opção para o *blunger* móvel, opera em turno de 12 horas acompanhando o turno da lavra, portanto, terá 2 turmas de revezamento com 2 operadores por turno (total 4 operadores).

## 6.3. Supervisão, planejamento, topografia e serviços de apoio ou gerais

Equipe necessária à supervisão de operação, planejamento e manutenção. A Tabela 6.3 prevê também, operadores para os equipamentos auxiliares da lavra e mão-de-obra como auxiliares para serviços gerais.

Tabela 6.3 - Efetivo para supervisão e serviços de apoio (1 turno)

	Supervisão e planejamento	Topografia e controle	Equipamentos auxiliares 2 equipes	Serviços gerais
Técnico de nível superior	4	-	-	-
Técnico de nível médio	7	2	-	-

Operador	-	-	11	-
Auxiliar	-	3	-	7

#### 6.4. Salários, encargos e despesas mensais com empregados

O custo com mão-de-obra de operação, supervisão e controle foi estimado com base nos valores praticados pelo mercado e trabalhos de avaliação similares desenvolvidos nos últimos dois anos. O custo unitário de mão-de-obra (exclui-se o de manutenção) foi calculado na seção que se avaliou e compararam as diversas propostas de lavra e fluxograma. Por enquanto, salienta-se os valores de base de cálculo como salários mensais e despesas com o empregado. Estes valores são calculados com base no salário mensal proposto pelo trabalho para simples efeito de pré-avaliação, não traduzindo a realidade local (da Empresa). Aos salários mensais por função (Tabela 9.6) são acrescidos encargos de 120% divididos em: 70% relativo à encargos sociais e 50% de despesas diversas com o trabalhador como, alimentação, transporte, uniformes, E.P.I. e outros.

Tabela 6.4 - Despesa mensal por função (1 US\$ = R\$ 1,70)

	Salário mensal (US\$)	Encargos sociais (70%)	Despesas Gerais (50%)	Despesa mensal c/ empregado (US\$)
Técnico de nível superior	1912,00	1338,00	956,00	<b>4206,00</b>
Técnico de nível médio	882,00	618,00	441,00	<b>1941,00</b>
Operador	500,00	350,00	250,00	<b>1100,00</b>
Auxiliar	200,00	140,00	100,00	<b>440,00</b>

## 7. Investimento inicial, custo operacional horário e vida útil dos equipamentos e instalações

Nesse capítulo são discriminados os custos de aquisição, de operação e vida útil dos equipamentos até aqui estimados, independente do método ou fluxograma operacional.

Os custos de capital e operacional são obtidos a partir de guia internacional – *Mine and Mill Equipment Costs* – onde se encontram os preços de aquisição médios (em US dólar) de máquinas e equipamentos novos nos EUA; logo, não são preços finais, pois esses preços vão depender dos contratos negociados ou situação dos mercados no período de implantação do projeto.

Ao custo de capital ou aquisição acrescentou-se para tratores-de-esteira de grande porte e caminhões articulados despesas com importação e transporte como:

- Frete transoceânico de 6,5% fob
- Imposto de importação de 19% cif para *bulldozer* CAT D-9 e 3% D-10
- Imposto de importação de 19% cif para o caminhão articulado CAT D-250 e, pá-carregadeira CAT 992
- Tarifa portuária de 3% cif
- Transporte terrestre 1% cif

Para os outros equipamentos e instalações, de fabricação nacional, incidiu sobre o valor do guia de estimação:

- Fretes e tarifas portuárias iguais a 10,5% fob

Os valores para custo de operação horário contido no guia de estimação assumem que o equipamento está trabalhando continuamente e sob condições médias de operação. Custos relativos à depreciação, infra-estrutura necessária, despesas gerais como seguros e revisões (*rebuild*) não estão incluídas, inclusive o custo relativo a operadores. Compõem o custo médio de operação: peças, mão-de-obra de manutenção, diesel, energia elétrica, lubrificante e pneus. Os valores unitários adotados para combustível e energia elétrica são:



- Diesel posto da Empresa: 0,370 R\$/l (incluído reajuste\* ~ 15 %) ou 0,218 U\$/l (1U\$= 1,70\*\* R\$)
- Energia elétrica gerada pela Empresa: 0,120 R\$/kWh (incluído fração do reajuste\* diesel e lubrificantes ~10,7 %) ou 0,070 U\$/kWh (1U\$= 1,70\*\* R\$)

(\*) Base março-abril/99.

(\*\*) Previsão para o dólar americano para 1999/2000.

A vida útil dos equipamentos foi estimada a partir da composição entre os valores do manual do fabricante e do guia australiano AusIMM; isto porque, há variação entre as fontes e a vida útil estimada para o equipamento reflete diretamente na rentabilidade do projeto (NPV) sob a forma de reinvestimento.

### 7.1. Equipamento de lavra e transporte

A Tabela 7.1 apresenta os vários equipamentos selecionados para as operações de lavra e transporte do minério, independente do sistema escolhido, sua vida útil e seus respectivos custos de capital e operação:

Tabela 7.1 - Equipamento de lavra e transporte do minério.

Equipamento	Vida útil(h)	Valor de tabela (US\$)	Custo de capital (US\$)	Custo de operação (US\$/h)
Scraper, standard – 330hp cap.21,7t	16000	433.000,00	478.465,00	33,64
Trator-de-esteira – 405hp 102t(CAT D-9)	20000	546.000,00	715.000,00	27,34
Retro-escavadeira – 177hp 28,1t 4,21m alcance	12000	262.000,00	290.283,50	15,01
Caminhão articulado – 218hp 25t, 6x6	15000	299.000,00	391.675,05	13,65
Trator-de-esteira - 240hp 24,4t(CAT D-7)	15000	352.600,00	389.623,00	18,83
Retro-escavadeira – 134hp 20,7t 4,02m	12000	191.000,00	211.055,00	11,11

alcance				
Pá carregadeira – 800hp 87t concha 10,4m <sup>3</sup>	20000	1.102.000,00	1.443.564,90	66,02
Correia transp. Extensível – 200hp 672t/h 762mmX300mm	60000	697.845,00	771.118,73	59,37
Correia transp.(overland) – 600hp 672t/h 762mmX1700mm	12000 0	1.987.482,00	2.196.167,61	129,60
Feeder-breaker – 175hp 322t/h	12000 0	141.500,00	156.357,00	12,00

## 7.2. Equipamentos auxiliares da lavra e instalações

Estimação da vida útil e custos dos equipamentos e instalações de apoio à lavra (Tabela 7.2):

Tabela 7.2 - Equipamentos auxiliares e instalações.

Equipamentos e instalações	Vida útil (h)	Valor de tabela (US\$)	Custo de capital (US\$)	Custo de operação (US\$)
Motoniveladora – 125hp lâmina de 3.7m	20000	185.000,00	204.425,00	11,60
Caminhão de serviço - 82hp grua para 4t	22000	71.000,00	78.455,00	5,33
Retro-escavadeira – 102hp 16,3t 5,5m alcance	15000	138.700,00	153.263,50	8,76
Comboio – 82hp, 2500l diesel, 660l óleo, compressor 35cfm	22000	95.000,00	104.975,00	6,33
Caminhão pipa – 175hp, tanque de água de 18.900l	22000	182.336,00	201.481,28	16,89
Pick-up (4 unidades) – 130hp,	10000	120.000,00	132.600,00	11,90

diesel 4X4, 1 tonelada				
Estação de combustível – 2 tanques cap.unitária 55.000l	120000	15.172,00	16.765,06	0,40
Oficina equipada 540m <sup>2</sup>	120000	400/m <sup>2</sup>	216.000,00	0.00
Prédio de apoio- 200m <sup>2</sup>	120000	200/m <sup>2</sup>	40.000,00	0.00
Sistema de despacho e geoposicionamento para 20 un.	120000	390.000,00	510.880,50	9.62
Linha de transmissão – 11kV, 2km	120000	21.000,00	23.205,00	4.00
<b>TOTAL</b>			<b>1.682.050,34</b>	<b>74.82</b>

### 7.3. Equipamentos para as pilhas de estocagem e alimentação da moega

As máquinas e equipamentos com seus respectivos custos de capital e operação para o manuseio das pilhas 1 e 2 e alimentação da moega são discriminadas na Tabela 7.3:

Tabela 7.3 - Equipamento para estocagem de rom e alimentação da moega.

Equipamento	Vida útil (h)	Valor de tabela (US\$)	Custo de capital (US\$)	Custo de operação (US\$)
Correia stacker – 60hp, dimensões 915mmX45m	60000	89.000,00	98.345,00	10,38
Trator-de-esteira – 305hp, 37t (CAT D-8)	22000	422.000,00	466.310,00	21,85
Pá carregadeira – 220hp, 20,3t, concha 3.3m <sup>3</sup>	20000	242.000,00	267.410,00	16,77
<b>TOTAL</b>			<b>832.065,00</b>	<b>48,99</b>

## 7.4. Pré-tratamento

### 7.4.1. Investimento inicial

O pré-tratamento tem seu custo de capital composto de duas etapas: a primeira na qual são avaliados os principais equipamentos que compõem o *blunger* ou misturador e, a segunda etapa é aquela onde se aplica a Estimção Fatorada (*Mular 1990*) na Tabela 7.5, objetivando obter-se o valor do custo de capital ou investimento inicial necessário para a construção e montagem da planta (misturador). Pela simples fatoração dos componentes ou partes de uma planta chegou-se a valores muito próximos da realidade, os quais abrigam todos os outros componentes e sua instalação como: tubulações; fiações, quadros, Ccms e outros componentes elétricos, obras civis de base e prediais, custos com projeto de engenharia, gerenciamento da obra e fiscalização (EPCM). Todos esses itens fazem parte da estimção fatorada de *Mular*.

Os fatores projetados pertencem a faixas predefinidas por *Mular* (Tabela 9.5) que traduzem o grau de sofisticação ou de complexidade tecnológica, geográfica ou condição climática que interferirão no projeto e execução de um item que compõe o custo de implantação (capital) da planta ou processo.

A Tabela 7.4 apresenta os principais equipamentos que comporiam um misturador ou *blunger* fixo.

Equipamentos e instalações	Vida útil (h)	Valor de tabela (US\$)	Custo de capital (US\$)	Custo de operação (US\$)
Grelha vibratória (2), 1,5mx3m, 1deck, 30hp	120000	88.550,00	97.847,75	4.54
Britador duplo rolo (2), 150 hp, 1000mmx610mm, abertura 76mm	120000	224.056,00	247.581,88	15.12
Alimentador de sapatas (2), 1070mmX2.44m, 10hp	120000	82.756,00	91.445,38	2.66
Misturador (4) agitador Ø 1120mm, eixo 3.7m, 15hp	120000	160.680,00	177.551,40	6.94

Hidrociclone (10), Ø 254mm, azão=40m³/h	120000	38.800,00	42.874,00	0.30
Compressor de ar (estacionário) 375cfm, 125psi, 75hp	120000	12.946,00	14.305,33	6.77
Bomba de lama (2), 454m³/h, 30mca, 75hp	120000	22.684,00	25.065,00	4.60
Bomba de processo (2), 45m³/h, 60mca, 150hp	120000	51.602,00	57.020,21	8.64
Bomba d'água (4),submersível, aço inox,230m³/h, 122mca, 150hp	120000	62.652,00	69.230,46	16.53
Tanque (2), em fiberglass, Ø 1.8m, H 4.5m, vol. 11.3m³	120000	4.924,00	5.441,02	0.09
<b>TOTAL</b>			<b>828.363,25</b>	<b>66.18</b>

É importante lembrar que nessa instalação a Empresa optou por equipamentos em duplicidade na moega, britagem e alimentação por razões já comentadas em seção anterior. As bombas de processo e água são também aos pares por ser regra em projetos de plantas, isto é, uma bomba em operação e outra em manutenção ou *stand-by*. Isso, em função das bombas de polpa principalmente, terem grande desgaste e necessitarem de constante manutenção.

Tabela 7.5 - Estimação fatorada (*Mular*) para o *blunger* fixo.

Nº Ord.	ÍTEM	EQUIPAMENTOS (US\$)	X FATOR	CUSTO (US\$)
1	Preço de compra dos principais equipamentos			828.363,00
2	Instalação dos equipamentos	828.363.00	0.22	182.239,86
3	Instalação de tubulações	828.363.00	0.10	82.836,30

4	Instalação elétrica	828.363,00	0.15	124.254,45
5	Instrumentação	828.363,00	0.03	24.850,89
6	Prédio de processo	828.363,00	0.15	124.254,45
7	Preparação do terreno	828.363,00	0.10	82.836,30
8	Equipamentos e instalação	(Somatório de 1 a 7)		1.449.635,25
9	EPCM Custos (Eng., Procur., Constr. e Gerenciamento)	1.449.635,25	0.12	173.956,23
10	Custo total instalado	(Somatório de 8 e 9)		1.623.591,48
<b>CUSTO TOTAL DE CAPITAL</b>				1.623.591,48

Por analogia considerou-se o custo de capital do *blunger móvel* (430 t<sub>ROM</sub>/h) e todo aparato que o cerca, como tubulações e rede elétrica, mais taxas de importação, aproximadamente igual ao de uma planta móvel equivalente (380 t/h de alimentação). Considerou-se o investimento no *blunger móvel* em torno de US\$ 1.460.000,00. Valor que se encontra no guia de estimação (*Mine and Mill Costs*, 1995) para uma planta móvel para tratamento de aluvião mais um britador de rolos e acrescidas as taxas de importação, transporte e portuárias, assim como a adição dos custos EPCM (6%) e contingências (15%).

#### 7.4.2. Custo de operação

Para o *blunger* fixo chegou-se, com base no guia de estimação, a US\$ 66,18/h ou US\$ 0,33/t<sub>ROM</sub> de custo operacional (alimentação de 197 t/h) relativo à manutenção dos equipamentos e energia elétrica consumida, não considerando reagentes e mão-de-obra de operação. Já para o *blunger móvel* (430 t<sub>ROM</sub>/h) este valor deverá ficar em torno de US\$ 60,00/h ou US\$ 0,14/t<sub>ROM</sub>.

Quanto aos reagentes usados nesta etapa do processo, é empregado o hexa-meta fosfato de sódio (consumo específico de 2,2 kg/t<sub>ROM</sub>) e o carbonato de sódio ou barrilha (consumo específico de 0,6 kg/t<sub>ROM</sub>). Isto representa em termos de custo de operação, os dois componentes somados, US\$ 2,75/t<sub>ROM</sub> para hexa-meta fosfato de sódio e US\$ 0,16/t<sub>ROM</sub> com

barrilha, totalizando US\$ 2,91/t<sub>ROM</sub> com reagentes nesta fase ao câmbio de R\$ 1,70 por dólar americano.

Portanto o custo operacional (sem mão-de-obra) projetado para o pré-tratamento (misturador) a ser usado nessa etapa da avaliação será de:

- *Blunger* fixo = US\$ 3,24/t<sub>ROM</sub>.
- *Blunger* móvel = US\$ 3,06/t<sub>ROM</sub>.

## **8. Avaliação econômica**

Até agora foram cumpridas as etapas básicas necessárias para um estudo de avaliação econômica. O trabalho proposto tem seu início propriamente dito neste capítulo, onde serão comparadas as propostas de lavra e pré-tratamento apresentadas no capítulo 3. Doravante os custos de operação horários e mensais para melhor comparação dos fluxogramas propostos, serão expressos em US\$/m<sup>3</sup> (capeamento e estéril) e US\$/t<sub>ROM</sub> (minério, pré-tratamento e gerais).

## **8.1. Custo de capital e de operação para os fluxogramas propostos**

Antes do início da avaliação econômica das propostas do Capítulo 3 é necessário definir em função do investimento inicial, reinvestimento e custo operacional, quais equipamentos serão usados na lavra, isto é, decapeamento, estéril e minério.

### **8.1.1. *Truck/shovel x scraper/dozer***

Nos **Anexos 16 e 17** os valores de custo horário foram transformados em valores unitários como US\$/m<sup>3</sup> e US\$/t<sub>ROM</sub>, onde se verifica nitidamente a vantagem econômica do sistema *truck/shovel* nas operações de lavra sobre o sistema *scraper/dozer*, não necessitando qualquer método de avaliação mais elaborado para auxiliar na tomada de decisão.

- Sistema *truck/shovel* leva vantagem no investimento inicial: -29% em relação ao sistema *scraper/dozer*;
- Vantagem também no investimento total (inicial + reinvestimento) ao longo dos 10 anos de operação da mina: -21% ;
- O custo de operação é sensivelmente menor: -33% .

Portanto, apesar da margem de erro de  $\pm 25\%$  nesse tipo de avaliação, é nítida a vantagem de um conjunto sobre o outro, conclusão que a mineração brasileira chegou há pelo menos uma década; apenas foram colocados valores nessa comparação.

Logo, na avaliação final ficará descartada a operação com *scraper/dozer*. Resta comparar a lavra do minério entre *truck/shovel* alimentando diretamente o *blunger* móvel com o sistema trator-de-esteiras e pá-carregadeira (*wheel loader/dozer*) alimentando uma correia extensível (*in pit conveyor*) e na seqüência o *blunger* móvel.

### **8.1.2. *Truck/shovel x wheel loader/dozer***



Nesse comparativo (**Anexos 18 e 19**), obtiveram-se os seguintes resultados para a lavra do minério, sem considerar os demais custos de lavra como decapeamento e retirada do estéril:

- Investimento inicial 50% menor quando adotado *truck/shovel*
- Investimento total (inicial + reinvestimento) também menor (-37 %) para o sistema *truck/shovel*
- O custo de operação do sistema *truck/shovel* é a metade do *wheel loader/dozer*
- É importante lembrar que no dimensionamento da pá-carregadeira considerou-se essa máquina operando numa distância de até 100 m, portanto é necessária a utilização de uma correia transportadora extensível no interior da cava

Então, será considerada descartada, a opção de lavra do minério com pá-carregadeira e trator-de-esteiras.

### **8.1.3. Lavra e transporte do minério ROM: caminhão x correia transportadora**

Para a tomada de decisão ou no mínimo concentrar esforços futuros em estudos complementares conclusivos, a quantificação dos custos de transporte do ROM lavrado na Área 2 (por correia, caminhão ou outro meio) é fundamental na avaliação da viabilidade ou não de se manter o *blunger* na posição atual (Área 1).

No comparativo, foi considerada a operação de lavra ou extração do minério para ambas as alternativas. Os investimentos complementares como: preparação do terreno para montagem da correia, ou no caso do transporte por caminhão, o alargamento, melhoria do pavimento e sinalização da estrada.

Analisando os custos de capital e de operação dos dois sistemas propostos (**Anexos 20 e 21**) observa-se que:

- O investimento inicial de implantação da frota de caminhões para lavar e transportar o ROM é 36% menor que investir num sistema de transporte por correia (TC).

- Considerando-se o reinvestimento ao longo de 10 anos na frota de caminhões (15.000 h ou 3,6 anos por unidade), o investimento total no sistema de transporte com correia transportadora passa a ser 20% menor.
- O custo operacional é equivalente, US\$ 0,48/t<sub>ROM</sub> com caminhão e US\$ 0,53/t<sub>ROM</sub> com TC. Uma diferença a favor do caminhão que não chega a 10%, também dentro do erro de estimação de uma pré-avaliação econômica ( $\pm 25\%$ ), portanto, deverá ser desconsiderada.

Já que os números não definem claramente a preferência por um método ou outro, apenas uma pequena vantagem no investimento inicial em favor do caminhão como era esperado. A surpresa, da equivalência dos custos operacionais; esperava-se uma certa vantagem do sistema de correia transportadora; confirmando nesse item, a competitividade do caminhão fora-de-estrada em trajetos de até 4 km. A decisão passa a ser estratégica ou da política de investimento e operação da Empresa.

Um ponto que pesa, e muito, é a flexibilidade de um sistema descontínuo de transporte como é o caminhão apesar da constante manutenção deste como da estrada. O TC mesmo sendo eficiente (energia elétrica), prático, de vida útil longa e, ecologicamente, um sistema limpo é extremamente vulnerável a vandalismo e, principalmente, incêndios (da mata, por falha do equipamento ou provocado) e requer constante vigilância e supervisão. Acredita-se que para distâncias maiores, a vantagem do TC será nítida, compensando assim os riscos. Preferi-se, nesse caso particular, optar pelo sistema de transporte através de caminhões. Resta, então, comparar a viabilidade da transferência ou não do *blunger* fixo para a Área 2 ou adoção do blunger móvel na cava.

## 8.2. Comparativo: *blunger* fixo x *blunger* móvel

Como última etapa foram avaliadas as seguintes alternativas (anexos 22, 23 e 24).

1. **Alternativa 1-** manter o *blunger* na posição atual, não necessitando de qualquer investimento inicial relativo ao pré-tratamento.
2. **Alternativa 2-** transferir para a base do platô da Área 2, os equipamentos do *blunger* atual para montá-los em uma nova estrutura (fundações, prédio, canalizações, comandos, fiação elétrica e instrumentação) somente reutilizando os

equipamentos principais. O custo aproximado dessa transferência foi estimado, usando-se *Mular (Branch, 1993)*, em US\$ 725 mil.

3. **Alternativa 3- instalar** no interior da cava da Área 2-, um *blunger* móvel ao custo inicial de US\$ 1,46 milhão.

Na comparação entre as três alternativas propostas deve-se incluir os custos de investimento, reinvestimento, operacional da lavra e transporte do minério (ROM), componente importante na tomada de decisão. Os demais custos de lavra, alimentação da moega e gerais não serão considerados, pois todas as alternativas obrigatoriamente dependem de um pátio de estocagem (pilhas 1 e 2) para alimentar o misturador. Nessa condição, o investimento inicial (lavra e transporte do minério + *blunger*):

- 2,42 milhões de dólares para a **alternativa 1**
- 2,19 milhões de dólares para a **alternativa 2**
- 2,93 milhões de dólares para a **alternativa 3**

A maior variação nesse quesito é de 25% entre a alternativa **3** e a **2** favorável à transferência do misturador (*blunger* fixo) para a Área 2.

O investimento total (investimento + reinvestimento) para as três alternativas propostas é:

- 6,92 milhões de dólares para a **alternativa 1**
- 3,95 milhões de dólares para a **alternativa 2**
- 4,68 milhões de dólares para a **alternativa 3**

Analisando-se o investimento ao longo de 10 anos de operação teremos:

- a maior diferença (43%) a favor da transferência do *blunger* fixo para a Área 2 (alternativa 2) a mantê-lo na posição atual (Área 1);
- a menor diferença (16%) a favor também da alternativa **2** em relação ao *blunger* móvel (alternativa 3).

Quanto ao custo de operação, as três alternativas se equivalem, onde a maior diferença (12%) é da **alternativa 1** (US\$ 3,74/t) comparando com a **alternativa 3** (US\$ 3,29/t) . Retirando-se o custo operacional relativo à operação do *blunger*, a diferença passa ser 53% menor para as **alternativas 2 e 3** (*blunger* na Área 2). Essa relação não é conclusiva, pois o custo de operação do *blunger* representa 95% do custo total, isso em função do alto custo com reagentes nessa fase do processo. Baseado nos resultados apresentados fica mais difícil concluir qual alternativa adotar porque:

1º. É política da Empresa a operação da lavra por terceiros (contratada). Logo, a **alternativa 1** que mantém o misturador ou *blunger* na posição atual deve ser considerada por não haver necessidade de investimento, exceto na melhoria da estrada (US\$ 175 mil). Em contrapartida, o custo operacional de lavra do minério e transporte da Área 2 até a Área 1 deverá no mínimo duplicar para que remunere o capital investido pelo empreiteiro mais as taxas e despesas gerais ou indiretas. O custo operacional unitário para essa etapa de lavra passaria de US\$ 0,40/t<sub>ROM</sub> (**Anexo 22**) para US\$ 1,04/t<sub>ROM</sub> (30 % de custo indireto, 50 % de margem operacional e 20% como lucro).

2º. As demais alternativas requerem investimento inicial, tornando incorreta uma avaliação simplificada que compare o investimento entre as alternativas propostas.

3º. Para a tomada de decisão é proposto a aplicação do Método do Fluxo de Caixa Descontado (DCF), onde será simulada a rentabilidade de cada alternativa acrescida dos demais custos de produção, como custo de capital e operação para o decapeamento, estéril, minério, equipamentos auxiliares de lavra, alimentação da moega, pré-tratamento, supervisão e apoio, administrativo, taxas sobre vendas e capital de giro e pré-desenvolvimento.

4º. A metodologia consiste na geração de um fluxo de caixa simples (sem imposto e sem empréstimo) para 10 anos de produção referente a cada alternativa, onde o preço de venda do produto será fixado ou estimado para o produto semi-acabado. Para todas as alternativas, exceto a **1**, a operação da mina é com equipamento próprio. A **alternativa 1** terá fluxo de caixa para as duas situações, operação contratada e própria (investimento da Empresa).

5º. As operações de lavra serão executadas por retro-escavadeira/caminhão, condição provada e decidida ao longo desse capítulo para a Área 2 como a mais viável economicamente.

### 8.3. Resultados gerados pelo Fluxo de Caixa Descontado (DCF)

Na seqüência, são apresentados e discutidos os resultados gerados pelos DCF's com finalidade de apoio à tomada de decisão: - Qual das três alternativas apresentadas no item anterior é a mais interessante do ponto de vista econômico?

1. **Alternativa 1**, *blunger* na posição atual. Comparação da operação com recursos próprios com a operação de lavra contratada (empreiteiro). Na Tabela 8.1 os resultados econômicos a partir dos DCF's dos **Anexos 27 e 28** que, por sua vez, têm origem nos quadros resumo de custo de capital e operação dos **Anexos 25 e 26**.

Tabela 8.1 – Parâmetros econômicos para as opções de lavra com equipamento próprio ou contratado.

PARÂMETROS	Operação própria	Operação contratada
Soma dos fluxos de caixa (MUS\$)	109,59	40,52
Soma fluxos de caixa atualizados (MUS\$)	77,81	29,28
Taxa de atualização (%)	6,09	6,09
Taxa interna de retorno do C.P. (%)	133,50	220,00
Intensidade de Capital	0,26	0,05
Margem (%)	35,02	11,69
Payback (anos)	1	1
Breakeven price variation factor (%)	71,40	89,24
Cash breakeven price variation factor (%)	67,92	88,52

O preço do produto pré-acabado foi estimado em US\$ 25,00/t – FOB. De acordo com o Sumário Mineral DNPM – 1997, o preço médio em 1996 dos caulins brasileiros beneficiados e comercializados no mercado interno/ externo foi de US\$ 107,00/t - FOB.

O valor do produto estimado é bastante conservador. Não superestima a receita projetada no fluxo de caixa nessa fase do processo, onde na realidade não há comercialização. Esta foi a maneira encontrada para viabilizar a comparação entre alternativas através da análise do DCF, já que se dispôs não dos dados globais do projeto da Empresa.

O que se observa dos resultados para a **alternativa 1**, manter o *blunger* na posição atual e transportar o ROM por caminhão da Área 2 até o I (2,5 km), é o baixo nível de investimento necessário para ambas as propostas, lavra pela Empresa ou contratada – **intensidade de capital** (Invest. Inicial ÷ Receita Anual) igual a 0,26 e 0,05 respectivamente – compensando a pequena **margem operacional** (Receita Anual - Custo Op. Anual ÷ Receita Anual x 100) que é 35,02% e 11,69% respectivamente.

Por *Duchene (1997)*, o fator de intensidade de capital mede o grau de compatibilidade entre o capital inicial estimado e *turnover* projetado para um determinado projeto. Por exemplo, para a indústria de supermercados esse fator é 0,1 isto é, o investimento inicial necessário é 10% da receita bruta anual gerada pelo empreendimento; na indústria automobilística esse fator é 1. Na mineração o fator é até 2 para lavra à céu-aberto e tratamento simples e até 3 para uma mina de subsolo e minério de difícil processamento. A **margem operacional** desejada em projetos de mineração é de 50% (*Duchene, 1997*), valor que remunera o capital próprio investido (de risco) e todos os demais custos de produção, inclusive financiamento, despesas administrativas e fiscais.

Na **alternativa 1** a margem operacional é pequena, em função do preço estimado para o produto (US\$ 25,00/t) contra um custo operacional nesta fase do processo nada desprezível, US\$ 14,64/t (lavra Empresa) e US\$ 19,87/t (lavra contratada) com taxas sobre vendas incluídas, inclusive a CFEM (*royalty* federal) e ICMS (17%) que para exportação a alíquota atualmente é zero.

Analisando-se os fluxos de caixa descontados (DCF) gerados, ambas as alternativas dão altas taxas internas de retorno do capital próprio (IRR). Isto se deve ao pequeno investimento. Na pré-seleção de projetos, portanto os DCF's devem sempre como regra geral, ser analisados os dois parâmetros simultaneamente, IRR e NPV (Valor Presente Líquido) para a tomada de decisão, não desprezando o tempo de retorno do capital próprio investido. Nem sempre o projeto com a maior IRR será o mais atraente, pois a IRR parametriza o retorno do capital próprio investido, enquanto o NPV projeta ou simula em valores absolutos a rentabilidade potencial do projeto como um todo.

A taxa de atualização (a) aplicada aos fluxos de caixa anuais através da fórmula:

$$\text{Fluxo Cx. Atual.} = [\text{FCx} \div (1 + a)^{\text{ano}}]$$

usada na obtenção do NPV, foi igual à 6,09% a.a. (libor + 1%) que representa o custo básico do dinheiro (empréstimos interbancários) + 1% para inflação zero ou moeda constante.

No caso da **alternativa 1** a lavra contratada apresenta uma IRR 1,6 vez maior que a da lavra com operação própria. Analisando-se o NPV, o cenário se inverte, a lavra com operação própria gera uma riqueza atualizada 2,7 vezes maior que a lavra com operação contratada e ambas com *payback* de 1 ano. Portanto, talvez nesse caso seja preferível investir mais (capital de risco) para poder garantir um retorno econômico maior após 10 anos de operação. Para completar a relação dos parâmetros obtidos a partir do DC, tem-se o *breakeven price variation factor* e o *cash breakeven price variation factor*. Estes são fatores que medem a sensibilidade à variação do preço do produto vendável para cada cenário ou DCF. O primeiro é a variação de preço do produto que somente remunera ou repõe o capital próprio investido (NPV= 0) não mais que isso. O segundo fator - *cash breakeven* - é o valor mínimo ou fator de variação do preço do produto que paga somente os custos de operação e outras despesas, NPV= -I<sub>inicial</sub>, isto é, não remunera o capital próprio investido (I<sub>inicial</sub>). Na **alternativa 1** mais uma vez a lavra com operação própria se mostra mais atraente, onde os fatores de variação de preço se apresentam mais flexíveis, com diferenças de 17 a 20% a favor da lavra contratada.

2. **Alternativa 2**, transferência do *blunger* atual (fixo-Área 1) para a base do platô da Área 2 e a **Alternativa 3**, instalação de um *blunger* móvel na cava da Área 2. Têm seus parâmetros mostrados através dos quadros resumo de investimento e custo de operação (**Anexos 29 e 30**) e dos respectivos DCF's (**Anexos 31 e 32**). Esses parâmetros econômicos, na Tabela 8.2, são comparados entre si e com os da **Alternativa 1**:

Tabela 8.2 – Comparativo dos parâmetros econômicos obtidos.

<b>Principais Parâmetros</b> Obtidos a partir do fluxo de caixa descontado	Alternativa 1 Lavra terceiriz.	Alternativa 1 Lavra eq. próp.	Alternativa 2 transf. blunger	Alternativa 3 Blunger móvel
Soma dos fluxos de caixa (MUS\$)	40.52	109.59	120.48	124.04
Soma fix. de caixa atualizados (MUS\$)	29.28	77.81	85.97	88.34
Taxa de atualização (%)	6.09	6.09	6.09	6.09
Taxa interna de retorno do C.P.(%)	220.00	133.50	148.00	139.40

Intensidade de capital	0.05	0.26	0.25	0.27
Margem (%)	11.69	35.02	37.02	38.22
Payback (anos)	1	1	1	1
Breakeven price variation factor (%)	89.24	71.40	68.40	67.52
Cash breakeven price var.factor (%)	88.52	67.92	65.04	63.84

Entre as três opções que restaram, **Alternativa 1** com lavra da Empresa - a opção com a lavra contratada está descartada, desde que o erro da estimativa de preço unitário do empreiteiro da lavra esteja dentro de limites toleráveis, **Alternativas 2 e 3** são competitivas em termos econômicos, com certa vantagem para as duas últimas, transferência do *blunger* atual para a Área 2 e instalação de um *blunger* móvel na cava da Área 2. As três opções têm NPV entre 77 e 88 milhões de dólares após 10 anos de operação, taxa de retorno do capital próprio investido entre 133 e 148%; intensidades de capital praticamente iguais (0,26) e o mesmo para a margem (entre 35 e 38%).

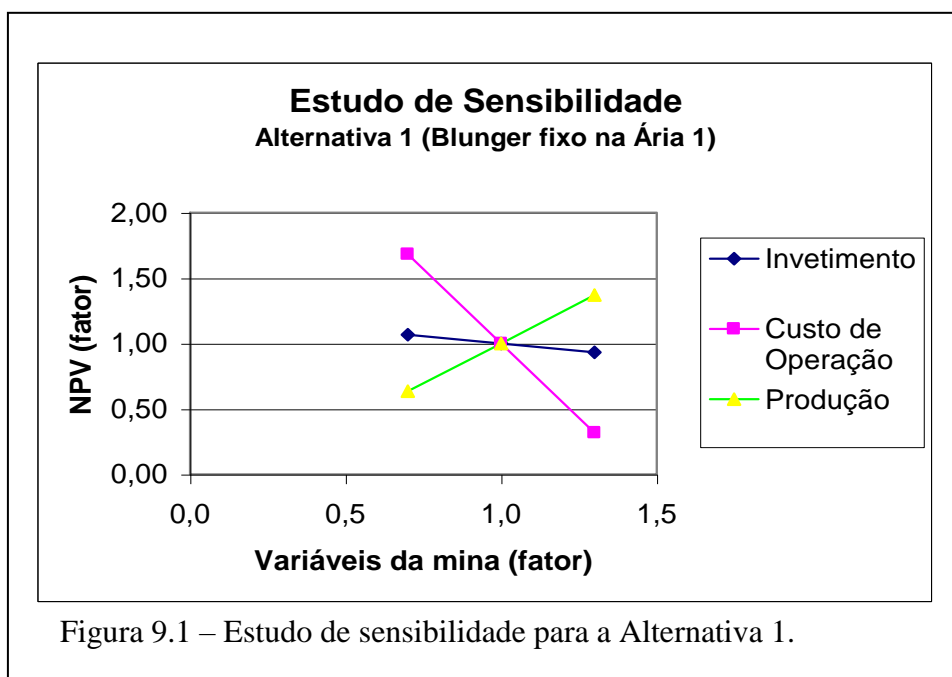


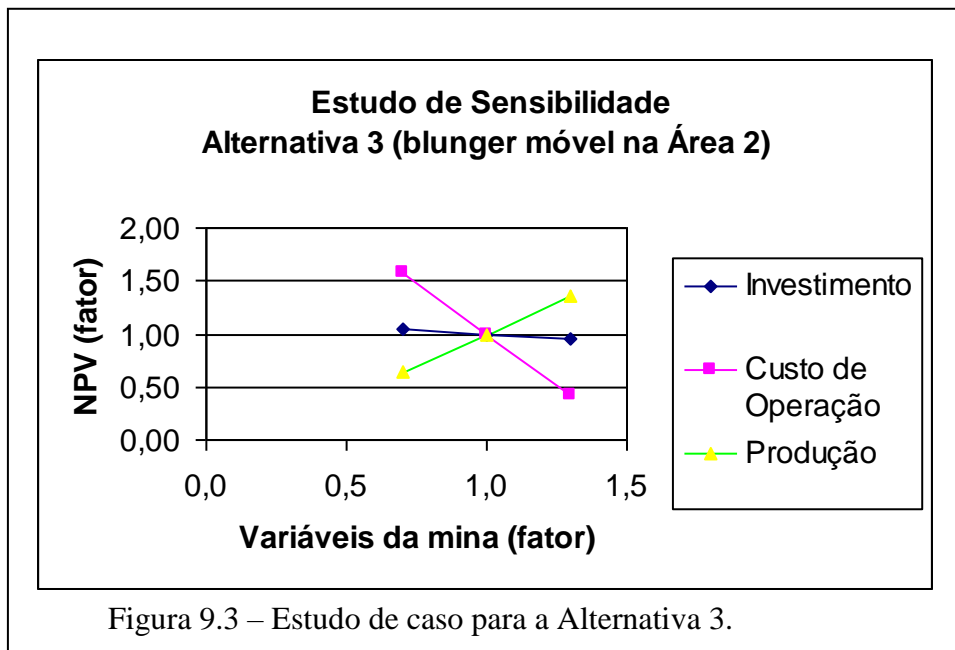
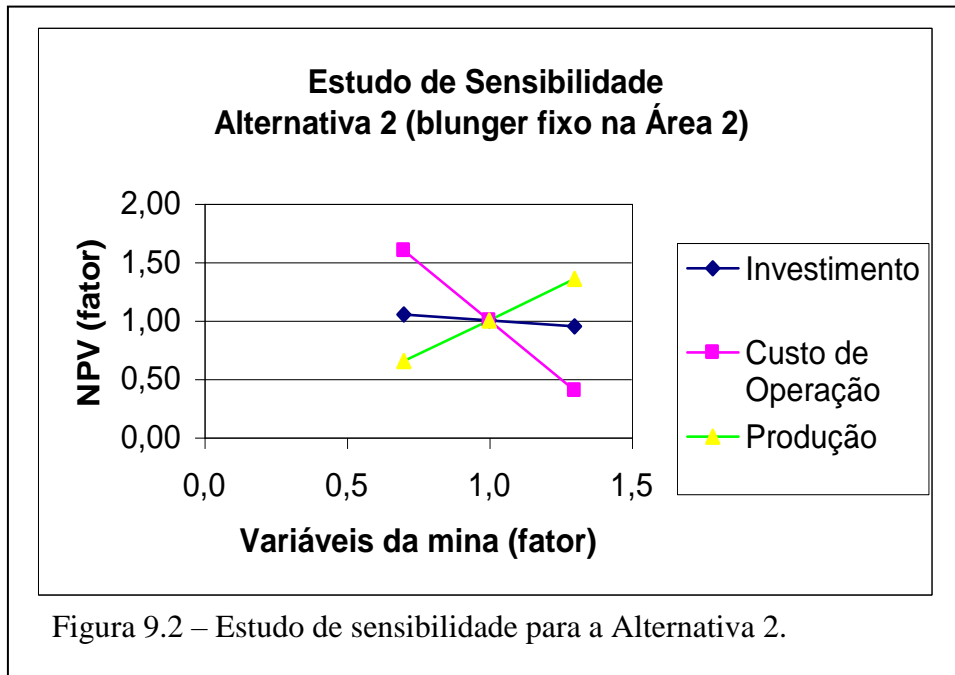
## 9. Conclusão

### 9.1 Estudo de Sensibilidade

Nessa etapa foi testada a sensibilidade das opções propostas (alternativas 1, 2 e 3) à oscilação das variáveis de projeto ou da mina como investimento, custo de operação e produção e seu respectivo reflexo no NPV de cada alternativa. Foram consideradas taxas de variação entre  $-30\%$  e  $+30\%$  para os parâmetros.

Esse tipo de estudo é normalmente apresentado sob a forma de gráfico, onde a inclinação das retas geradas mostra a maior (mais inclinada) ou menor (menos inclinada) sensibilidade do projeto a uma determinada variável da mina) que no caso analisado optou-se pelas variáveis investimento, custo de operação e produção (anual). A variável preço do produto não foi incluída em função de se ter utilizado uma estimacão do preço para um produto de uma etapa intermediária do processo. Portanto, não há interesse em avaliá-la quanto à sensibilidade. A seguir são apresentados os três gráficos, um para cada alternativa, que mostram o grau de sensibilidade do projeto a uma determinada variável.





A partir dos gráficos, pode-se concluir que as três alternativas ou opções de projeto são muito pouco sensíveis ao **investimento** - reta com inclinação (módulo) de 0,22 (alternativa 1); 0,17 (alternativa 2) e 0,18 (alternativa 3) ; isto é, a reta está próxima da horizontal ou abscissa, logo o investimento total necessário não será ponto de decisão na pré-seleção.

Todas as alternativas mostraram uma razoável sensibilidade à variação da **escala de produção**, reta com inclinação de 1,22, 1,16 e 1,17 respectivamente. A escala de produção é ponto fundamental

na viabilidade de um projeto. Todas, certamente, são também sensíveis ao **custo de operação**, mas a **alternativa 1** é bastante mais sensível que as **alternativas 2 e 3**. Obteve-se inclinação em módulo de 2,27, 1,99 e 1,90 respectivamente.

A opção de manter o *blunger* na posição atual (Área 1) é a alternativa na qual o NPV é mais sensível à variação do custo de operação e escala de produção, comparada com as alternativas da instalação do *blunger* fixo ou móvel na Área 2.

Como tomada de decisão, é sugerido o aprofundamento dos estudos na direção da instalação do *blunger* na Área 2, fixo ou móvel, com preferência pelo *blunger* móvel.

O objetivo desses estudos complementares é garantir, na fase de projeto, além da operacionalidade do sistema, a redução do custo de lavra do minério através da diminuição das distâncias de transporte e otimização da operação do pré-tratamento, principalmente quanto ao consumo de reagentes. Salienta-se que o investimento necessário à implantação da lavra e pré-tratamento é item secundário ou pouco sensível em termos de análise econômica até essa fase do estudo (pré-seleção) onde se utilizou o fluxo de caixa primário (sem imposto e sem empréstimo), não sofrendo influência da taxa sobre o lucro e juros bancários do financiamento de parte do investimento inicial.

## REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. BRANCH, S. - Cost Estimation Handbook of the Australian Mining Industry - The Australian Institute of Mining and Metallurgy - 1993 - Victoria - 412 p.
2. CARAMEZ, R. M.; HARTMANN, F.; RIBEIRO, G. B.; PETTER Fº, E. A. - Plano de Aproveitamento Econômico DNPM N° 800.496/77 - 1998 - COPELMI - Porto Alegre - 70 p.
3. CATERPILLAR - Performance Handbook - 20<sup>th</sup> Edition - 1989 - Peoria, Illinois - 911 p.
4. DUCHENE, M. - Economie de l'Entreprise Minière - 3<sup>ème</sup>. Edition - 1993 - Fontainebleau - ENSMP - CGES.
5. DUCHENE, M. - Critères de Rentabilité pour un Investissement - 1995 - Fontainebleau - ENSMP - CGES.
6. GOETZ, D. - Quick Estimation for Mining Projects Preselection - 1997 - Fontainebleau - ENSMP - CGES.
7. HARTMANN, H. L. - SME Mining Engineering Handbook – 1992 - Littleton, Colorado - AIME - Vol. 2
8. HERENSTEIN, J. - Steps of a Feasibility Study - Mine Evaluation and Investment Analysis -1997 - Paris - COGEMA - 19 p.
9. KENNEDY, B. A. (Editor) - SURFACE MINING - 1990 - Baltimore - AIME Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc. - 1194 p.
10. LARROYD, F. - Relatório Interno – 1997 - Porto Alegre – LAPROM - UFRGS.
11. PERONI, R. L. - Relatório Interno - 1998 – Porto Alegre -LAPROM/LPM – UFRGS - 11 p.
12. PETTER FILHO, E. A. - CASE STUDY: Prefeasibility Study of Gravataí-Leste Coal Deposit Located in Brazil - 1997 - Fontainebleau - ENSMP/CGES - CNPq/CESMAT – 80 p.
13. RUHMER, W. T. – Handbook on the Estimation of Metallurgical Process Costs - 2<sup>nd</sup>. Edition - 1996 - Randburg - MINTEK - 173 p.
14. SABEDOT, S. – Relatório Interno – 1997 - LAPROM/UFRGS - 138 p.

15. VOLVO BM - Performance Manual, Volvo BM Articulated Haulers - Edition 6 - 1996 – Sweden - 120 p.
16. WESTERN MINE ENGINEERING, Inc. - Mine and Mill Equipment Costs, An Estimator's Guide - 1995 - Spokane, Washington.
17. WESTERN MINE ENGINEERING, Inc. – Mine and Mill Equipmente Costs, An Estimator’s Guide – 1996 – Spokane, Washington.

## 10. Anexos

## ANEXO 1

RETIRADA DA COBERTURA COM O SISTEMA *SCRAPER* / *DOZER*

**Equipamento:** *Scraper* (CAT 621); 330 hp; 30,5 t ; motor único

15,3 m<sup>3</sup> coroado

**Material:** Argila aluminosa

Densidade: 1,75 Empolamento 1,35

Resistência ao rolamento: 5%

Transporte: carregado - 700 m , rampa média 0%

**Produção requerida (m<sup>3</sup>/h *in situ*): 210**

**Cálculos:**

Capacidade da caçamba (m<sup>3</sup>): 15,3 / 1,35 = 11,33

Capacidade máxima (*rated load* em t): 21,8 > 19,83 d=1,75

Capacidade máxima (*rated load* em m<sup>3</sup>): **11,33**

Tempo total de ciclo (min): Carregamento = 0,70

Carregado = 1,10

Descarga = 1,00

Vazio = 1,00

**Total = 3,80**

**Ciclos por hora:** 60 / 3,80 = 15,8

**Produção (m<sup>3</sup>/h):**

Disponibilidade: 80% Utilização: 0,93

Produtividade (ciclos/h): 15,8 x 80% x 56/60 = 11,8

Produção (m<sup>3</sup>/h): 11,33 x 11,8 = **134**

**Frota necessária:** 210 / 134 = 1,6

**2 scrapers**

**Número de dozers** (CAT D9R; 405 hp; 102,3 t):

1 dozer → 0,7min (empurrar) + 0,7 min (retorno) = 1,4 min

Núm. de scrapers servidos p/ 1 dozer: 3,80 / 1,4 = 2,7 então, **1 dozer é necessário.**

## ANEXO 2

RETIRADA DA COBERTURA COM O SISTEMA *TRUCK / SHOVEL*

<b>Equipamento:</b>	Retro-escavadeira (CAT 325B L); 177 hp; peso 28,1 t ;		
	4,21 m de alcance; Concha (m <sup>3</sup> ):	1,8	
<b>Material:</b>	Argila aluminosa		
Densidade:	1,75	Empolamento:	1,35
<b>Enchimento da concha:</b>	1,10		
<b>Ciclo (min):</b>	0,40		
<b>Produção requerida (m<sup>3</sup>/h):</b>	<b>210</b>		
<b>Cálculos:</b>			
Capacidade da concha (m <sup>3</sup> ):	$1,8 / 1,35 =$	1,33	
Fator de enchimento da concha (m <sup>3</sup> ):	$1,33 \times 1,10 =$	1,47	
Ciclos por hora:	$60 / 0,40 =$	150	
<b>Produção (m<sup>3</sup>/h):</b>	<b>185</b>		
	Disponibilidade: 90%	Utilização:	0,93
	Produtividade (ciclos/h): $150 \times 90\% \times 56/60 =$	126	
	Produção (m <sup>3</sup> /h): $1,47 \times 126 =$	184,8	
<b>Frota necessária:</b>	$210 / 185 =$	1,14	
	<b>1</b>	<b>unidade</b>	



## ANEXO 3

RETIRADA DA COBERTURA COM O SISTEMA *TRUCK / SHOVEL*

<b>Equipamento:</b> Caminhão articulado ( <i>rear dump CAT 250</i> ); 218 hp; 6 x 6 ; 25 T; 14 m <sup>3</sup> coroado 2:1			
<b>Material:</b> Argila aluminosa			
Densidade:	1,75	Empolamento:	1,35
Resistência ao rolamento:	5%		
Transporte: carregado - 500 m , rampa média 0%			
<b>Produção requerida (m<sup>3</sup>/h):</b>	<b>210</b>		
<b>Cálculos:</b>			
Capacidade da caçamba (m <sup>3</sup> ):	14 / 1,35 =	10,37	
Capacidade máxima ( <i>rated load</i> em t):	22,7 >	18,15	d=1,75
Capacidade máxima ( <i>rated load</i> em m <sup>3</sup> ):	<b>13,0</b>	(c/ extensão lateral)	
Tempo de ciclo (min):	Posicionamento=	0,40	
	Carregamento (10 ciclos)=	4,00	
	Carregado =	0,80	
	Descarga =	1,30	
	Vazio =	0,80	
	<b>Total =</b>	<b>7,30</b>	
<b>Ciclos por hora:</b>	60 / 7,00 =	8,2	
<b>Produção (m<sup>3</sup>/h):</b>	<b>90</b>		
	Disponibilidade: 90%	Utilização:	0,93
	Produtividade (ciclos/h): 8,2 x 90% x 56/60 =		<b>6,90</b>
	Produção (m <sup>3</sup> /h): 13 x 6,9 =	<b>90</b>	
<b>Frota necessária:</b>	210 / 90 =	2,3	
	<b>2</b>	<b>unidades</b>	
<b>Trator-de-esteiras:</b> CAT D7H-WDA; 240 hp; peso 24,4 t ; lâmina semi-universal.			
Produção requerida (m <sup>3</sup> /h solto): <b>450 Lm<sup>3</sup>/h (bota-fora da cobertura e estéril)</b>			
Produção estimada para distância média = 30m; (gráfico x fatores):			
	500 Lm <sup>3</sup> /h x 1,00 x 1,20 x 0,95 x 0,79 =	<b>450</b>	<b>Lm<sup>3</sup>/h</b>
onde: 1,00 ►operador; 1,20 ►material; 0,95 ►incl, terreno; 0,79 ► eficiência			
<b>Frota necessária: 1 unidade</b>			

## ANEXO 4

RETIRADA DO ESTÉRIL COM O SISTEMA *SCRAPER* / *DOZER*

<b>Equipamento:</b> <i>Scraper</i> (CAT 621); 330 hp; 30,5 t ; motor único			
15,3 m <sup>3</sup> coroadado			
<b>Material:</b> Caulim arenoso			
Densidade:	1,95	Empolamento:	1,35
Resistência ao rolamento:	5%		
Transporte: carregado - 400 m , rampa média 4%			
<b>Produção requerida (m<sup>3</sup>/h <i>in situ</i>):</b>	<b>125</b>		
<b>Cálculos:</b>			
Capacidade da caçamba (m <sup>3</sup> ):	15,3 / 1,35 =	11,33	
Capacidade máxima ( <i>rated load</i> em t):	21,8 <	22,10	d=1,95
Capacidade máxima ( <i>rated load</i> em m <sup>3</sup> ):	<b>11,18</b>		
Tempo total de ciclo (min):	Carregamento =	0,70	
	Carregado =	1,60	
	Descarga =	1,00	
	Vazio =	0,90	
	<b>Total =</b>	<b>4,20</b>	
<b>Ciclos por hora:</b>	60 / 3,80 =	14,3	
<b>Produção (m<sup>3</sup>/h):</b>			
	Disponibilidade: 80%	Utilização:	0,93
	Produtividade (ciclos/h): 14,3 x 80% x 56/60 =		10,7
	Produção (m <sup>3</sup> /h): 11,18 x 10,7 =	<b>119</b>	
<b>Frota necessária:</b>	125 / 119 =	1,0	
	<b>1</b>	<b>scraper</b>	
<b>Número de <i>dozers</i></b> (CAT D9R; 405 hp; 102,3 t):			
1 dozer → 0,7min (empurrar) + 0,7 min (retorno) = 1,4 min			
Núm. de <i>scrapers</i> servidos p/ 1 <i>dozer</i> : 3,50 / 1,4 = 2,5 então, <b>1 dozer é suficiente.</b>			

## ANEXO 5

RETIRADA DO ESTÉRIL COM O SISTEMA *TRUCK / SHOVEL*

<b>Equipamento:</b> Retro-escavadeira (CAT 320B); 134 hp; peso 20,7 t ;			
4,02 m de alcance; Concha (m³):	1,1		
<b>Material:</b> Caulim arenoso			
Densidade:	1,95	Empolamento:	1,35
<b>Enchimento da concha:</b>	1,10		
<b>Ciclo (min):</b>	0,40		
<b>Produção requerida (m³/h):</b>	<b>125</b>		
<b>Cálculos:</b>			
Capacidade da concha (m³):	$1,1 / 1,35 =$	0,81	
Fator de enchimento da concha (m³):	$0,81 \times 1,10 =$	0,90	
Ciclos por hora:	$60 / 0,40 =$	150	
<b>Produção (m³/h):</b>	<b>113</b>		
	Disponibilidade: 90%	Utilização:	0,93
	Produtividade (ciclos/h): $150 \times 90\%$	$\times 56/60 =$	126
	Produção (m³/h): $0,90 \times 126 =$	113	
<b>Frota necessária:</b>	$125 / 113 =$	1,11	
	<b>1</b>	<b>unidade</b>	

## ANEXO 6

RETIRADA DO ESTÉRIL COM O SISTEMA *TRUCK / SHOVEL*

<b>Equipamento:</b> Caminhão articulado ( <i>rear dump CAT 250</i> ); 218 hp; 6 x 6 ; 25 T; 14 m <sup>3</sup> coroadado 2:1			
<b>Material:</b> Caulim arenoso			
Densidade:	1,95	Empolamento:	1,35
Resistência ao rolamento:	5%		
Transporte: carregado - 350 m , rampa média	4%		
<b>Produção requerida (m<sup>3</sup>/h):</b>	<b>125</b>		
<b>Cálculos:</b>			
Capacidade da caçamba (m <sup>3</sup> ):	14 / 1,35 =	10,37	
Capacidade máxima ( <i>rated load</i> em t):	22,7 >	20,22	d=1,95
Capacidade máxima ( <i>rated load</i> em m <sup>3</sup> ):	<b>11,6</b>	(c/ extensão lateral)	
Tempo de ciclo (min):	Posicionamento=	0,40	
	Carregamento (13 ciclos)=	5,20	
	Carregado =	1,60	
	Descarga =	1,30	
	Vazio =	1,00	
	<b>Total =</b>	<b>9,50</b>	
<b>Ciclos por hora:</b>	60 / 9,50 =	6,3	
<b>Produção (m<sup>3</sup>/h):</b>			
	Disponibilidade: 90%	Utilização:	0,93
	Produtividade (ciclos/h): 6,3 x 90% x 56/60 =		<b>5,3</b>
	Produção (m <sup>3</sup> /h): 11,6 x 5,3 =	<b>62</b>	
<b>Frota necessária:</b>	125 / 62 =	2,0	
	<b>2</b>	<b>unidades</b>	

## ANEXO 7

LAVRA DO MINÉRIO COM O SISTEMA *SCRAPER* / *DOZER*

<b>Equipamento:</b> <i>Scraper</i> (CAT 621); 330 hp; 30,5 t ; motor único			
15,3 m <sup>3</sup> coroadado			
<b>Material:</b> Caulim			
Densidade:	1,95	Empolamento:	1,30
Resistência ao rolamento:	3%		
Transporte: carregado - 1000 m , rampa média 2%			
<b>Produção requerida (t/h):</b>	<b>430</b>		
<b>Cálculos:</b>			
Capacidade da caçamba (m <sup>3</sup> ):	15,3 / 1,30 =	11,77	
Capacidade máxima ( <i>rated load</i> em t):	21,8 <	22,95	d=1,95
Capacidade (t):	<b>21,80</b>		
Tempo total de ciclo (min):	Carregamento =	0,70	
	Carregado =	2,40	
	Descarga =	1,00	
	Vazio =	1,60	
	<b>Total =</b>	<b>5,70</b>	
<b>Ciclos por hora:</b>	60 / 5,70=	10,5	
<b>Produção (t/h):</b>	<b>171</b>		
	Disponibilidade: 80%	Utilização:	0,93
	Produtividade (ciclos/h): 10,5 x 80% x 56/60 =		7,86
	Produção (t/h): 21,8 x 7,86 =	<b>171,3</b>	
<b>Frota necessária:</b>	430 / 171 =	2,51	
	<b>3</b>	<b>scrapers</b>	
<b>Número de dozers</b> (CAT D9R; 405 hp; 102,3 t):			
1 dozer → 0,7min (empurrar) + 0,7 min (retorno) = 1,4 min			
Núm. de scrapers servidos p/ 1 dozer: 5,70 / 1,4 = 4,1 então, <b>1 dozer é suficiente.</b>			

## ANEXO 8

LAVRA DO MINÉRIO COM O SISTEMA *TRUCK / SHOVEL*

<b>Equipamento:</b> Retro-escavadeira (CAT 325B L); 177 hp; peso 28,1 t ;			
4,21 m de alcance; Concha (m <sup>3</sup> ):	1,8		
<b>Material:</b> Caulim			
Densidade:	1,95	Empolamento:	1,30
<b>Enchimento da concha:</b>	1,10		
<b>Ciclo (min):</b>	0,40		
<b>Produção requerida (t/h):</b>	<b>430</b>		
<b>Cálculos:</b>			
Capacidade da concha (m <sup>3</sup> ):	$1,8 / 1,30 =$	1,38	
Fator de enchimento da concha (m <sup>3</sup> ):	$1,38 \times 1,10 =$	1,52	
Capacidade da concha (t):	$1,52 \times 1,95 =$	2,97	
Ciclos por hora:	$60 / 0,40 =$	150	
<b>Produção (t/h):</b>	<b>374</b>		
	Disponibilidade: 90%	Utilização:	0,93
	Produtividade (ciclos/h): $150 \times 90\%$	$\times 56/60 =$	126
	Produção (t/h): $2,97 \times 126 =$		374,2
<b>Frota necessária:</b>	$430 / 374 =$	1,15	
	<b>1</b>	<b>unidade</b>	

## ANEXO 9

LAVRA DO MINÉRIO COM O SISTEMA *TRUCK / SHOVEL*

<b>Equipamento:</b> Caminhão articulado ( <i>rear dump CAT 250</i> ); 218 hp; 6 x 6 ; 25 T; 14 m <sup>3</sup> coroadado 2:1			
<b>Material:</b> Caulim			
Densidade:	1,95	Empolamento:	1,30
Resistência ao rolamento:	3%		
Transporte: carregado - 1000 m , rampa média 2%			
<b>Produção requerida (t/h):</b>	<b>430</b>		
<b>Cálculos:</b>			
Capacidade da caçamba (m <sup>3</sup> ):	14 / 1,30 =	10,77	
Capacidade máxima ( <i>rated load</i> em t):	22,7 >	21,00	d=1,95
Capacidade (t) :	<b>22,7</b>	(c/ extensão lateral)	
Tempo de ciclo (min):	Posicionamento=	0,40	
	Carregamento (8 ciclos)=	3,20	
	Carregado =	2,70	
	Descarga =	1,00	
	Vazio =	1,50	
	<b>Total =</b>	<b>8,80</b>	
<b>Ciclos por hora:</b>	60 / 9,20 =	6,8	
<b>Produção (t/h):</b>	<b>130</b>		
	Disponibilidade: 90%	Utilização:	0,93
	Produtividade (ciclos/h): 6,8 x 90% x 56/60 =		<b>5,7</b>
	Produção (t): 22,7 x 5,7 =	<b>130</b>	
<b>Frota necessária:</b>	430/ 130 =	3,3	
	<b>3</b>	<b>unidades</b>	

## ANEXO 10

LAVRA DO MINÉRIO COM O SISTEMA *DOZER / LOADER E IN-PIT CONVEYOR*

<b>Equipamento:</b> Pá-carregadeira (CAT 992G); 800 hp; peso 87 t ; concha (m <sup>3</sup> ): 10,4		
<b>Material:</b> Caulim		
Densidade:	1,95	Empolamento: 1,30
<b>Enchimento da concha:</b>	1,00	
<b>Ciclo (min):</b>	1,70	distância=100m; RR=10%
<b>Produção requerida (t/h):</b>	<b>430</b>	
<b>Cálculos:</b>		
Capacidade da concha (m <sup>3</sup> ):	10,4 / 1,30 =	8,00
Fator de enchimento da concha (m <sup>3</sup> ):	8 x 1,00 =	8,00
Capacidade da concha (t):	8 x 1,95 =	15,60
Ciclos por hora:	60 / 1,5 =	35,3
<b>Produção (t/h):</b>	<b>437</b>	
	Disponibilidade: 85%	Utilização: 0,93
	Produtividade (ciclos/h): 35,3 x 85% x 56/60 =	28,0
	Produção (t/h): 15,6 x 28 =	436,8
<b>Frota necessária:</b>	430 / 437 =	0,98
	<b>1</b>	<b>unidade</b>
<b>Trator-de-esteiras:</b> CAT D9R; 405 hp; peso 47,9 t ; lâmina semi-universal.		
Produção requerida (m <sup>3</sup> /h solto): <b>300 Lm<sup>3</sup>/h</b>		
Produção estimada para distância média = 70m; (gráfico x fatores):		
600 m <sup>3</sup> /h x 0,75 x 0,80 x 1,20 x 0,79 =	<b>341</b>	<b>Lm<sup>3</sup>/h</b>
onde: 0,75 ► operador; 0,80 ► material; 1,20 ► incl, terreno; 0,79 ► eficiência		
<b>Frota necessária: 1 unidade</b>		
<b>Correia transportadora extensível (<i>In-pit conveyor</i>):</b>		
Comprimento: 300 m	Largura: 762 mm	Capacidade nominal: 900 t/h
Capacidade projetada (t/h): 900 t/h x 80% x 56/60 =		672
Motor elétrico: 200 hp	(Projeto <i>turn-key</i> )	



## ANEXO 11

LAVRA DO MINÉRIO COM O SISTEMA *TRUCK / SHOVEL* ALIMENTANDO  
UM *BLUNGER* MÓVEL (*IN-PIT*)

<b>Equipamento:</b> Caminhão articulado ( <i>rear dump CAT 250</i> ); 218 hp; 6 x 6 ; 25 T; 14 m <sup>3</sup> coroado 2:1			
<b>Material:</b> Caulim			
Densidade:	1,95	Empolamento:	1,30
Resistência ao rolamento:	7%		
Transporte: carregado - 250 m , rampa média		carregado -8%; vazio 8%	
<b>Produção requerida (t/h):</b>	<b>430</b>		
<b>Cálculos:</b>			
Capacidade da caçamba (m <sup>3</sup> ):	14 / 1,30 =	10,77	
Capacidade máxima ( <i>rated load</i> em t):	22,7 >	21,00	d=1,95
Capacidade (t) :	<b>22,7</b>	(c/ extensão lateral)	
Tempo de ciclo (min):	Posicionamento=	0,40	
	Carregamento (8 ciclos)=	3,20	
	Carregado =	0,50	
	Descarga =	1,80	
	Vazio =	1,00	
	<b>Total =</b>	<b>6,90</b>	
<b>Ciclos por hora:</b>	60 / 6,9 =	8,7	
<b>Produção (t/h):</b>	<b>166</b>		
	Disponibilidade: 90%	Utilização:	0,93
	Produtividade (ciclos/h): 8,7 x 90% x 56/60 =		<b>7,3</b>
	Produção (t): 22,7 x 7,3 =	<b>166</b>	
<b>Frota necessária:</b>	430/ 166 =	2,6	
	<b>3</b>	<b>unidades</b>	

## ANEXO 12

### TRANSPORTE DO MINÉRIO POR CAMINHÃO DA CAVA ÁREA 2 ATÉ O *BLUNGER* ATUAL

<b>Equipamento:</b> Caminhão articulado ( <i>rear dump CAT 250</i> ); 218 hp; 6 x 6 ; 25 T; 14 m <sup>3</sup> coroadado 2:1			
<b>Material:</b> Caulim			
Densidade:	1,95	Empolamento:	1,30
Resistência ao rolamento:	ver tabela anexo 13		
Transporte: carregado - 2900 m , rampa ►	veja tabela anexa		
<b>Produção requerida (t/h):</b>	<b>322</b>		
<b>Cálculos:</b>			
Capacidade da caçamba (m <sup>3</sup> ):	14 / 1,30 =	10,77	
Capacidade máxima ( <i>rated load</i> em t)	22,7 >	21,00	d=1,95
Capacidade (t) :	<b>22,7</b>	(c/ extensão lateral)	
Tempo de ciclo (min):	Posicionamento= 0,40		
	Carregamento (8 ciclos)=		3,20
	Carregado =		8,70
	Descarga =		1,00
	Vazio =		5,20
	<b>Total =</b>	<b>18,50</b>	
<b>Ciclos por hora:</b>	60 / 18,50=		3,2
<b>Produção (t/h):</b>	<b>60</b>		
	Disponibilidade: 90%	Utilização:	0,90
	Produtividade (ciclos/h): 3,2 x 90% x 54/60 =		<b>2,6</b>
	Produção (t): 22,7 x 2,6 =		<b>60</b>
<b>Frota necessária:</b>	322/ 60 =		5,4
	<b>5</b>	<b>unidades</b>	

### ANEXO 13

#### ESTIMATIVA DE TEMPO DE CICLO PARA O CAMINHÃO CAT 250 ENTRE O FUNDO DA CAVA DA ÁREA 2 ATÉ O *BLUNGER* ATUAL

<b>Estimação do tempo de ciclo do caminhão CAT 250 do <i>pit</i> da área 2 à área 1</b>					
Estrada, resistência ao rolamento (RR %)= 2					
Trecho (m)	Grade (%)	Ida		Retorno	
		RR total (%)	Tempo (min) Carregado	RR total (%)	Tempo (min) Vazio
500	8,00	10,00	2,60	2,00	0,80
386	-2,13	-0,13	0,70	4,13	0,70
130	-6,43	-4,43	0,40	8,43	0,30
224	-1,44	0,56	0,80	3,44	0,40
55	6,95	8,95	0,60	-4,95	0,20
139	8,38	10,38	0,60	-6,38	0,20
409	2,47	4,47	1,00	-0,47	0,60
391	-1,94	0,06	0,70	3,94	0,70
155	-1,05	0,95	0,30	3,05	0,30
347	-1,56	0,44	0,70	3,56	0,70
161	-1,56	0,44	0,30	3,56	0,30
<b>2897</b>			<b>8,70</b>		<b>5,20</b>

### ANEXO 14

#### TRANSPORTE DO MINÉRIO POR CORREIA TRANSPORTADORA ATÉ O *BLUNGER* ATUAL

<p align="center"><b>Correia transportadora (<i>overland conveyor</i>)</b></p> <p align="center"><b>Ligando área 2 á área 1</b></p> <p align="center">Material: Caulim ROM</p> <p align="center">Peso específico: até 1600 kg/m<sup>3</sup> (solto)</p> <p align="center">Comprimento estimado: 1700 m</p> <p align="center">Largura: 762 mm</p> <p align="center">Capacidade nominal: 900 t/h</p> <p align="center">Capacidade projetada: 900 t/h x 80% x 56/60 = 672 t/h</p> <p align="center">Motor elétrico: 600 hp</p> <p align="center">Projeto <i>turn key</i></p> <p align="center">Não incluída a preparação do terreno</p>
--

## ANEXO 15

EQUIPAMENTO PARA MOVIMENTAÇÃO DAS PILHAS DE ROM E ALIMENTAÇÃO  
DA MOEGA – PILHAS MONTADAS POR CORREIA *STACKER*; *SCRAPER* OU  
CAMINHÃO

<b>Equipamento:</b> Pá-carregadeira (CAT 966F); 220 hp; peso 20,3 t ; concha (m <sup>3</sup> ): 3,3			
<b>Material:</b> Caulim			
Densidade ( <i>in situ</i> ):	1,95	Empolamento:	1,30
<b>Enchimento da concha:</b>	1,00		
<b>Ciclo (min):</b>	0,75	distância=30 m; RR=4 %	
<b>Produção requerida (t/h):</b>	<b>197</b>		
<b>Cálculos:</b>			
Capacidade da concha (m <sup>3</sup> ):	3,3 / 1,30 = 2,54		
Fator de enchimento da concha (m <sup>3</sup> ):	3,3 x 1,00 = 2,54		
Capacidade da concha (t):	3,3 x 1,95 = 4,95		
Ciclos por hora:	60 / 0,75 = 80,0		
<b>Produção (t/h):</b>	<b>285</b>		
	Disponibilidade: 80%	Utilização:	0,90
	Produtividade (ciclos/h): 80 x 80% x 54/60 =		57,6
	Produção (t/h): 4,95 x 57,6= 285,1		
<b>Frota necessária:</b>	197 / 285 = 0,69		
	<b>1</b>	<b>unidade</b>	
<b>Trator-de-esteiras:</b> CAT D8R ; 305 hp; peso 37 t ; lâmina universal.			
Produção requerida (m <sup>3</sup> /h solto): <b>300 Lm<sup>3</sup>/h</b>			
Produção estimada para distância média = 70m; (gráfico x fatores):			
600 m <sup>3</sup> /h x 0,75 x 1,20 x 1,0 x 0,72 = <b>389 Lm<sup>3</sup>/h</b>			
onde: 0,75 ► operador; 1,20 ► material; 1,0 ► incl, terreno; 0,72 ► eficiência			
<b>Frota necessária: 1 unidade</b>			

## ANEXO 16

INVESTIMENTO E CUSTO DE OPERAÇÃO  
LAVRA DA ÁREA 2 COM *SCRAPER/DOZER* E  
TRANSPORTE POR *SCRAPERS* ATÉ A BASE DO PLATÔ LAVRADO  
(*BLUNGER* FIXO)

<i>Lavra c/ scraper-dozer</i>		Capital inicial US\$	Reinvestimento US\$	Custo de operação
	0,77 m <sup>3</sup> EST: 1 t <sub>ROM</sub>			
Capeamento		1.672.202,00	1.672.202,00	0,45 US\$/m <sup>3</sup>
62,8% vol.	0,48 m <sup>3</sup> : 1 t <sub>ROM</sub>			0,22 US\$/t <sub>ROM</sub>
Estéril		1.672.202,00	1.672.202,00	0,49 US\$/m <sup>3</sup>
37,2% vol.	0,29 m <sup>3</sup> : 1 t <sub>ROM</sub>			0,14 US\$/t <sub>ROM</sub>
Minério		2.150.687,00	2.150.687,00	0,30 US\$/t
Mão-de-obra de operação da lavra (min.+est.)				0,14 US\$/t <sub>ROM</sub>
<b>Subtotal lavra</b>		<b>5.495.091,00</b>	<b>5.495.091,00</b>	<b>0,80 US\$/t<sub>ROM</sub></b>
<i>Equipamentos auxiliares</i>		1.682.050,00	285.863,00	0,09 US\$/t <sub>ROM</sub>
Mão-de-obra de operação				0,09 US\$/t <sub>ROM</sub>
<b>Custo de lavra</b>		<b>7.177.141,00</b>	<b>5.780.954,00</b>	<b>0,98 US\$/t<sub>ROM</sub></b>

## ANEXO 17

INVESTIMENTO E CUSTO DE OPERAÇÃO  
LAVRA DA ÁREA 2 COM *TRUCK/SHOVEL* E  
TRANSPORTE POR *TRUCK* ATÉ A BASE DO PLATÔ LAVRADO  
(*BLUNGER* FIXO)

<i>Lavra c/ truck-shovel</i> 0,77 m <sup>3</sup> <sub>EST</sub> : 1 t <sub>ROM</sub>	Capital inicial US\$	Reinvestimento US\$	Custo de operação
Capeamento 62,8% vol. 0,48 m <sup>3</sup> : 1 t <sub>ROM</sub>	1.319.095,49	1.609.378,49	0,26 US\$/m <sup>3</sup> 0,12 US\$/t <sub>ROM</sub>
Estéril 37,2% vol. 0,29 m <sup>3</sup> : 1 t <sub>ROM</sub>	1.138.565,51	1.349.620,51	0,36 US\$/m <sup>3</sup> 0,11 US\$/t <sub>ROM</sub>
Minério Mão-de-obra de operação da lavra (min.+ est.)	1.465.308,00	1.755.591,00	0,13 US\$/t 0,18 US\$/t <sub>ROM</sub>
<b>Subtotal lavra</b>	<b>3.922.969,00</b>	<b>4.714.590,00</b>	<b>0,54 US\$/t<sub>ROM</sub></b>
<i>Equipamentos auxiliares</i> Mão-de-obra de operação	1.682.050,00	285.863,00	0,09 US\$/t <sub>ROM</sub> 0,09 US\$/t <sub>ROM</sub>
<b>Custo de lavra</b>	<b>5.605.019,00</b>	<b>5.000.453,00</b>	<b>0,71 US\$/t<sub>ROM</sub></b>

## ANEXO 18

INVESTIMENTO E CUSTO DE OPERAÇÃO  
LAVRA DO MINÉRIO DA ÁREA 2 COM *TRUCK/SHOVEL*  
ALIMENTANDO O *BLUNGER* MÓVEL

(Não estão incluídos os demais custos de lavra – capeamento e estéril)

<i>Lavra do minério c/ truck-shovel</i>	<b>Capital inicial</b> US\$	<b>Reinvestimento</b> US\$	<b>Custo de operação</b> US\$/t <sub>ROM</sub>
Minério	1.465.308,00	1.755.591,00	0,13
Mão-de-obra de operação da lavra minério			0,06
<b>Subtotal lavra minério</b>	<b>1.465.308,00</b>	<b>1.755.591,00</b>	<b>0,19</b>
<i>Blunger móvel</i>	1.460.000,00	-	3,06
Mão-de-obra de operação			0,03
<b>Custo de lavra e pré-tratamento do minério</b>	<b>2.925.308,00</b>	<b>1.755.591,00</b>	<b>3,29</b>

## ANEXO 19

INVESTIMENTO E CUSTO DE OPERAÇÃO  
LAVRA DO MINÉRIO DA ÁREA 2 COM PÁ-CARREGADEIRA E TRATOR-DE-  
ESTEIRA ALIMENTANDO A CORREIA EXTENSÍVEL E O *BLUNGER* MÓVEL  
(Não estão incluídos os demais custos de lavra – capeamento e estéril)

<i>Lavra do minério c/ wheel loader/dozer</i>	<b>Capital inicial</b> US\$	<b>Reinvestimento</b> US\$	<b>Custo de operação</b> US\$/t <sub>ROM</sub>
Minério	2.158.796,00	2.158.796,00	0,22
Mão-de-obra de operação da lavra minério			0,03
<i>In pit conveyor</i>	771.119,00	-	0,14
Mão-de-obra de operação			0,02
<b>Subtotal lavra minério</b>	<b>2.929.915,00</b>	<b>2.158.796,00</b>	<b>0,40</b>
<i>Blunger móvel</i>	1.460.000,00	-	3,06
Mão-de-obra de operação			0,03
<b>Custo de lavra e pré-tratamento do minério</b>	<b>4.389.915,00</b>	<b>2.158.796,00</b>	<b>3,50</b>



## ANEXO 20

INVESTIMENTO E CUSTO DE OPERAÇÃO  
LAVRA E TRANSPORTE DO MINÉRIO POR CAMINHÃO  
DA CAVA DA ÁREA 2 ATÉ O *BLUNGER* ATUAL

<i>Transporte do minério por caminhão até o blunger atual</i>	Capital inicial US\$	Reinvestimento US\$	Custo de operação US\$/t <sub>ROM</sub>
Minério (lavra e transporte p/ <i>truck</i> até o blunger)	2.248.658,00	4.497.316,00	0,26
Mão-de-obra de operação			0,14
<b>Subtotal lavra e transporte do minério</b>	<b>2.248.658,00</b>	<b>4.497.316,00</b>	<b>0,40</b>
<i>Equipamentos auxiliares e sinal.</i> (manutenção da estrada)	-	-	0,05
Mão-de-obra de operação			0,02
Estrada (alargamento e melhorias nos 2,5 km)	175.000,00	-	0,00
<b>Custo de lavra e transporte do minério</b>	<b>2.423.658,00</b>	<b>4.497.316,00</b>	<b>0,48</b>

## ANEXO 21

INVESTIMENTO E CUSTO DE OPERAÇÃO  
LAVRA C/ CAMINHÃO E TRANSPORTE DO MINÉRIO POR  
CORREIA TRANSPORTADORA DA ÁREA 2 ATÉ O *BLUNGER* ATUAL

<i>Transporte do minério por correia transportadora até o blunger atual</i>	Capital inicial US\$	Reinvestimento US\$	Custo de operação US\$/t <sub>ROM</sub>
Minério (lavra e transporte p/ <i>correia</i> até o blunger)	3.661.475,00	1.755.591,00	0,43
Mão-de-obra de operação			0,10
<b>Subtotal lavra e transporte do minério</b>	<b>3.661.475,00</b>	<b>1.755.591,00</b>	<b>0,53</b>
<i>Preparação do terreno</i>	60.000,00	-	
Transformador de força e acessórios	50.000,00	-	0,00
<b>Custo de lavra e transporte do minério</b>	<b>3.771.475,00</b>	<b>1.755.591,00</b>	<b>0,53</b>

## ANEXO 22

**INVESTIMENTO E CUSTO DE OPERAÇÃO  
BLUNGER FIXO NA POSIÇÃO ATUAL**

<i>Blunger fixo na posição atual Lavra e transporte do ROM por caminhão</i>	<b>Capital inicial US\$</b>	<b>Reinvestimento  US\$</b>	<b>Custo de operação US\$/t<sub>ROM</sub></b>
Minério (lavra e transporte p/ <i>caminhão</i> até o blunger)	2.248.658,00	4.497.316,00	0,26
Mão-de-obra de operação			0,14
<b>Subtotal extração e transporte do minério</b>	<b>2.248.658,00</b>	<b>4.497.316,00</b>	<b>0,40</b>
<i>Equipamentos auxiliares e sinal.</i> (manutenção da estrada)	-	-	0,05
Mão-de-obra de operação			0,02
Estrada (alargamento e melhorias nos 2,5 km)	175.000,00	-	0,00
Blunger fixo (atualmente em operação, lavra Alvo 21)	0,00	0,00	3,24
Mão-de-obra			0,02
<b>Custo de extração, transporte e pré-tratamento do minério</b>	<b>2.423.658,00</b>	<b>4.497.316,00</b>	<b>3,74</b>

## ANEXO 23

**INVESTIMENTO E CUSTO DE OPERAÇÃO  
TRANSFERÊNCIA DO BLUNGER FIXO PARA A ÁREA 2**

<i>Blunger fixo na área 2 Lavra do ROM por retro/caminhão</i>	<b>Capital inicial US\$</b>	<b>Reinvestimento  US\$</b>	<b>Custo de operação US\$/t<sub>ROM</sub></b>
Minério (lavra )	1.465.308,00	1.755.591,00	0,13
Mão-de-obra de operação			0,06
<b>Subtotal extração do minério</b>	<b>1.465.308,00</b>	<b>1.755.591,00</b>	<b>0,19</b>
<i>Blunger</i> fixo (transferência p/ o Alvo 22)	725.000,00	0,00	3,24
Mão-de-obra			0,02
<b>Custo de extração e pré-tratamento do minério</b>	<b>2.190.308,00</b>	<b>1.755.591,00</b>	<b>3,46</b>

## ANEXO 24

## INVESTIMENTO E CUSTO DE OPERAÇÃO

## BLUNGER MÓVEL NA CAVA DA ÁREA 2

<i>Blunger móvel na área 2</i> <i>Lavra do ROM por retro/caminhão</i>	<b>Capital inicial</b> US\$	<b>Reinvestimento</b> US\$	<b>Custo de operação</b> US\$/t <sub>ROM</sub>
Minério	1.465.308,00	1.755.591,00	0,13
Mão-de-obra de operação da lavra minério			0,06
<b>Subtotal extração do minério</b>	<b>1.465.308,00</b>	<b>1.755.591,00</b>	<b>0,19</b>
<i>Blunger móvel</i>	1.460.000,00	-	3,06
Mão-de-obra de operação			0,03
<b>Custo de extração e pré-tratamento do minério</b>	<b>2.925.308,00</b>	<b>1.755.591,00</b>	<b>3,29</b>

## ANEXO 25

INVESTIMENTO E CUSTO DE OPERAÇÃO  
BLUNGER FIXO NA POSIÇÃO ATUAL  
ALTERNATIVA 1 - INVESTIMENTO E OPERAÇÃO PRÓPRIOS

Blunger na posição atual Minério transportado por caminhão	Capital inicial US\$	Reinvestimento US\$	Custo de operação
<b>Lavra</b> 0,77 m <sup>3</sup> : t <sub>ROM</sub>			
Cobertura 0,48 m <sup>3</sup> : t <sub>ROM</sub>	1.319.095,49	1.609.378,49	
62,8% volume			0,12 US\$/t <sub>ROM</sub>
Estéril 0,29 m <sup>3</sup> : t <sub>ROM</sub>	1.138.565,51	1.349.620,51	
37,8% volume			0,11 US\$/t <sub>ROM</sub>
Minério	2.423.658,00	4.497.316,00	0,31
Mão-de-obra de operação na lavra			0,28
Equipamentos auxiliares da lavra	1.682.050,00	285.863,00	0,12
Mão-de-obra de operação equip. aux.			0,09
<b>Subtotal lavra</b>	<b>6.563.369,00</b>	<b>7.742.178,00</b>	<b>1,02 US\$/t<sub>ROM</sub></b>
<i>Pilhas e alimentação da moega</i>	733.720,00	1.467.440,00	0,20 US\$/t <sub>ROM</sub>
Mão-de-obra de operação			0,05
<i>Pré-tratamento</i>	0,00	0,00	3,24 US\$/t <sub>ROM</sub>
Mão-de-obra de operação			0,02
<i>Supervisão e controle</i>	0,00	0,00	1,38 US\$/t <sub>ROM</sub>
<b>Subtotal 1</b>	<b>7.297.089,00</b>	<b>9.209.618,00</b>	<b>5,91 US\$/t<sub>ROM</sub></b>
<i>Administrativo (20 % custo operação)</i>			1,18 US\$/t <sub>ROM</sub>
Bacia de rejeito (areia)	300.000,00	300.000,00	
Recuperação ambiental (10000 US\$/ha)	0,00	0,00	0,04 US\$/t <sub>ROM</sub>
<b>Subtotal 2 (Recup. pré-tratamento = 90%)</b>	<b>7.597.089,00</b>	<b>9.509.618,00</b>	<b>7,13 US\$/t<sub>ROM</sub></b>
Contingências (15%)	1.139.563,35	1.426.442,70	7,92 US\$/t <sub>produto</sub>
Estudos de viabilidade (2% custo de capital)	151.941,78		1,19 US\$/t <sub>produto</sub>
EPCM (4% custo de capital)	303.883,56		
Capital de giro e pré-desenvolvimento	317.769,11		
<b>Total sem taxas</b>	<b>9.510.246,80</b>	<b>10.936.060,70</b>	<b>9,11 US\$/t<sub>produto</sub></b>
<i>Taxas sobre vendas</i> US\$/t <sub>produto</sub> : <b>25,00</b>			
PIS/PASEP (0,65%)			0,16 US\$/t <sub>produto</sub>
Cofins (3%)			0,75
CFEM (2%)			0,37
<b>Subtotal taxas federais</b>			<b>1,28 US\$/t<sub>produto</sub></b>
ICMS (17%)			4,25 US\$/t <sub>produto</sub>
<b>Subtotal taxas sobre vendas</b>			<b>5,53 US\$/t<sub>produto</sub></b>
<b>Total geral</b>	<b>9.510.246,80</b>	<b>10.936.060,70</b>	<b>14,64 US\$/t<sub>produto</sub></b>

## ANEXO 26

## INVESTIMENTO E CUSTO DE OPERAÇÃO

## BLUNGER FIXO NA POSIÇÃO ATUAL

## ALTERNATIVA 1 - INVESTIMENTO E OPERAÇÃO DA LAVRA CONTRATADA

Blunger na posição atual Minério transportado por caminhão Lavra contratada	Capital inicial US\$	Reinvestimento US\$	Custo de operação
<i>Lavra</i> 0,77 m <sup>3</sup> : t <sub>ROM</sub> Cobertura 0,48 m <sup>3</sup> : t <sub>ROM</sub> 62,8% volume Estéril 0,29 m <sup>3</sup> : t <sub>ROM</sub> 37,8% volume Minério Mão-de-obra de operação na lavra <i>Equipamentos auxiliares da lavra</i> Mão-de-obra de operação equip. aux. <b>Subtotal lavra + 160%</b> (margem operacional e BDI) <i>Supervisão e controle da contratada</i> <i>Mobilização e desmobilização da contratada</i>			0,12 US\$/t <sub>ROM</sub>  0,11 US\$/t <sub>ROM</sub> 0,31 0,28 0,12 0,09 <b>2,65 US\$/t<sub>ROM</sub></b> 1,78 US\$/t <sub>ROM</sub>
<i>Pilhas e alimentação da moega + 160%</i> Mão-de-obra de operação + 160%	0,00	0,00	0,51 US\$/t <sub>ROM</sub> 0,12
<i>Pré-tratamento</i> Mão-de-obra de operação	0,00	0,00	3,24 US\$/t <sub>ROM</sub> 0,02
<i>Supervisão e controle da contratante</i>	0,00	0,00	0,99 US\$/t <sub>ROM</sub>
<b>Subtotal 1</b>	<b>500.000,00</b>	<b>500.000,00</b>	<b>9,32 US\$/t<sub>ROM</sub></b>
<i>Administrativo (20 % custo operação)</i> Bacia de rejeito (areia) Recuperação ambiental (10000 US\$/ha)	300.000,00 0,00	300.000,00 0,00	1,86 US\$/t <sub>ROM</sub> 0,04 US\$/t <sub>ROM</sub>
<b>Subtotal 2</b> (Recup. pré-tratamento = 90%) Contingências (15%) Estudos de viabilidade EPCM <i>Capital de giro e pré-desenvolvimento</i> <b>Total sem taxas</b>	<b>800.000,00</b> 120.000,00 150.000,00 300.000,00 586.058,59 <b>1.956.058,59</b>	<b>800.000,00</b> 120.000,00   <b>920.000,00</b>	<b>11,22 US\$/t<sub>ROM</sub></b> <b>12,47 US\$/t<sub>produto</sub></b> 1,87 US\$/t <sub>produto</sub>  <b>14,34 US\$/t<sub>produto</sub></b>
<i>Taxas sobre vendas</i> <b>US\$/t<sub>produto</sub> :</b> <b>25,00</b>			
PIS/PASEP (0,65%) Cofins (3%) CFEM (2%) <b>Subtotal taxas federais</b>			0,16 US\$/t <sub>produto</sub> 0,75 0,37 <b>1,28 US\$/t<sub>produto</sub></b>
ICMS (17%) <b>Subtotal taxas sobre vendas</b>			4,25 US\$/t <sub>produto</sub> <b>5,53 US\$/t<sub>produto</sub></b>
<b>Total geral</b>	<b>1.956.058,59</b>	<b>920.000,00</b>	<b>19,87 US\$/t<sub>produto</sub></b>

## ANEXO 27

FLUXO DE CAIXA I  
BLUNGER FIXO NA POSIÇÃO ATUAL  
ALTERNATIVA 1 - INVESTIMENTO E OPERAÇÃO PRÓPRIOS

Área 2 - Fluxo de Caixa I (sem imposto e sem empréstimo) - Operação com Capital Próprio										
Preço do produto (US\$/t): 25,00										
Ano	Reservas Restantes	Produção ROM	Receita	Custo Operação	Investimento Inicial	Reinvestimento	Fluxo de Caixa	Somatório Flx. Caixa	Flx. Caixa Descontado	Somatório Flx.Cx.Desc.
	Mt	Mt	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$
									6,09%	
0	16,69	0,00	0,00	0,00	9,51	0,00	-9,51	-9,51	-9,51	-9,51
1	15,04	1,65	37,13	24,12	0,00	0,00	13,00	3,49	12,26	2,75
2	13,39	1,65	37,13	24,12	0,00	0,00	13,00	16,49	11,55	14,30
3	11,74	1,65	37,13	24,12	0,00	1,17	11,83	28,32	9,91	24,20
4	10,09	1,65	37,13	24,12	0,00	2,83	10,17	38,50	8,03	32,24
5	8,44	1,65	37,13	24,12	0,00	2,24	10,76	49,26	8,01	40,24
6	6,79	1,65	37,13	24,12	0,00	1,01	11,99	61,25	8,41	48,65
7	5,14	1,65	37,13	24,12	0,00	2,25	10,75	71,99	7,11	55,76
8	3,49	1,65	37,13	24,12	0,00	1,41	11,59	83,58	7,22	62,98
9	1,84	1,65	37,13	24,12	0,00	0,00	13,00	96,58	7,64	70,61
10	0,19	1,65	37,13	24,12	0,00	0,00	13,00	109,59	7,20	77,81
						10,93				

## ANEXO 28

FLUXO DE CAIXA I  
BLUNGER FIXO NA POSIÇÃO ATUAL  
ALTERNATIVA 1 - INVESTIMENTO E OPERAÇÃO DA LAVRA CONTRATADA

Área 2 - Fluxo de Caixa I (sem imposto e sem empréstimo) - Operação Contratada										
Preço do produto (US\$/t) 25,00										
Ano	Reservas Restantes	Produção ROM	Receita	Custo Operação	Investimento Inicial	Reinvestimento	Fluxo de Caixa	Somatório Flx. Caixa	Flx. Caixa Descontado	Somatório Flx.Cx.Desc.
	Mt	Mt	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$
									6,09%	
0	16,69	0,00	0,00	0,00	1,96	0,00	-1,96	-1,96	-1,96	-1,96
1	15,04	1,65	37,13	32,79	0,00	0,00	4,34	2,38	4,09	2,13
2	13,39	1,65	37,13	32,79	0,00	0,00	4,34	6,72	3,86	5,99
3	11,74	1,65	37,13	32,79	0,00	0,00	4,34	11,06	3,63	9,62
4	10,09	1,65	37,13	32,79	0,00	0,00	4,34	15,40	3,43	13,05
5	8,44	1,65	37,13	32,79	0,00	0,00	4,34	19,74	3,23	16,27
6	6,79	1,65	37,13	32,79	0,00	0,35	3,99	23,73	2,80	19,08
7	5,14	1,65	37,13	32,79	0,00	0,00	4,34	28,07	2,87	21,95
8	3,49	1,65	37,13	32,79	0,00	0,00	4,34	32,41	2,70	24,65
9	1,84	1,65	37,13	32,79	0,00	0,00	4,34	36,75	2,55	27,20
10	0,19	1,65	37,13	32,79	0,00	0,58	3,76	40,52	2,08	29,28
						0,92				

## ANEXO 29

## INVESTIMENTO E CUSTO DE OPERAÇÃO

## BLUNGER FIXO ÁREA 2

ALTERNATIVA 2 - INVESTIMENTO E OPERAÇÃO PRÓPRIOS

Blunger fixo na Área 2	Capital inicial US\$	Reinvestimento US\$	Custo de operação
<b>Lavra</b> 0,77 m <sup>3</sup> : t <sub>ROM</sub>			
Cobertura 0,48 m <sup>3</sup> : t <sub>ROM</sub>	1.319.095,49	1.609.378,49	0,12 US\$/t <sub>ROM</sub>
62,8% volume			
Estéril 0,29 m <sup>3</sup> : t <sub>ROM</sub>	1.138.565,51	1.349.620,51	0,11 US\$/t <sub>ROM</sub>
37,8% volume			
Minério	1.465.308,00	1.755.591,00	0,13
Mão-de-obra de operação na lavra			0,18
Equipamentos auxiliares da lavra	1.682.050,00	285.863,00	0,09
Mão-de-obra de operação equip. aux.			0,09
<b>Subtotal lavra</b>	<b>5.605.019,00</b>	<b>5.000.453,00</b>	<b>0,71 US\$/t<sub>ROM</sub></b>
<i>Pilhas e alimentação da moega</i>	733.720,00	1.467.440,00	0,20 US\$/t <sub>ROM</sub>
Mão-de-obra de operação			0,05
<i>Pré-tratamento (transferência do blunger)</i>	725.000,00	0,00	3,24 US\$/t <sub>ROM</sub>
Mão-de-obra de operação			0,02
<i>Supervisão e controle</i>	0,00	0,00	1,38 US\$/t <sub>ROM</sub>
<b>Subtotal 1</b>	<b>7.063.739,00</b>	<b>6.467.893,00</b>	<b>5,60 US\$/t<sub>ROM</sub></b>
<i>Administrativo (20 % custo operação)</i>			1,12 US\$/t <sub>ROM</sub>
Bacia de rejeito (areia)	300.000,00	300.000,00	
Recuperação ambiental (10000 US\$/ha)	0,00	0,00	0,04 US\$/t <sub>ROM</sub>
<b>Subtotal 2</b> (Recup. pré-tratamento = 90%)	<b>7.363.739,00</b>	<b>6.767.893,00</b>	<b>6,76 US\$/t<sub>ROM</sub></b>
Contingências (15%)	1.104.560,85	1.015.183,95	7,51 US\$/t <sub>produto</sub>
Estudos de viabilidade (2% custo de capital)	147.274,78		1,13 US\$/t <sub>produto</sub>
EPCM (4% custo de capital)	294.549,56		
Capital de giro e pré-desenvolvimento	276.880,04		
<b>Total sem taxas</b>	<b>9.187.004,23</b>	<b>7.783.076,95</b>	<b>8,64 US\$/t<sub>produto</sub></b>
<i>Taxas sobre vendas</i> <b>US\$/t<sub>produto</sub> : 25,00</b>			
PIS/PASEP (0,65%)			0,16 US\$/t <sub>produto</sub>
Cofins (3%)			0,75
CFEM (2%)			0,37
<b>Subtotal taxas federais</b>			<b>1,28 US\$/t<sub>produto</sub></b>
ICMS (17%)			4,25 US\$/t <sub>produto</sub>
<b>Subtotal taxas sobre vendas</b>			<b>5,53 US\$/t<sub>produto</sub></b>
<b>Total geral</b>	<b>9.187.004,23</b>	<b>7.783.076,95</b>	<b>14,17 US\$/t<sub>produto</sub></b>

## ANEXO 30

INVESTIMENTO E CUSTO DE OPERAÇÃO  
BLUNGER MÓVEL ALVO 22 (FELIPE I)  
ALTERNATIVA 3 - INVESTIMENTO E OPERAÇÃO PRÓPRIOS

Blunger móvel no Alvo 22			Capital inicial US\$	Reinvestimento US\$	Custo de operação
<b>Lavra</b>	0,77	m <sup>3</sup> : t <sub>ROM</sub>			
Cobertura	0,48	m <sup>3</sup> : t <sub>ROM</sub>	1.319.095,49	1.609.378,49	
62,8% volume					0,12 US\$/t <sub>ROM</sub>
Estéril	0,29	m <sup>3</sup> : t <sub>ROM</sub>	1.138.565,51	1.349.620,51	
37,8% volume					0,11 US\$/t <sub>ROM</sub>
Minério			1.465.308,00	1.755.591,00	0,13
Mão-de-obra de operação na lavra					0,18
Equipamentos auxiliares da lavra			1.682.050,00	285.863,00	0,09
Mão-de-obra de operação equip. aux.					0,09
<b>Subtotal lavra</b>			<b>5.605.019,00</b>	<b>5.000.453,00</b>	<b>0,71 US\$/t<sub>ROM</sub></b>
Pilhas e alimentação da moega			733.720,00	1.467.440,00	0,20 US\$/t <sub>ROM</sub>
Mão-de-obra de operação					0,05
Pré-tratamento (transferência do blunger)			1.460.000,00	0,00	3,06 US\$/t <sub>ROM</sub>
Mão-de-obra de operação					0,03
Supervisão e controle			0,00	0,00	1,38 US\$/t <sub>ROM</sub>
<b>Subtotal 1</b>			<b>7.798.739,00</b>	<b>6.467.893,00</b>	<b>5,43 US\$/t<sub>ROM</sub></b>
Administrativo (20 % custo operação)					1,09 US\$/t <sub>ROM</sub>
Bacia de rejeito (areia)			300.000,00	300.000,00	
Recuperação ambiental (10000 US\$/ha)			0,00	0,00	0,04 US\$/t <sub>ROM</sub>
					<b>6,55 US\$/t<sub>ROM</sub></b>
<b>Subtotal 2 (Recup. pré-tratamento = 90%)</b>			<b>8.098.739,00</b>	<b>6.767.893,00</b>	<b>7,28 US\$/t<sub>produto</sub></b>
Contingências (15%)			1.214.810,85	1.015.183,95	1,09 US\$/t <sub>produto</sub>
Estudos de viabilidade (2% custo de capital)			161.974,78		
EPCM (4% custo de capital)			323.949,56		
Capital de giro e pré-desenvolvimento			276.880,04		
<b>Total sem taxas</b>			<b>10.076.354,23</b>	<b>7.783.076,95</b>	<b>8,37 US\$/t<sub>produto</sub></b>
Taxas sobre vendas			<b>US\$/t<sub>produto</sub> : 25,00</b>		
PIS/PASEP (0,65%)					0,16 US\$/t <sub>produto</sub>
Cofins (3%)					0,75
CFEM (2%)					0,37
<b>Subtotal taxas federais</b>					<b>1,28 US\$/t<sub>produto</sub></b>
ICMS (17%)					4,25 US\$/t <sub>produto</sub>
<b>Subtotal taxas sobre vendas</b>					<b>5,53 US\$/t<sub>produto</sub></b>
<b>Total geral</b>			<b>10.076.354,23</b>	<b>7.783.076,95</b>	<b>13,90 US\$/t<sub>produto</sub></b>



## ANEXO 31

**FLUXO DE CAIXA I**  
**ALTERNATIVA 2 - BLUNGER FIXO NA ÁREA 2**

Área 2 - Fluxo de Caixa I (sem imposto e sem empréstimo) - Operação com Capital Próprio										
Preço do produto (US\$/125,00)										
Ano	Reservas Restantes	Produção ROM	Receita	Custo Operação	Investimento Inicial	Reinvestimento	Fluxo de Caixa	Somatório Flx. Caixa	Flx. Caixa Descontado	Somatório Flx.Cx.Desc.
	Mt	Mt	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$
									6,09%	
0	16,69	0,00	0,00	0,00	9,19	0,00	-9,19	-9,19	-9,19	-9,19
1	15,04	1,65	37,13	23,38	0,00	0,00	13,74	4,55	12,96	3,77
2	13,39	1,65	37,13	23,38	0,00	0,00	13,74	18,30	12,21	15,98
3	11,74	1,65	37,13	23,38	0,00	0,00	13,74	32,04	11,51	27,49
4	10,09	1,65	37,13	23,38	0,00	1,75	12,00	44,04	9,47	36,96
5	8,44	1,65	37,13	23,38	0,00	2,69	11,05	55,09	8,22	45,18
6	6,79	1,65	37,13	23,38	0,00	1,25	12,50	67,59	8,76	53,95
7	5,14	1,65	37,13	23,38	0,00	0,35	13,40	80,99	8,86	62,81
8	3,49	1,65	37,13	23,38	0,00	1,75	12,00	92,99	7,48	70,28
9	1,84	1,65	37,13	23,38	0,00	0,00	13,74	106,73	8,07	78,36
10	0,19	1,65	37,13	23,38	0,00	0,00	13,74	120,48	7,61	85,97
						7,78				

## ANEXO 32

**FLUXO DE CAIXA I**  
**ALTERNATIVA 3 – BLUNGER MÓVEL NA ÁREA 2**

Area 2 - Fluxo de Caixa I (sem imposto e sem empréstimo) - Operação com Capital Próprio										
Preço do produto (US\$/125,00)										
Ano	Reservas Restantes	Produção ROM	Receita	Custo Operação	Investimento Inicial	Reinvestimento	Fluxo de Caixa	Somatório Flx. Caixa	Flx. Caixa Descontado	Somatório Flx.Cx.Desc.
	Mt	Mt	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$
									6,09%	
0	16,69	0,00	0,00	0,00	10,08	0,00	-10,08	-10,08	-10,08	-10,08
1	15,04	1,65	37,13	22,94	0,00	0,00	14,19	4,11	13,38	3,30
2	13,39	1,65	37,13	22,94	0,00	0,00	14,19	18,30	12,61	15,90
3	11,74	1,65	37,13	22,94	0,00	0,00	14,19	32,49	11,88	27,79
4	10,09	1,65	37,13	22,94	0,00	1,75	12,44	44,93	9,82	37,61
5	8,44	1,65	37,13	22,94	0,00	2,69	11,50	56,43	8,56	46,17
6	6,79	1,65	37,13	22,94	0,00	1,25	12,94	69,37	9,08	55,24
7	5,14	1,65	37,13	22,94	0,00	0,35	13,85	83,22	9,15	64,40
8	3,49	1,65	37,13	22,94	0,00	1,75	12,44	95,66	7,75	72,15
9	1,84	1,65	37,13	22,94	0,00	0,00	14,19	109,85	8,34	80,48
10	0,19	1,65	37,13	22,94	0,00	0,00	14,19	124,04	7,86	88,34
						7,78				

