

MINERAIS DO PARANÁ S.A. - MINEROPAR

PLANO DE APROVEITAMENTO ECONÔMICO

FLUORITA VOLTA GRANDE

DNPM Nº 820.214/80

GILMAR FAIVA LIMA

CURITIBA

NOV/86

MINERAIS DO PARANÁ S/A - MINEROPAR

PLANO DE APROVEITAMENTO ECONÔMICO

FLUORITA VOLTA GRANDE

DNPM Nº 820.214/80

Gilmar Paiva Lima

Curitiba

NOV/86

M
553.634
: 328.984
L 432

Registro n. 3057



Biblioteca/Mineropar

MINEROPAR
Minerais do Paraná S. A.
BIBLIOTECA
REG. 3057 DATA 10/02/87

SUMÁRIO

1 - Memorial Explicativo	01
1.1 - Introdução	01
1.2 - Localização e Acesso	01
1.3 - Aspectos Fisiográficos	02
1.4 - Aspectos Sócio-Econômicos	02
2 - Critérios de Projeto	02
3 - Minério	04
3.1 - Características	04
3.2 - Reservas e Teores	05
3.3 - Especificações Quanto à Destinação Econômica ..	06
4 - Geologia	07
4.1 - Geologia Regional	07
4.2 - Geologia Local	08
4.3 - Geologia do Jazimento	09
4.3.1 - Trabalhos Realizados	09
4.3.2 - Natureza das Rochas Encaixantes	09
4.3.3 - Natureza do Minério	11
4.3.4 - Comportamento Estrutural do Minério e Encaixante	11
5 - Síntese do Projeto	11
5.1 - Lavra	11
5.2 - Beneficiamento	13
5.3 - Áreas de Servidão	13
6 - Lavra à Céu Aberto	14
6.1 - Plano da Mina	14
6.2 - Produção	15
6.3 - Desenvolvimento da Mina	15
6.4 - Estéril a ser Removido	16
6.5 - Desmonte do Minério	16
6.6 - Carga do Minério e Estéril	19

6.7 - Transporte do Minério e Estéril	20
6.8 - Lay-Out da Lavra à Céu Aberto	21
7 - Lavra Subterrânea	21
7.1 - Método	21
7.2 - Reservas e Produção	22
7.3 - Plano da Mina	22
7.4 - Desenvolvimento	24
7.5 - Perfuração	27
7.6 - Desmonte do Material	27
7.7 - Carga e Transporte no Subsolo	28
7.8 - Içamento	29
7.9 - Enchimento	29
7.10 - Transporte em Superfície	30
8 - Beneficiamento	31
8.1 - Estudos Realizados	31
8.2 - Fluxograma do Processo	37
8.3 - Balanço de Mina Previsto	39
8.4 - Continuidade	39
8.5 - Moagem	40
8.6 - Classificação	40
8.7 - Deslamagem	40
8.8 - Condicionamento	41
8.9 - Flotação	41
8.10 - Filtragem	41
8.11 - Secagem	42
8.12 - Briquetagem	42
8.13 - Barragem de Rejeitos	43
9 - Infra-Estrutura	43
9.1 - Construções Cíveis	43
9.2 - Energia Elétrica	44
9.3 - Água Industrial e Potável	45
9.4 - Água Subterrânea	45
9.5 - Ventilação	46
9.6 - Segurança	46
9.7 - Apoio Logístico	46

10 - Recuperação Ambiental	47
11 - Estudo de Mercado	47
12 - Análise Econômica	52
12.1 - Quadro Resumo dos Investimentos	52
12.2 - Quadro Resumo dos Custos	52
12.3 - Previsão de Receitas	53
12.4 - Infra-Estrutura	53
12.4.1 - Construções Cíveis na Mina	53
12.4.2 - Construções Cíveis na Usina	54
12.4.3 - Energia Elétrica	55
12.4.4 - Água Industrial e Potável	55
12.4.5 - Apoio Logístico	56
12.4.6 - Quadro dos Investimentos em Infra- -Estrutura	56
12.5 - Investimentos Pré-Operacionais	56
12.6 - Investimentos Lavra à Céu Aberto	57
12.6.1 - Topografia	57
12.6.2 - Desmatamento	57
12.6.3 - Terraplenagem e Estradas de Acesso .	57
12.6.4 - Máquinas e Equipamentos	57
12.6.5 - Veículos	57
12.6.6 - Quadro dos Investimentos Lavra à Céu Aberto	58
12.7 - Investimentos Lavra Subterrânea	58
12.7.1 - Escavação do Poço Principal	58
12.7.2 - Escavação dos Poços de Ventilação e Entrada de Enchimento	58
12.7.3 - Abertura das Galerias de Transporte	58
12.7.4 - Escoramento	58
12.7.5 - Máquinas e Equipamentos	59
12.7.6 - Quadro dos Investimentos Lavra Sub- terrânea	59
12.8 - Investimentos Planta de Beneficiamento	59
12.8.1 - Barragem de Rejeitos	59
12.8.2 - Máquinas e Equipamentos	60
12.8.3 - Quadro dos Investimentos Beneficia- mento	60

12.9 - Capital de Giro	61
12.10 - Custos Operacionais	61
12.10.1 - Lavra à Céu Aberto	61
12.10.2 - Lavra Subterrânea	63
12.10.3 - Beneficiamento	65
12.11 - Custos Administrativos	67
12.12 - Custos de Comercialização	67
12.13 - Depreciações e Amortizações	68
12.14 - Cronograma Físico do Projeto	69
12.15 - Cronograma Financeiro do Projeto	70
12.16 - Viabilidade Econômica	71
12.16.1 - Metodologia	71
12.16.2 - Taxa de Mínima Atratividade	72
12.12.3 - Fluxo de Caixa Descontado	72
12.17 - Conclusões	72

1 - MEMORIAL EXPLICATIVO

1.1 - Introdução

Submete-se à apreciação do Departamento Nacional da Produção Mineral o plano de aproveitamento econômico para a jazida de fluorita, situada na localidade de Volta Grande, município de Cerro Azul, Estado do Paraná.

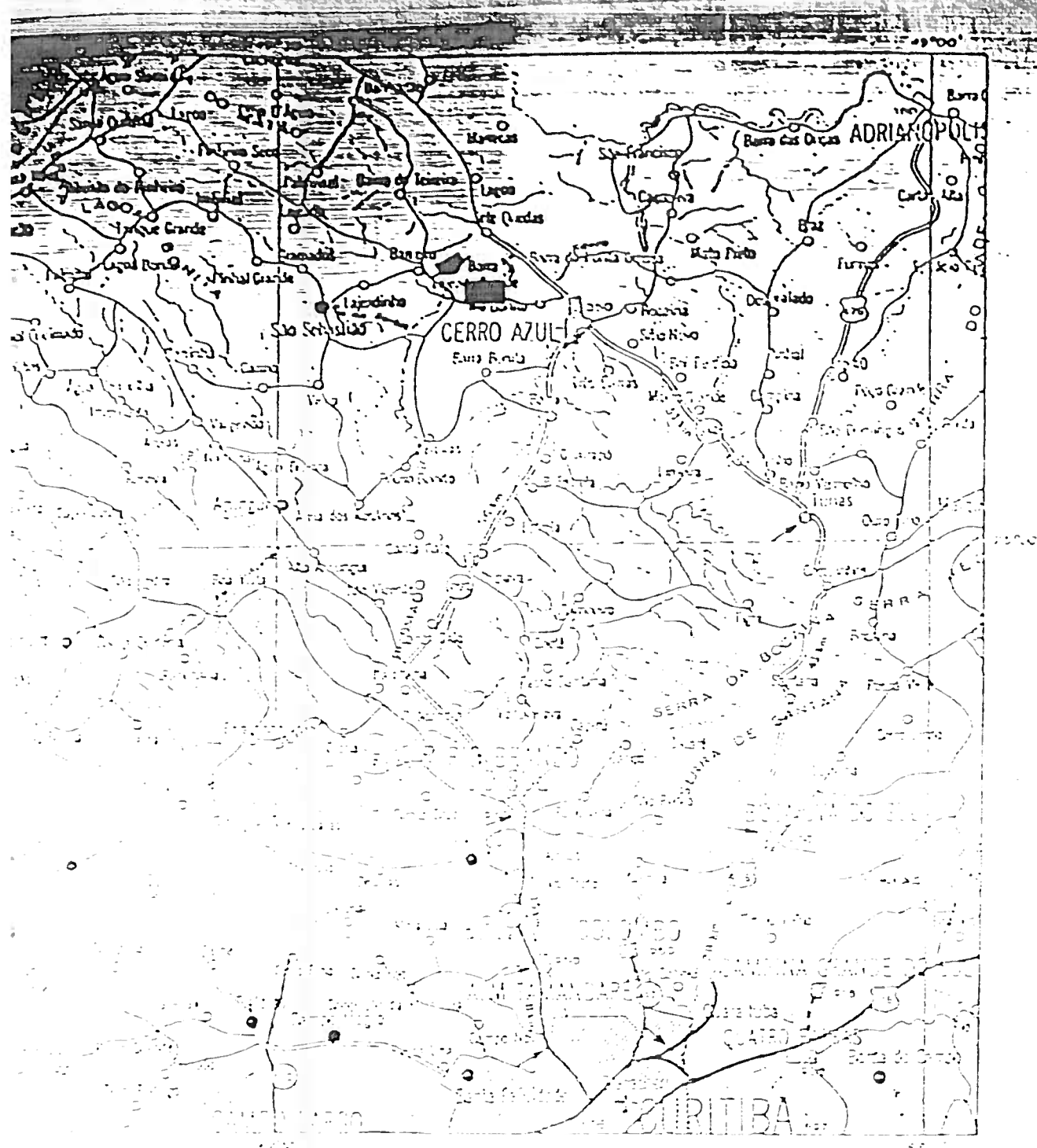
Como requerente, a Minerais do Paraná S/A - MINEROPAR, autorizada a funcionar como empresa de mineração pelo Alvará nº 3.165, de 18.05.78, publicado no Diário Oficial da União de 12.06.78, devidamente arquivado na Junta Comercial do Estado do Paraná, sob nº 125.665, CGC nº 77.635.126/0001-67, com sede à Rua Constantino Marochi, nº 800, na cidade de Curitiba, Estado do Paraná com relatório de pesquisa para a área em questão, nº DNPM 820.214/80, Alvará 4.524, aprovado e publicado no Diário Oficial da União de 21.01.86.

1.2 - Localização e Acesso

A jazida em questão encontra-se na porção NE da folha topográfica de Cerro Azul, SG-22-X-B-IV-3, escala 1:50.000, da Diretoria do Serviço Geográfico-Brasil e a NO da sede do município.

O acesso a partir de Curitiba pode ser feito tanto pela Rodovia dos Minérios, PR-092, como pela Estrada da Ribeira, BR-476 (Figura 1). A partir de Cerro Azul, o acesso pode ser feito pela antiga estrada Cerro Azul- Varzeão ou por aquela que conduz à localidade de Freguesia.

Pela primeira, trafega-se 9 km, quando toma-se o acesso para as localidades de Volta Grande, Bomba e São Sebastião, percorrendo-se mais 5 km, atingindo-se a jazida, à margem esquerda do Rio Ribeira. Pela segunda, trafega-se 20 km, até a balsa sobre o Rio Ribeira e daí por mais 2 km à jusante do rio, atingindo-se a área em questão.



Escala 1:50.000
 0 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10
 Km
 1:50.000
 0 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10
 Km
 1:50.000
 0 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10
 Km
 1:50.000
 0 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10
 Km



FIG. 01

MAPA DE LOCALIZAÇÃO

FIG. 01

1.3 - Aspectos Fisiográficos

O relevo da região é tipicamente montanhoso, com cursos d'água rápidos e encaixados, pouco propícios ao desenvolvimento de depósitos aluvionares extensos.

Dentre os tributários do Rio Ribeira, destacam-se os Rios Turvo, Ponta Grossa e Lageado Grande. A feição de relevo mais notável é o Morro do Chapéu, situado a leste da área em questão.

O clima, temperado úmido, determina severas condições de intemperismo químico sobre as rochas. No entanto, o desenvolvimento de solos férteis é prejudicado pela declividade das encostas e sua remoção é facilitada pelo intenso desmatamento verificado na região nos últimos anos.

1.4 - Aspectos Sócio-Econômicos

A sede do município dispõe de infra-estrutura ainda precária, se considerarmos sua relativa proximidade em relação aos grandes centros urbanos do sul do país. A cidade dispõe de agências bancárias, escola secundária, energia elétrica, correio e telefone.

Dentre as atividades econômicas, predomina a citricultura de pequena escala, seguida pela agricultura, com produção de feijão e milho, além da pecuária leiteira.

No setor de mineração destacam-se o Rocha Mineiração, na extração de chumbo, além da Mina de Fluorita de Mato Preto, em fase de implantação.

2 - CRITÉRIOS DE PROJETO

Foram utilizados os seguintes critérios de projeto quando da elaboração do estudo de viabilidade técnico-econômica da jazida em questão:

Critérios Técnicos

- Reserva

. Corpo I

Minério medido: 371.100 t

Minério indicado: 76.300 t

. Corpo II

Minério medido: 160.160 t

Minério indicado: 27.890 t

. Total

Minério medido: 531.260 t

Minério indicado: 104.190 t

- Teores de CaF_2

. Corpo I

Minério medido: 46,33%

Minério indicado: 32,75%

Minério medido + indicado: 44,01%

. Corpo II

Minério medido: 22,16%

Minério indicado: 24,12%

Minério medido + indicado: 22,45%

. Total

Minério medido: 39,04%

Minério indicado: 30,44%

Minério medido + indicado: 37,63%

- Peso específico do minério in situ: 2,6 t/m³

- Peso específico do minério solto: 2,1 t/m³

- Porcentagem de empolamento: 25%

- Lavra à céu aberto

. Reserva: 106.522 t

. Relação estéril/minério: 4,15

- . Produção: 19.000 t/ano
 - 1.584 t/mês
 - 64 t/dia
 - 8 t/hora
- . Vida útil: 5,4 anos
- . Regime de operação: 300 dias/ano
 - 8 horas/dia
- Lavra subterrânea
 - . Reserva: 264.579 t
 - . Produção: 19.000 t/ano
 - 1.584 t/mês
 - 64 t/dia
 - 10,7 t/hora
 - . Vida útil: 12,5 anos
 - . Regime de operação: 300 dias/ano
 - 6 horas/dia
- Beneficiamento
 - . Alimentação: 19.000 t/ano
 - . Produção: 8.640 t/ano
 - . Regime de operação: 300 dias/ano
 - 16 horas/dia

Crîtérios Econômicos

- 1 OTN = Cz\$ 106,40
- 1 US\$ = Cz\$ 13,80
- TMA = 8,21%

3 - MINÉRIO

3.1 - Características

O minério da jazida de fluorita de Volta Grande, em sua grande maioria, é do tipo maciço, de granulação fina e regular, cor amarela e teores variando entre 5% a mais

de 60% de CaF_2 .

A medida em que há um aprofundamento, onde a lixiviação do carbonato foi menos intensa, o minério apresenta cores mais escuras, indo do marrom ao cinza ou negro.

O minério fino, em partes com mais de 40% de CaF_2 , cristaliza-se como uma massa equigranular, fina e uniforme, que engloba todos os outros minérios, à exceção do carbonato hidrotermal.

O minério rico, com mais de 60% de CaF_2 , perfaz cerca de 15 a 20% do Corpo I e 5% do Corpo II. Este minério de alto teor é basicamente de dois tipos: maciço, de cor roxa azulada e compacto, identificado em superfície e não reconhecido nas descrições dos testemunhos de sondagem e minério poroso, mais comum, onde, aparentemente, foi formado a partir de uma brecha de onde os elementos de composição carbonatada foram lixiviados, vindo a fluorita ocupar a matriz e forrando as paredes das cavidades deixadas pelos elementos.

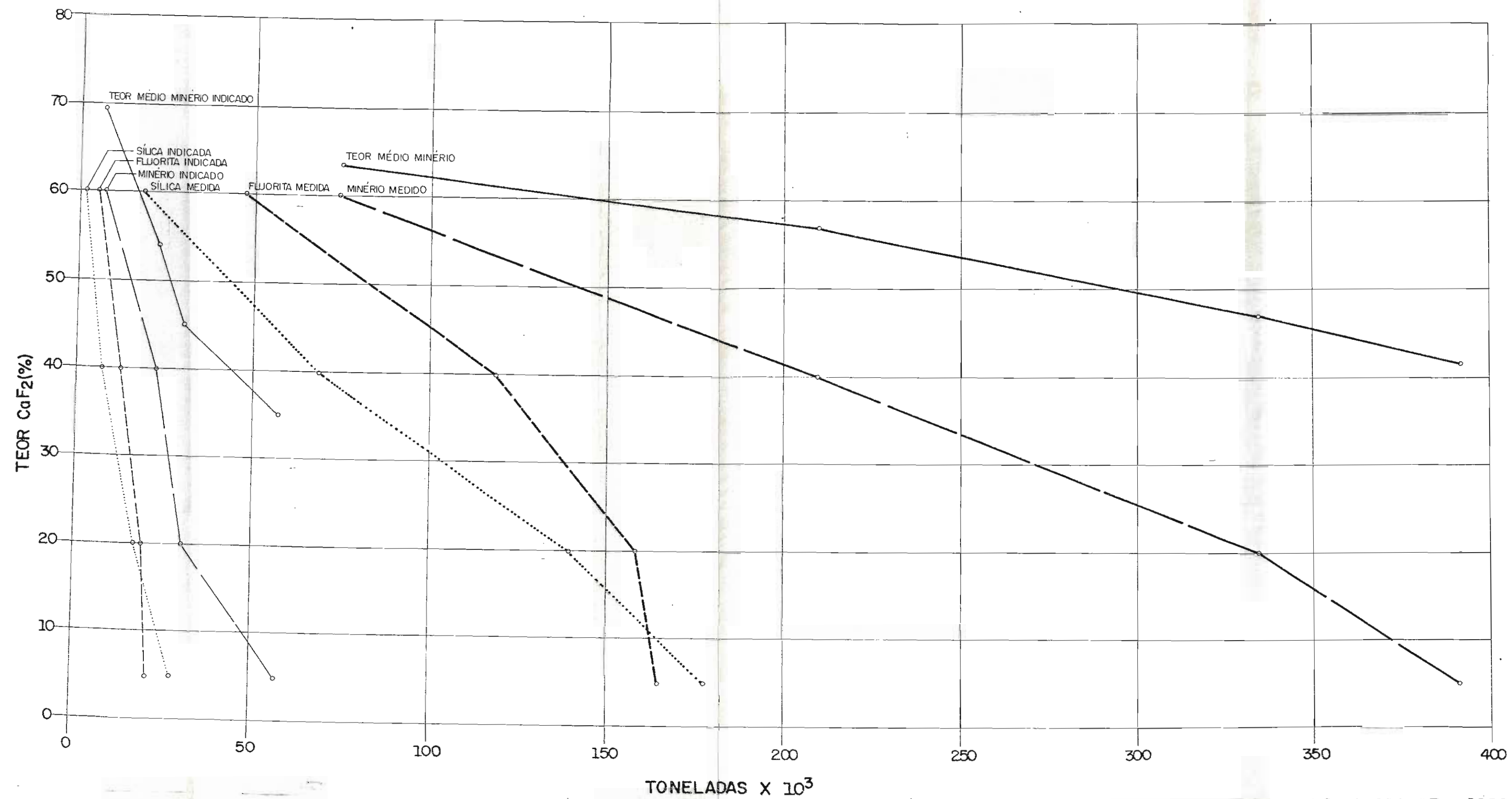
3.2 - Reservas e Teores

A jazida de fluorita de Volta Grande é composta por dois corpos de minério, totalizando 531.260 t, com teor médio de 39,04% de CaF_2 , para as reservas medidas e 104.190 t e teor médio de 30,44% para as reservas indicadas.

Para um teor de corte de 5% de CaF_2 , tem-se a seguinte distribuição:

	CORPO I		CORPO II		TOTAL	
	Reserva(t)	% CaF_2	Reserva(t)	% CaF_2	Reserva(t)	% CaF_2
Reserva Medida	371.100	46,33	160.160	22,16	531,260	39,04
Reserva Indicada	76.300	32,75	27.890	24,12	104.190	30,44
Reserva Medida + Reserva Indicada	447.400	44,01	188.050	22,45	635.450	37,63

Nas Figuras 2, 3 e 4, são apresentadas curvas de parametrização para os Corpos I, II e reservas totais. Cur



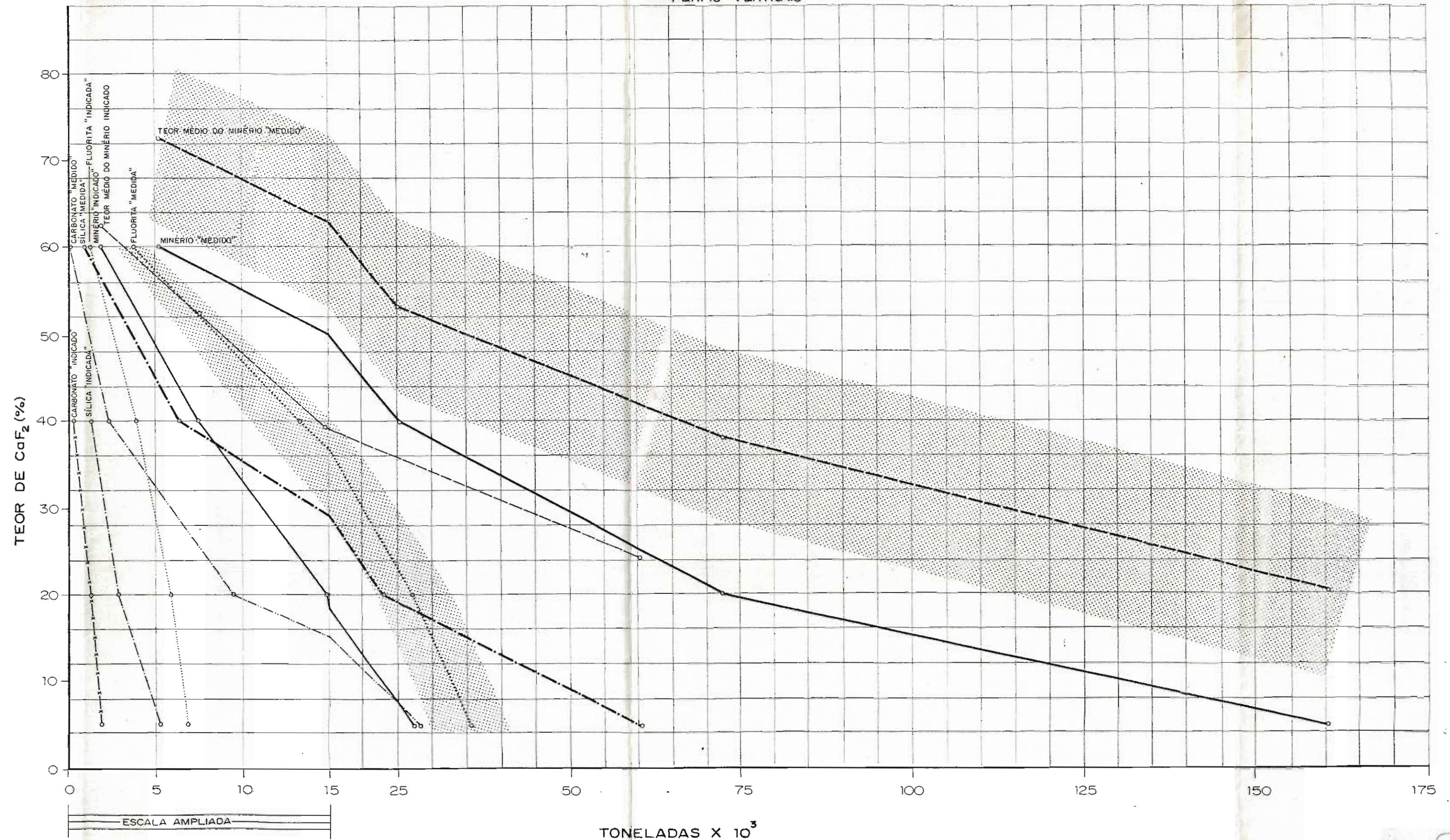
VOLTA GRANDE - CORPO I
PARAMETRIZAÇÃO DAS RESERVAS (PERFIS VERTICAIS)

FIG. - 3

VOLTA GRANDE - CORPO 2

PARAMETRIZAÇÃO DAS RESERVAS

PERFIS VERTICAIS



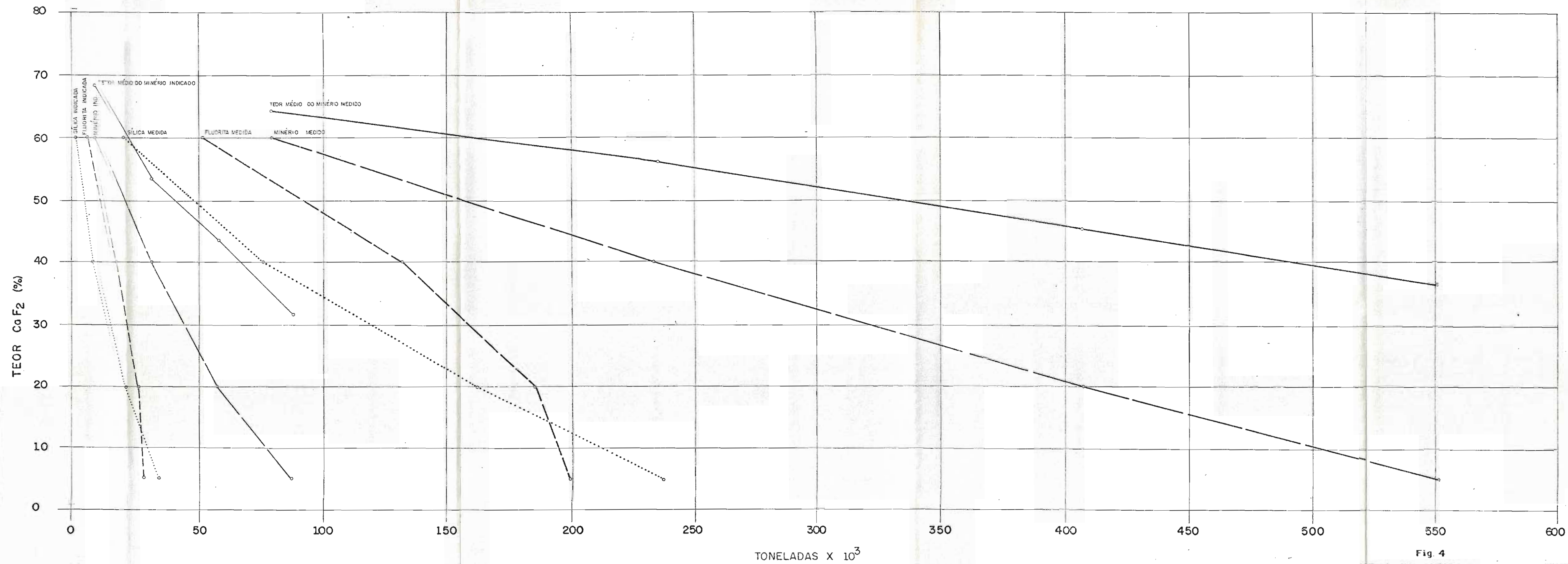


Fig. 4
RESERVAS TOTAIS DA JAZIDA DE VOLTA GRANDE
PERFIS VERTICAIS

vas de teor médio, minério, fluorita contida, sílica e carbonato para as reservas medidas e indicadas são ali apresentadas.

3.3 - Especificações Quanto à Destinação Econômica

A fluorita é classificada em três variedades básicas: metalúrgica, ácida e cerâmica.

As especificações são geralmente estabelecidas em função de sua aplicação, podendo ser mais ou menos rigorosas.

A fluorita é utilizada na metalurgia do alumínio, na obtenção do ácido fluorídrico, como fundente na produção de diversos ferro-ligas, na indústria do vidro, na formação de abrasivos aglomerados residuais e de borracha, na fabricação de tintas e vernizes e como fundente no setor de eletrodos para solda.

Fluorita Grau Metalúrgico

O teor comercial padrão é medido em porcentagem de "CaF₂ efetivo", que vale: "% CaF₂ efetivo" = $\text{CaF}_2 - 2,5 \times \% \text{SiO}_2$.

As especificações metalúrgicas exigem um teor de "CaF₂ efetivo" de 72,5%, embora sejam comuns teores de 60% e 70%.

A porcentagem de sílica deve ser inferior a 10%, o enxofre não deve ultrapassar 0,3%, o Al₂O₃ inferior a 1% e sulfatos, fosfatos e barita são indesejáveis.

A granulometria deve estar na faixa de 1/4", aceitando-se um máximo de 5% abaixo de 1/4".

Fluorita Grau Ácido

É utilizada principalmente na indústria química e na metalurgia do alumínio.

O teor mínimo de CaF₂ deve ser de 97%, a sílica no máximo 1,5%, o enxofre livre menor que 0,03% e o carbo-

nato de cálcio menor que 1%.

A granulometria deve ser menor que 100 mesh e o teor de umidade no máximo de 1%.

Fluorita Grau Cerâmico

Deve conter de 85 a 97% de CaF_2 , menos de 2,5% de sílica, menos de 0,12% de Fe_2O_3 , no máximo 1% de CaCO_3 e só pode ter traços de sulfatos de chumbo ou zinco.

A granulometria deve ter no mínimo 50% passando na malha de 100 mesh.

4 - GEOLOGIA

4.1 - Geologia Regional

Na região do Vale do Ribeira as mineralizações de fluorita estão inseridas dentro de um contexto geológico no qual predominam os metamorfitos do Grupo Açungui, de idade provável Proterozóica Média a Superior, referidos às Formações São Sebastião (Seqüência Perau), Água Clara e Votuverava. É ainda notável a presença de corpos graníticos intrusivos, com destaque para o Complexo Três Córregos, seguindo-se os "stocks" de Morro Grande, Varginha e Itaóca.

Observa-se um sistema de falhas ENE/EW, cujo representante mais característico é o denominado Lineamento Ribeira, estando as mineralizações de fluorita das jazidas de Sete Barras, do Brás e de Volta Grande, dispostas segundo este alinhamento.

O Complexo Três Córregos forma um maciço alongado, concordante com as estruturas regionais do Grupo Açungui, tendo no Primeiro Planalto Paranaense cerca de 95 km de comprimento e largura variável de 5 a 20 km. A oeste o maciço faz contato através da Falha de Itapirapuã com os metassedimentos Açungui da Formação Itaiacoca. A leste, seus contatos são intrusivos ou tectônicos com os metassedimentos Açungui da Formação Votuverava e da Formação Água Clara.

As rochas graníticas do complexo são bastante diversificadas, incluindo termos porfiróides sintectônicos, ao lado de granitos granulares tarditectônicos.

4.2 - Geologia Local

A geologia da área compreende basicamente rochas do Complexo Granítico Três Córregos, representadas por um granito porfiróide com matriz de composição monzogranítica e diques de granito granular alasquítico. Rochas do Grupo Açuquai, representadas por anfibolitos e rochas metassedimentares carbonáticas impuras, ocorrem como resto de teto, correlacionados à Formação Água Clara.

As rochas desta Formação ocupam 40% da área mapeada e são representadas principalmente por tipos carbonáticos. Ocorrem como restos de teto, formando pequenos corpos dispersos na área à margem esquerda do Rio Ribeira. Na área à margem direita, estas rochas tem distribuição mais contínua, ocupando uma faixa de 248 ha, com espessura máxima de 20 m. A individualização destes corpos é feita muitas vezes através de solo residual. As rochas metassedimentares originam um solo escuro, muito argiloso, enquanto o granito é recoberto por um solo castanho-claro a róseo com macrocristais de feldspato potássico ainda preservados.

O Complexo Granítico Três Córregos porfiróide com Matriz Monzogranítica apresenta-se na cor cinza-escura, por vezes cinza-clara, e aflora em forma de matacões arredondados que raramente ultrapassam 5 m de diâmetro. No contato com enclaves de rocha metassedimentar, esse granito torna-se fino apresentando cor branca e textura granular. Já o Granito Granular Alasquítico apresenta cor esbranquiçada, levemente rósea, textura granular fina, hipidiomórfica e xenomórfica, ocorrendo em forma de diques. Possui espessuras centimétricas a métricas e comprimentos que alcançam dezenas de metros. Por vezes esses diques aproveitaram de espaços vazios tais como fraturas para se alojarem, englobando totalmente fragmentos de granito e/ou metassedimento demonstrando ter na época da intrusão elevada fluidez.

4.3 - Geologia do Jazimento

4.3.1 - Trabalhos Realizados

Na área mineralizada foram executados dezesseis furos de sonda, vinte trincheiras e dois poços. Os testemunhos de sondagem e as trincheiras foram descritos e amostrados metro a metro, obedecendo os contatos litológicos. Todas as amostras foram analisadas para fluorita (CaF_2) e aquelas em que este teor mostrou-se acima de 5% foram reanalisados para SiO_2 , BaSO_4 , CaCO_3 , FeO , S, Pb e Zn.

Para estudo petrográfico utilizaram-se amostras coletadas nos testemunhos de sondagem e em superfície, tendo sido descritas 110 lâminas delgadas.

De posse dos dados obtidos nas trincheiras, sondagens e poços, foram traçados perfis verticais, base para a tubagem dos corpos mineralizados, cubagem esta efetuada através de blocos, conforme esquema apresentado na Figura 5. Na planta das trincheiras, definiu-se a zonalidade do minério, com teor de CaF_2 maior que 5%, sendo demarcados os perímetros de afloramento de quatro tipos de minério, denominados:

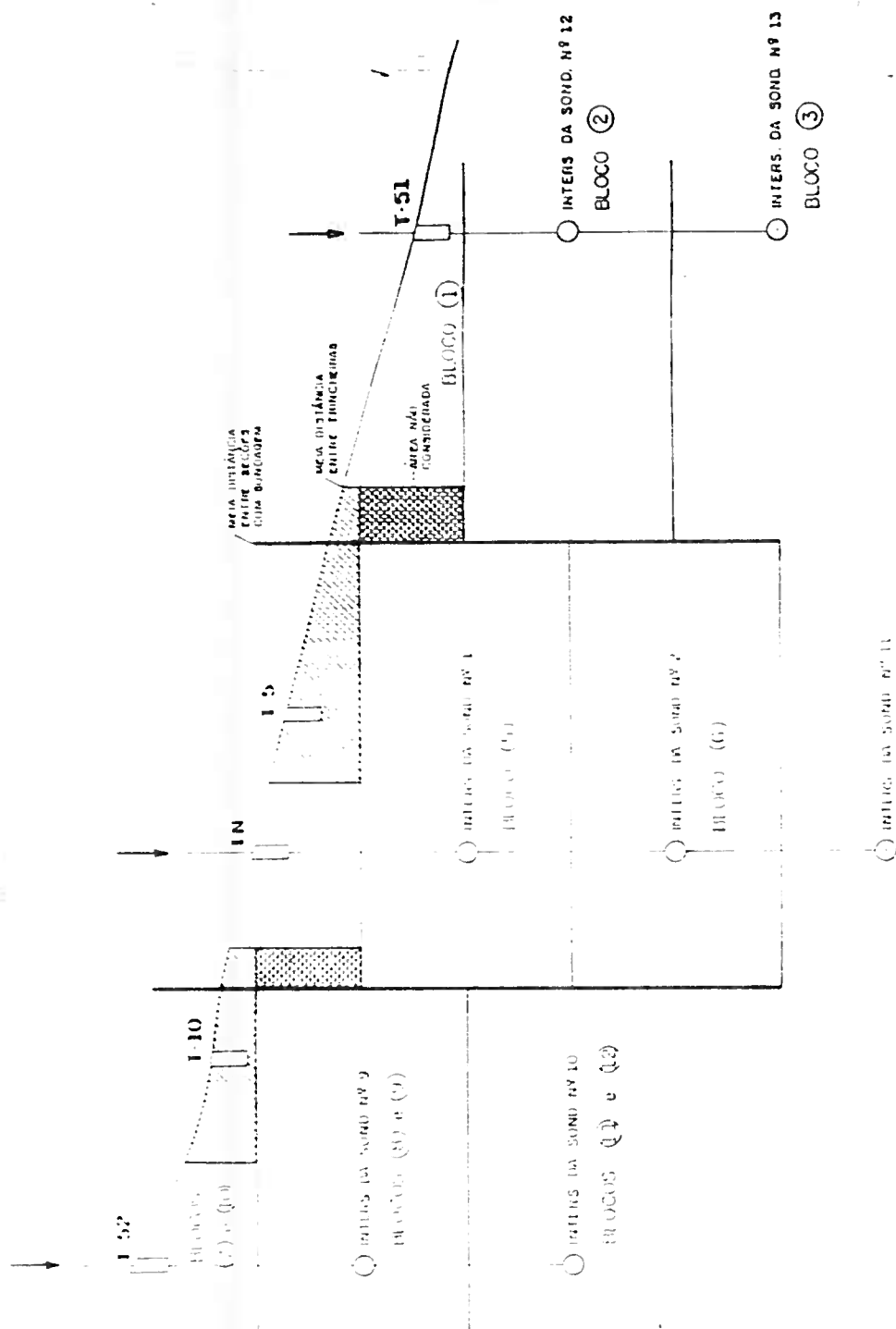
Minério Tipo	Teor de CaF_2 (%)
A	mais de 60,00
B	40,01 - 60,00
C	20,01 - 40,00
D	5,00 - 20,00

A zonalidade obtida em planta foi estendida em profundidade, sendo a mesma definida nos planos de secção que contêm os furos de sondagem.

4.3.2 - Natureza das Rochas Encaixantes

Inicialmente encontra-se na região da jazida o Granito Três Córregos, raramente mostrando-se inalterado. É um biotita-hornblenda granito com macrocristais de feldspato potássico de dimensões centimétricas. A matriz é clara, acinzentada ou escura, a depender da concentração de máficos e os ma

FIG. 1



05.50
15.15

crocristais de cor creme.

Após o Granito Três Córregos os metassedimentos são as rochas de maior expressão superficial na área da jazida. São restos de teto apoiados ou englobados pelo granito ou encaixados em falhamentos. A maioria do minério dos Corpos I e II é produto da substituição destas rochas por fluorita.

Entre estes metassedimentos, as rochas carbonatadas impuras constituem o fácies volumetricamente mais importante, devendo perfazer cerca de 90% ou mais das ocorrências onde é ainda possível reconhecer as feições litológicas originais. Afloram bastante bem na área do Corpo II. No Corpo I, os metassedimentos ocorrem em superfície com cores amarelas e ocre, conseqüentes da lixiviação e alteração dos seus constituintes carbonatados. Quando inalterados são de cor cinza e composição variando entre mármore dolomíticos impuros e metamargas sílticas.

Sobretudo no Corpo I, mas também no Corpo II, todas as rochas sedimentares, cataclásticas e graníticas, são cortadas e/ou venuladas por um granito branco, fino, de granulometria homogênea e composição alaskítica. A cor branca, a ausência de macrocristais e fenocristais e a granulometria homogênea o diferencia do Granito Três Córregos.

Devido a um metamorfismo dinâmico particularmente intenso na área do Corpo I, foram gerados milonitos e brechas com granulometria das mais variadas. Os cataclasitos mais finos geralmente mostram-se orientados e bandados, exibindo uma pseudo-estratificação oriunda do esmagamento conseqüente do deslocamento diferencial entre blocos falhados. Devido as suas porosidades os cataclasitos foram facilmente percolados tanto pelos fluidos mineralizadores e pela sílica, quanto por fluidos carbonatados tardios, que cimentam a matriz das brechas e substituem os milonitos. A presença de brechas cataclásticas com elementos mineralizados, assim como de brechas com matriz mineralizada e elementos estéreis ou, ainda, com elementos e matriz mineralizados, sugerem que o metamorfismo dinâmico tenha estado ativo desde épocas pré-mineralização talvez até o presente.

4.3.3 - Natureza do Minério

O minério pertencente ao Corpo I apresenta uma boa zonação dos teores de CaF_2 . A partir de um núcleo de elevado teor, que ocupa a posição média do corpo mineralizado, os teores decrescem lateralmente, em direção aos contatos com o granito.

Para o Corpo II, a conformação se apresenta mais complexa. Em planta tem-se um núcleo alongado, com mais de 60% de CaF_2 , envolvido por uma faixa praticamente estéril, com menos de 5% de CaF_2 . A irregularidade vista em planta persiste em subsuperfície, onde o pacote mineralizado afila-se de modo rápido, proporcionando, nas sondagens, espessuras de minério aparentemente incompatíveis com aquelas visíveis nas trincheiras, sendo talvez uma consequência da maior ou menor permeabilidade das rochas aos fluidos mineralizadores.

Ao menos 80% do minério conhecido do Corpo I e 95% daquele do Corpo II, é do tipo maciço, de granulometria fina e regular, cor amarela e teores entre 5% e 60% de CaF_2 . Em profundidade, onde a lixiviação do carbonato foi menos intensa, este minério tem cores mais escuras, tendendo ao marrom, ao cinza ou ao negro, sendo tanto mais escuro quanto maior o teor de fluorita.

4.3.4 - Comportamento Estrutural do Minério e Encaixante

As Figuras 6 e 7 a seguir mostram o posicionamento espacial do minério e encaixante a partir dos trabalhos de pesquisa realizados.

5 - SÍNTESE DO PROJETO

5.1 - Lavra

Como já exposto, a jazida de fluorita de Volta Grande é composta por dois corpos mineralizados, totalizando

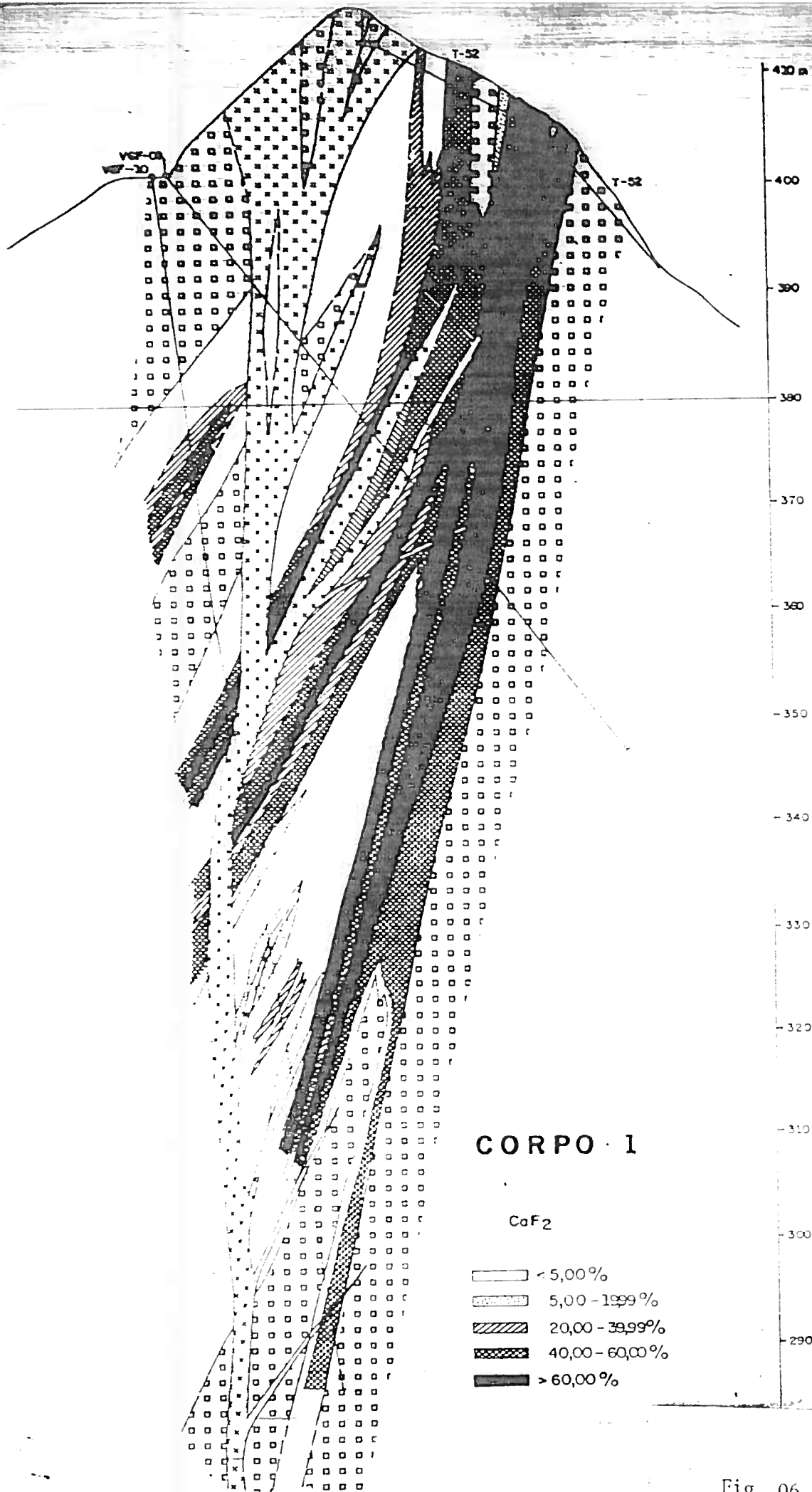


Fig. 06

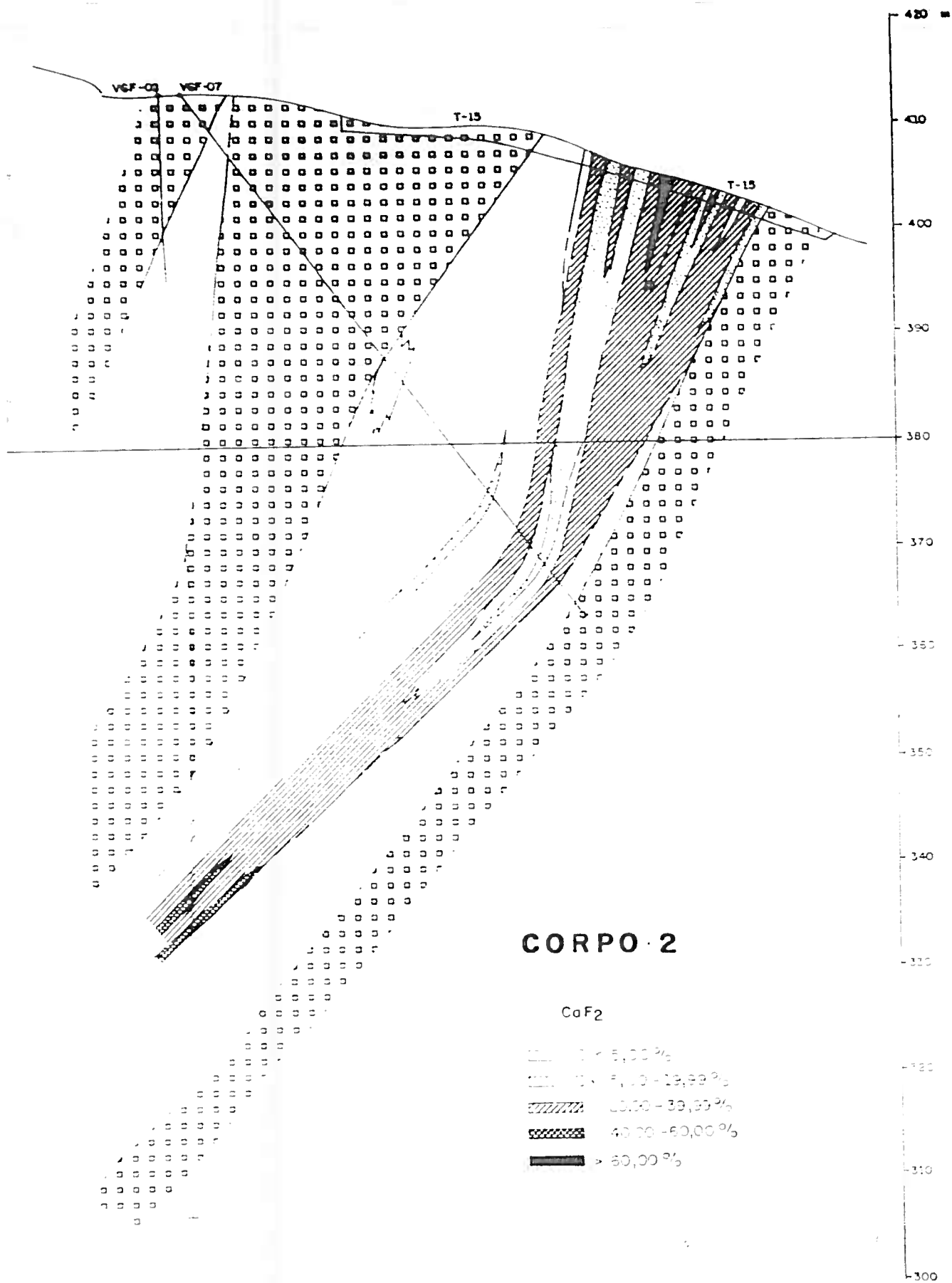


Fig. 07

635.450 t de minério medido e indicado, e um teor médio de 37,63% de CaF_2 .

O Corpo I, com 447.400 t, representa 70,4% da reserva global e daquele total, 82,9% corresponde a minério medido, ou seja, 371.100 t, com teor médio de 46,33% de CaF_2 .

Em vista disto, serão consideradas, para a fase inicial de lavra, as reservas medidas pertencentes ao Corpo I, sendo aquelas pertencentes ao Corpo II exauridas numa segunda etapa, posterior à exaustão do Corpo I.

Devido às características da topografia na região da jazida, uma parcela da reserva de minério será explorada através de lavra à céu aberto, estipulando-se o limite da cava na cota 380 m, nível do Rio Ribeira, situado nas proximidades.

As reservas a serem exauridas pelo método à céu aberto totalizam 106.522 t, o que corresponde à aproximadamente 29% do minério medido pertencente ao Corpo I. Para uma produção de 19.000 t/ano, a vida útil desta lavra será de 5,4 anos, quando se terá início a produção subterrânea.

Para a lavra subterrânea o método proposto será o de corte e enchimento e para a mesma produção estimada, a vida útil desta lavra será de 12,5 anos, podendo vir a ser prolongada, haja visto existir, somente no Corpo I, 76.300 t de minério indicado, suficiente para um mínimo de mais 4 anos de produção.

O enchimento será feito com material proveniente da própria lavra subterrânea, com estéril da lavra à céu aberto e dependendo de estudos posteriores com o rejeito da usina de beneficiamento.

Na perfuração horizontal serão utilizadas perfuratrizes pneumáticas com avanço e na vertical "stopers" manuais.

Devido à pequena produção prevista, a carga do minério nas frentes será feita manualmente e o transporte no subsolo por vagonetas sobre trilhos, até o poço de extração.

5.2 - Beneficiamento

Pelos estudos de beneficiamento realizados, verificou-se ser possível a obtenção de fluorita grau ácido pelo processo de flotação, com granulometria de liberação abaixo de 200 mesh. Isto conduz à necessidade de se briquetar o concentrado, quando da obtenção do produto grau metalúrgico, para que sejam atingidas as especificações granulométricas da indústria consumidora.

A técnica de briquetagem da fluorita é bastante conhecida nos Estados Unidos e Europa, sendo relativamente inédita no Brasil, merecendo estudos mais aprofundados quando do detalhamento do processo.

Para a produção de 19.000 t/ano prevê-se a obtenção de 3.340 t/ano de produto grau ácido e 4.800 t/ano de produto grau metalúrgico, através do processo de briquetagem.

5.3 - Áreas de Servidão

Para implantação da planta de beneficiamento e área de bota-fora da mina, serão necessárias áreas de servidão adjacentes à área de pesquisa aprovada, devido às características topográficas adversas da região. Tanto a planta de beneficiamento como o bota-fora estarão em áreas de pesquisa pertencentes à Mineropar e a partir do Vértice 1 da área 820.214/80 terão a seguinte materialização:

- Beneficiamento (Área 820.141/84)

595 W
500 S
1.000 W
1.500 N
1.595 E
1.000 S

- Bota-Fora (Área 820.215/80)

230 S
1.000 E
380 N
270 E
630 N
480 E
1.400 N
1.750 W
2.180 S

6 - LAVRA À CÉU ABERTO

6.1 - Plano da Mina

Em vista da topografia da área da jazida apresentar condições favoráveis ao desenvolvimento de uma lavra à céu aberto, parte das reservas pertencentes ao Corpo I serão exauridas por este método.

O limite da cava desta lavra estará na cota 380 m, cota esta coincidente com o nível do Rio Ribeira, próximo à jazida.

A relação estéril/minério é da ordem de 4,1, sendo que para uma produção de 19.000 t/ano de minério, sua vida útil será de 5,4 anos.

O sistema empregado será o de bancadas sucessivas, com altura de 5 m cada uma. A remoção do estéril será efetuada por trator sobre esteira, e quando necessário se fará uso de desmonte por explosivos.

A parcela da reserva pertencente ao Corpo I lavrável por este método foi determinada fazendo-se uso de seções horizontais espaçadas de 10 m, sendo obtido um volume total de 40.970 m³. De posse deste dado, pode-se determinar a vida útil desta lavra, da maneira como se segue:

- . Tonelagem de minério: $40.970 \text{ m}^3 \times 2,60 \text{ t/m}^3 = 106.522 \text{ t}$
- . Perdas na lavra: $5\% \times 106.522 \text{ t} = 5.326 \text{ t}$
- . Reserva lavrável: 101.286 t
- . Produção anual prevista: 19.000 t/ano
- . Vida útil: $101.286 \div 19.000 \text{ t/ano} = 5,4 \text{ anos}$.

A parcela da reserva a ser lavrada à céu aberto será de toda exaurida, antes de se ter início a produção subterrânea. Logo, na fase final daquela, haverá uma sobreposição de trabalhos, com o desenvolvimento da lavra subterrânea, que deverá estar concluído, sendo evitada uma quebra no esquema de produção.

6.2 - Produção

Para a lavra à céu aberto, prevê-se o seguinte esquema de produção:

- . Anual: 19.000 t
- . Mensal: 1.584 t
- . Diária: 64 t
- . Horária: 3 t.

A previsão é de se trabalhar 300 dias por ano, em um turno de 8 h por dia.

6.3 - Desenvolvimento da Mina

Para entrada em operação da lavra à céu aberto serão necessários os seguintes trabalhos de desenvolvimento:

- . Abertura de acessos
- . Desmatamento
- . Terraplenagem da área para edificações
- . Remoção inicial do estéril.

Para estas atividades se fará uso de um trator sobre esteiras, dotado de lâmina e escarificador e nas áreas em que o material estiver na forma maciça (3.^a categoria, DER) se fará uso de explosivos. Para carregamento será utilizada uma pá carregadeira e caminhões basculante para o transporte do material.

6.4 - Estéril a ser Removido

O volume total de estéril a ser removido será de 169.490 m³, o que, para os 5,4 anos daria a seguinte produção:

- . Anual: $169.490 \text{ m}^3 \div 5,4 \text{ anos} = 31.400 \text{ m}^3$
- . Mensal: 2.620 m³
- . Diária: 105 m³
- . Horária: 13 m³.

Como média geral, pode-se considerar o estéril como pertencente à 2.^a Categoria (Classificação DER), em que para seu desmonte faz-se uso de trator sobre esteira, dotado de escarificador, com uso esporádico de explosivos. Tem-se para este caso uma produtividade média do equipamento de 20 m³/h, sendo suficiente para a produção desejada.

6.5 - Desmonte do Minério

Pelo fato do minério se encontrar sob o aspecto naco, será necessário o uso de explosivos para sua fragmentação.

Devido a pequena produção prevista, será feito uso do sistema de perfuração manual, com martelos pneumáticos, para perfuração das minas.

O seguinte plano de fogo será proposto:

- . Produção prevista: 1.584 t/mês = 610 m³/mês
- . Altura da bancada: 5 m
- . Diâmetro do furo: 1 1/4"
- . Razão de carregamento: 300 g/m³
- . Dimensões do cartucho: 1" x 8"
- . Peso de cada cartucho: 136 g

a) Afastamento

V. máx. = 45 d

V. máx. = $45 \times 31,25 \text{ mm} = 1,41 \text{ m}$

p/perfuração manual:

$$V = V. \text{ máx. } \times 0,8$$

$$V = 1,41 \text{ m} \times 0,8 = 1,13 \text{ m}$$

b) Espaçamento

$$E = 1,3 \times V$$

$$E = 1,3 \times 1,13 \text{ m}$$

$$E = 1,47 \text{ m}$$

c) Malha alongada

$$V \times E = \text{cte}$$

$$1,13 \text{ m} \times 1,47 \text{ m} = 1,661 \text{ cte}$$

$$\text{P. ex.: } \begin{cases} V = 1,0 \text{ m} \\ V = 1,6 \text{ m} \end{cases}$$

d) Sub-furação

$$S = 0,3 \times V$$

$$S = 0,3 \times 1,0 \text{ m}$$

$$S = 0,3 \text{ m}$$

e) Comprimento total do furo

$$H = 5,0 + S$$

$$H = 5,0 + 0,3$$

$$H = 5,3 \text{ m}$$

f) Altura da carga de base

$$Hb = 1,3 \times V$$

$$Hb = 1,3 \times 1,0 \text{ m}$$

$$Hb = 1,3 \text{ m}$$

g) Altura da carga de coluna

$$H_c = H_f - 2V$$

$$H_c = 5,0 - 2 \times 1,0$$

$$H_c = 3,0 \text{ m}$$

h) Altura do tampão

$$T = V$$

$$T = 1,0 \text{ m}$$

i) Quantidade de explosivo na base

$$q_b = 1,3/0,2032$$

$$q_b = 6,4 \text{ cartuchos}$$

j) Quantidade de explosivo na coluna

$$q_c = 3,0/0,2032$$

$$q_c = 14,8 \text{ cartuchos}$$

k) Quantidade total de explosivo por furo

$$q = q_b + q_c$$

$$q = 6,4 + 14,8$$

$$q = 21 \text{ cartuchos}$$

l) Cálculo do número de furos por mês

$$\begin{aligned} \text{. Volume desmontado por furo: } H \times V \times E &= \\ &= 5,0 \text{ m} \times 1,0 \text{ m} \times 1,6 \text{ m} = 8 \text{ m}^3/\text{furo} \end{aligned}$$

$$\text{. Produção prevista: } 610 \text{ m}^3/\text{mês}$$

$$\begin{aligned} \text{. Nº de furos necessários: } 610 \text{ m}^3/\text{mês} \div 8 \text{ m}^3/ \\ \text{furo} = 77 \text{ furos/mês} \end{aligned}$$

m) Consumo mensal de explosivo

$$Q = 77 \text{ furos/mês} \times q \times 0,136 \text{ kg}$$

$$Q = 77 \times 21 \times 0,136$$

$$Q = 220 \text{ kg/mês.}$$

Para determinação do número de peruratrizes necessárias para que seja suprida a produção estipulada, tem-se:

- . Produção média de um materlo: 6 m/h
- . Nº furos mês: 77
- . Profundidade de cada furo: 5,3 m
- . Metragem mensal perfurada: $77 \times 5,3 \text{ m} = 408 \text{ m}$
- . Horas mensais necessárias: $408 \text{ m} \div 6 \text{ m/h} = 68 \text{ h}$
- . Horas mensais disponíveis: 200 h
- . Nº perfuratrizes necessárias: $68 \text{ h} \div 200 \text{ h} = 0,34 = 1 \text{ perfu}$
ratriz.

Portanto, um martelo atende com folga a produção requerida, sendo o mesmo equipamento utilizado para perfurar os blocos grandes ou "fogachos", quando existirem.

6.6 - Carga do Minério e Estéril

Após o desmonte do minério e estéril, os mesmos devem ser carregados para transporte à planta de beneficiamento e bota-fora, respectivamente.

Para esta operação o equipamento indicado é uma pá carregadeira sobre pneus, sendo que para o modelo CLARK 75 III, ou similar, com caçamba de $0,86 \text{ m}^3$, a menor conhecida no mercado, tem-se a seguinte capacidade efetiva:

- . T carga: 30"
- . T descarga e manobras: 15"
- . T ciclo: 45"
- . Nº ciclos por hora: $\frac{3.600}{45} = 80 \text{ ciclos/hora}$
- . Capacidade da caçamba: $0,86 \text{ m}^3$
- . Fator de enchimento: 80%
- . Fator de eficiência da operação: 80%
- . Fator de empolamento: 80%
- . Capacidade efetiva: $0,86 \text{ m}^3/\text{ciclo} \times 80 \text{ ciclos}$
 $/\text{h} \times 0,80 \times 0,80 \times 0,80 = 35 \text{ m}^3/\text{h}.$

O equipamento irá atuar na carga do minério e estéril a uma taxa horária de $16 \text{ m}^3/\text{h}$, havendo então uma folga de aproximadamente 50% na sua disponibilidade global.

6.7 - Transporte do Minério e Estéril

Para transporte do minério e estéril será utilizado caminhão basculante, que fará o percurso entre a mina e a britagem e mina ao pátio de rejeito.

O dimensionamento dos caminhões necessários a este transporte será:

- Para o minério:

- . Distância de transporte: 600 m
- . Vel. média carregado: $30 \text{ km/h} = 500 \text{ m/min}$
- . Vel. média descarregado: $40 \text{ km/h} = 670 \text{ m/min}$
- . Produção necessária: $3 \text{ m}^3/\text{h}$
- . Material empolado: $3,75 \text{ m}^3/\text{h}$
- . Eficiência da operação: 80%
- . Fator de enchimento: 80%
- . Capacidade do caminhão: 6 m^3
- . Tempo de carga: $5,4'$
- . Tempo de descarga e manobra: $2'$
- . Tempo de ciclo: $\frac{1}{0,8 \times 0,8} \left(\frac{600}{500} + \frac{600}{670} + 5,4' + 2' \right) = 14,9'$
- . Nº de viagens necessárias: $3,75 \text{ m}^3/\text{h} \div 6 \text{ m}^3 = 0,6/\text{h} =$
 $= 1 \text{ viagem/h}$

- Para o estéril:

- . Distância: 2.000 m
- . Vel. média carregado: $30 \text{ km/h} = 500 \text{ m/min}$
- . Vel. média descarregado: $40 \text{ km/h} = 670 \text{ m/min}$
- . Produção necessária: $13 \text{ m}^3/\text{h}$
- . Material empolado: $16,25 \text{ m}^3/\text{h}$
- . Capacidade do caminhão: 6 m^3
- . Eficiência da operação: 80%
- . Fator de enchimento: 80%
- . Tempo de carga: $5,4'$
- . Tempo de descarga e manobra: $2'$

$$\begin{aligned} \text{. Tempo de ciclo: } & \frac{1}{0,8 \times 0,8} \left(\frac{2.000}{500} + \frac{2.000}{670} + 5,4' + 2' \right) = \\ & = 22,5' \end{aligned}$$

$$\text{. N}^\circ \text{ de viagens necessárias: } 16,25 \text{ m}^3/\text{h} \div 6 \text{ m}^3 = 2,7/\text{h}.$$

Logo, o tempo necessário para transporte do minério e estéril será:

$$1 \times 14,9' + 2,7 \times 22,5' = 75,6'/\text{h}.$$

Serão então necessários 2 caminhões com caçamba de 6 m³ para atender o transporte.

6.8 - Lay-Out da Lavra à Céu Aberto

Figura 8.

7 - LAVRA SUBTERRÂNEA

7.1 - Método

Quando da definição do método de lavra a ser empregado uma série de fatores devem ser considerados, tais como: forma, tamanho, posicionamento espacial da jazida, distribuição de teores e competência das rochas encaixantes. O custo de extração e investimento inicial devem ser também considerados por serem de extrema importância na viabilização econômica do empreendimento.

Pela análise dos critérios apresentados verifica-se ser o método de corte e enchimento aplicável à jazida, sendo indicado para quando as rochas encaixantes não são competentes o suficiente para permitir grandes vãos livres, é seletivo, isto é, recupera o máximo de minério possível com o mínimo de diluição e o investimento inicial não é excessivo.

Como dificuldades à aplicação do método teria-se a espessura média do minério, acima de 10 m, havendo necessidade de uma lavra por tiras, com aumento nos gastos com madeiramento. Um aspecto negativo do próprio método seria o elevado manuseio de materiais, ocasionado pela necessidade de entrada de material estéril.

7.2 - Reservas e Produção

As reservas a serem lavradas pelo método subterrâneo totalizam 264.578 t de minério medido, considerando-se apenas o Corpo I, e o esquema de produção previsto será:

- . Anual: 19.000 t
- . Mensal: 1.584 t
- . Diário: 64 t
- . Horário: 10,7 t.

A previsão é de se trabalhar 300 dias por ano, em um turno de 6 h por dia.

7.3 - Plano da Mina

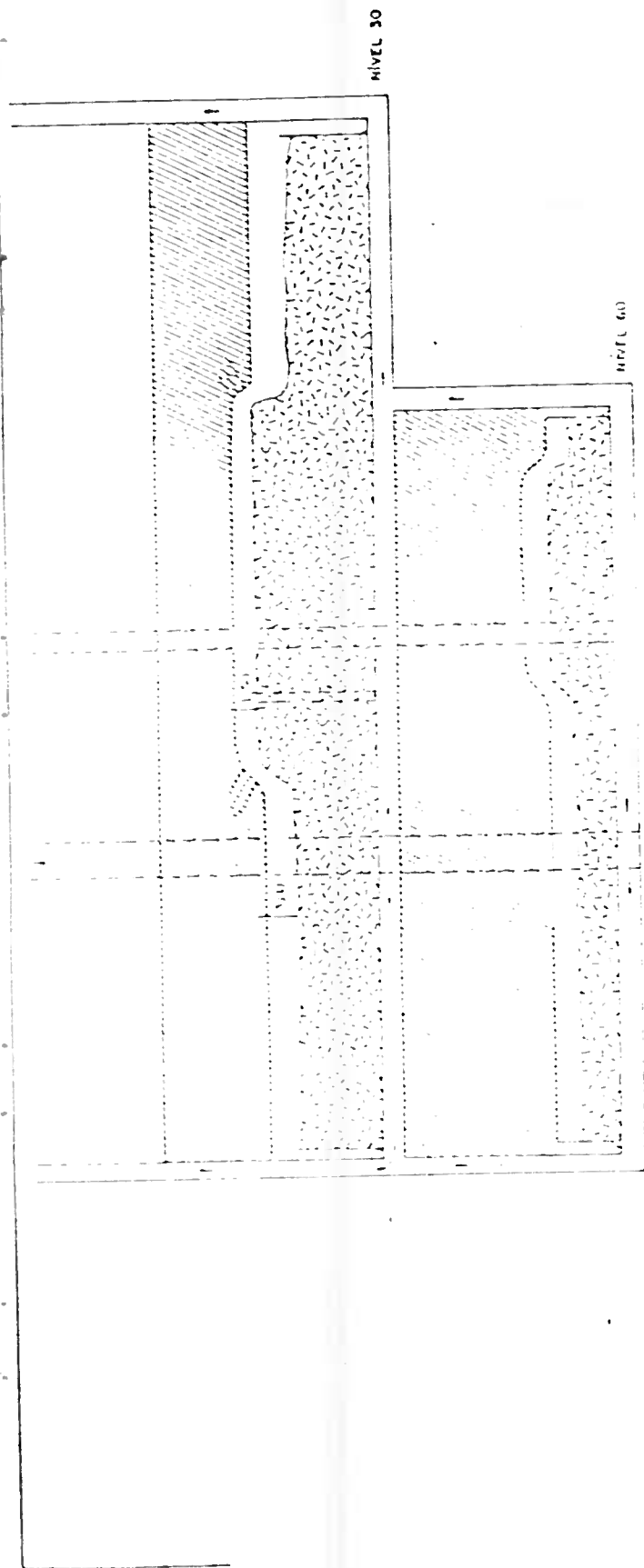
Para a lavra subterrânea, a jazida será dividida em dois blocos. O superior, com altura de 30 m, comprimento de 154 m e largura média de 16 m. O bloco inferior terá altura de 30 m, comprimento de 110 m e largura média de 17 m (Figura 9).

O acesso se fará através de poço vertical, que servirá para extração do minério, escoamento de materiais e transporte de pessoal. Terá seção de 4 m x 2 m, formato retangular, sendo dividido em duas partes com funções diferentes: em uma delas o sistema de elevação do minério, material, pessoal e entrada de ar e na outra o sistema de infra-estrutura como tubulações de água e ar comprimido, cabos de energia elétrica e escadas para saídas de emergência.

Sua profundidade será de 78 m, sendo revestido internamente com concreto e estações para carga do minério e acesso de pessoal e material a cada nível.

À medida em que os trabalhos de lavra forem se desenvolvendo, haverá um detalhamento da pesquisa, podendo vir a ser materializado um terceiro bloco, com conseqüente aprofundamento do poço vertical.

Prevendo a ventilação necessária e também saídas de emergência para o caso de necessidade, serão abertas duas chaminés, com dimensões de 2 m x 2 m, uma em cada extremidade do bloco superior.



CHAMAD. DE VENTILAÇÃO

CHAMAD. DE VENTILAÇÃO

CHAMAD. DE VENTILAÇÃO

CHAMAD. DE VENTILAÇÃO

CHAMAD. DE VENTILAÇÃO

CHAMAD. DE VENTILAÇÃO

PERFIL LONGITUDINAL E PLANTA DOS BLOCOS DE LAVRA

ESCALA 1:1000

Para entrada do enchimento será aberta uma chaminé, da superfície à galeria de transporte do bloco inferior e através de comportas, este enchimento será também encaminhado ao bloco superior. Sempre que possível será utilizado o material estéril existente no bloco de lavra, eliminando-se desta maneira os custos decorrentes do manuseio de material da superfície ao subsolo.

Para acesso de pessoal e material às frentes de trabalho, serão construídas chaminés, a medida em que o enchimento for sendo depositado.

Entre o bloco superior e o fundo da cava da lavra à céu aberto será deixado um pilar, inicialmente dimensionado em 5 m, mas que poderá vir a ser modificado após estudos de mecânica das rochas a serem efetuadas durante a lavra.

O bloco superior, com largura média de 16 m, será lavrado em 6 tiras de 2,6 m de largura e o bloco inferior, com 17 m de largura média, em 6 tiras, de 2,7 m.

A frente a ser desmontada dentro do bloco terá as seguintes dimensões:

- . Largura: 2,6 m
- . Altura: 1,5 m
- . Avanço: 1,6 m.

O material desmontado pela detonação será:

$$V = 2,3 \text{ m} \times 1,5 \text{ m} \times 1,6 \text{ m} = 6,24 \text{ m}^3$$

$$Q = 6,24 \text{ m}^3 \times 2,6 \text{ t/m}^3 = 16,22 \text{ t.}$$

Para a produção diária de 64 t, e supondo um ciclo completo por dia, desde a furação à limpeza, por frente, estas teriam de ser no seguinte número:

$$64 \text{ t/dia} \div 16,22 \text{ t/frente} = 4 \text{ frentes/dia.}$$

Para perfuração destas frentes de trabalho será utilizada perfuratriz pneumática com avanço e considerando a pequena escala de produção, o carregamento do minério e deposição do estéril, serão feitos manualmente, sendo utilizadas vagonetas sobre trilhos para o transporte do material.

Do nível de transporte de cada bloco, as vagonetas serão transportadas por um guincho simples, de um tambor, até a superfície, onde o minério será descarregado em um

silo e a partir daí, através de caminhão basculante, até a usina de beneficiamento.

Para as reservas medidas de 264.578 t, pertencentes ao Corpo I, a serem lavradas pelo método subterrâneo, se terá a seguinte vida útil:

- . Tonelagem de minério: 264.578 t
- . Perdas na lavra: $10\% \times 264.578 \text{ t} = 26.458 \text{ t}$
- . Reserva lavrável: 238.120 t
- . Produção anual prevista: 19.000 t
- . Vida útil: $238.120 \text{ t} \div 19.000 \text{ t/ano} =$
 $= 12,5 \text{ anos.}$

Para esta produção, a vida útil total das reservas pertencentes ao Corpo I será de 18 anos, sendo 5,4 anos de lavra à céu aberto e o restante subterrânea.

Para os estudos econômicos a vida útil a ser considerada será de 20 anos, visto existirem indicadas, somente no Corpo I, reservas de 76.300 t, suficientes para um mínimo de mais 4 anos de produção, além daquelas pertencentes ao Corpo II.

7.4 - Desenvolvimento

Para início das operações de lavra serão necessários trabalhos de desenvolvimento que irão se constituir de:

- . Escavação do poço principal
- . Abertura das galerias de transporte
- . Escavação dos poços de ventilação e segurança
- . Escavação da chaminé de entrada de enchimento
- . Traçagem dos blocos de lavra.

Devido às condições topográficas da área, o poço principal terá sua locação na capa do corpo mineralizado, com profundidade prevista de 78 m e seção de 4 m x 2 m, sendo totalmente revestido com concreto. Para conclusão do mesmo seria necessário o seguinte número de dias:

- . Profundidade: 78 m
- . Seção: 4 m x 2 m
- . Avanço previsto: 0,5 m/dia
- . Fator de segurança: 10%
- . Dias necessários: 172 dias.

A partir do poço principal serão abertas duas galerias de transporte, sendo uma para cada bloco de lavra, totalizando 268 m e seção de 2,5 m x 2,0 m. Devido à natureza da rocha encaixante e visando uma maior segurança nos trabalhos, estas galerias serão escoradas por toda sua extensão. Para conclusão das mesmas, seria demandado o seguinte tempo:

- . Extensão: 268 m
- . Seção: 4 m x 2 m
- . Avanço previsto: 0,6 m/dia
- . Fator de segurança: 10%
- . Dias necessários: 491 dias.

A partir do momento em que o poço vertical atinja a profundidade de 48 m, os trabalhos de escavação do mesmo serão executados concomitantemente à abertura da galeria de transporte do bloco superior, sendo que a do bloco inferior somente terá início após o término de sua escavação.

Para ventilação e segurança, serão abertos poços, com seção de 2 m x 2 m, locados nas extremidades do corpo mineralizado.

Um deles terá profundidade de 77 m, indo da superfície à galeria de transporte do bloco inferior. O outro, com profundidade de 56 m ligará a superfície à galeria de transporte do bloco superior e daí, por outro poço, com 30 m de extensão, à galeria de transporte do bloco inferior, havendo deste modo circulação de ar por todas as frentes de trabalho.

O prazo para sua conclusão será:

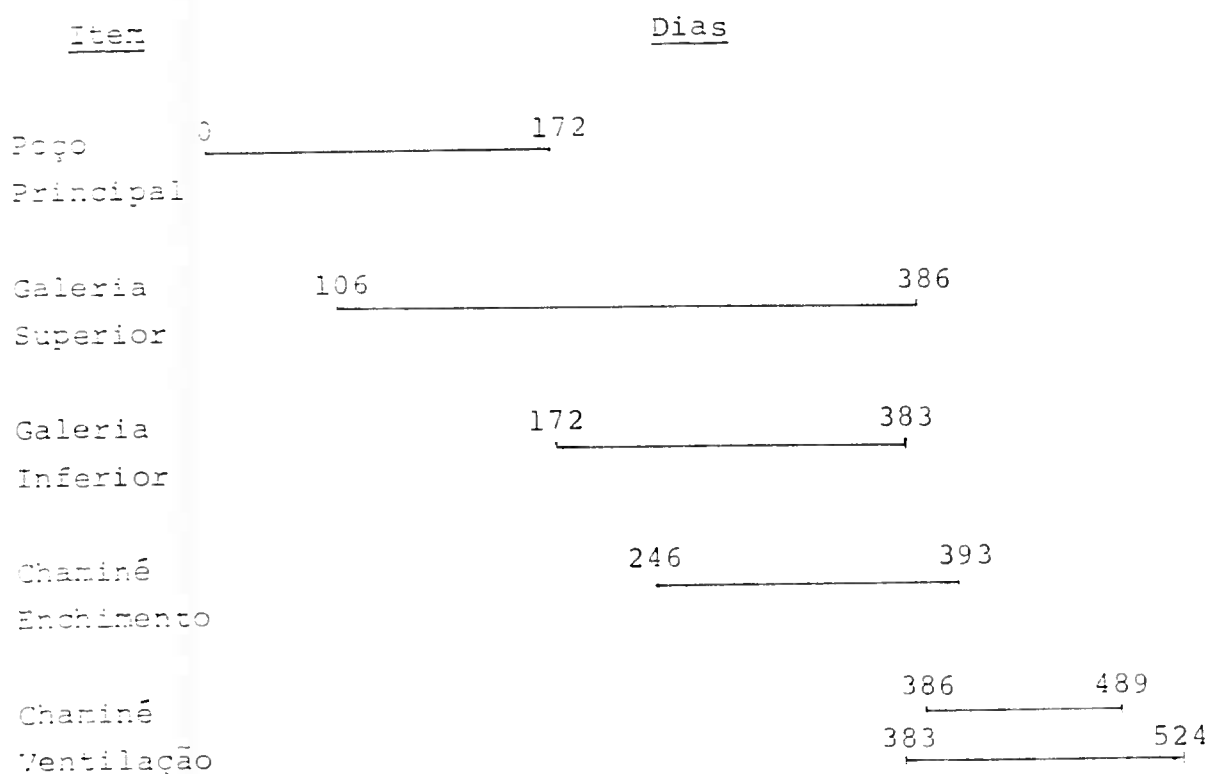
- . Extensão total: 163 m
- . Seção: 2 m x 2 m
- . Avanço previsto: 0,6 m/dia
- . Fator de segurança: 10%
- . Dias necessários: 299 dias.

Para entrada do enchimento, será aberta uma chaminé, com 2 m x 2 m e extensão total de 80 m, numa faixa central do corpo mineralizado, sendo que para sua conclusão se teria:

- . Profundidade: 80 m
- . Seção: 2 m x 2 m
- . Avanço previsto: 0,6 m/dia
- . Fator de segurança: 10%
- . Dias necessários: 147 dias.

Como durante a fase de desenvolvimento existirá uma sobreposição de trabalhos, com uma ou mais frentes sendo atacadas concomitantemente, elaborou-se o diagrama de barras abaixo, visando definir o real tempo de sua conclusão.

DIAGRAMA ATIVIDADE X TEMPO - DESENVOLVIMENTO



Pelo diagrama verificamos ser necessário um mínimo de 524 dias para conclusão da fase de desenvolvimento da mina. Para um regime de trabalho de 300 dias/ano, este prazo corresponde a 1,7 anos de trabalho.

7.5 - Perfuração

A perfuração das frentes será feita manualmente, fazendo-se uso de martelos pneumáticos, que são posicionados e controlados pelo operador.

Na abertura dos poços e chaminés, em sentido ascendente, será utilizada perfuratriz tipo "stoper" e para as outras frentes, perfuratrizes manuais, com avanço pneumático.

Para o ar comprimido, será instalada uma tubulação no poço de produção e daí ramais pelas galerias de transporte. Desta, outros ramais serão conectados, que levarão o ar até as frentes de desmonte.

Prevê-se uma utilização de aproximadamente 350 m de tubulações.

O consumo de ar comprimido será:

- . 4 perfuratrizes manuais: 192 l/s
- . 2 perfuratrizes stoper: 150 l/s
- . Consumo total: 342 l/s = 20 m³/min.

Para a lavra à céu aberto será adquirido um compressor portátil, motor diesel e para a lavra subterrânea um compressor estacionário, com motor elétrico.

O compressor portátil, ao término da fase inicial de lavra à céu aberto, ficará como reserva para a eventualidade de um pico maior no consumo de ar comprimido e manutenção das operações essenciais, quando da parada do compressor estacionário.

7.6 - Desmonte do Material

O desmonte das frentes de trabalho se fará com o auxílio de explosivos e os furos serão executados por perfuratrizes manuais, com avanço pneumático nas galerias e por perfuratrizes "stoper" nos poços e chaminés ascendentes.

Nas frentes dos blocos, que serão divididos em tiras de 2,60 m de largura, os furos, de 1,60 m, serão feitos pelas mesmas perfuratrizes manuais, utilizadas na abertura das galerias de transporte.

7.7 - Carga e Transporte no Subsolo

Após o desmonte do minério, e devido a produção ser relativamente baixa, o carregamento das vagonetas se dará manualmente.

Estima-se em 60 min o tempo gasto por operários para a carga da vagoneta, transporte da mesma ao "ore pass" e retorno ao ponto de carga, tendo-se desta maneira:

- . Material desmontado: 16,22 t
- . Capacidade da vagoneta: 1,5 t
- . Tempo de ciclo: 60 min
- . Nº de viagens diárias: $16,22 \text{ t} \div 1,5 \text{ t} =$
 $= 10,81 \text{ viagens.}$

Para um turno de seis horas de trabalho por dia, serão necessárias 2 vagonetas e 4 operários em cada frente.

Como serão 4 o número de frentes simultâneas de trabalho, haverá a necessidade de 8 vagonetas e 16 operários para que seja suprida a produção diária requerida.

O mesmo número de vagonetas e operários serão necessários para que seja trazido o enchimento da chaminé e espalhado na frente de lavra.

O material proveniente das frentes de lavra será depositado em chutes, para posterior transporte, através das galerias principais, ao poço de extração.

Estão previstos dois chutes, um em cada extremidade do bloco, sendo que para o bloco superior, a distância entre estes chutes e o poço de extração será de 75 m. Cada chute deverá receber minério proveniente de duas frentes de avanço, sendo então a tonelagem diária de material estocado de aproximadamente 32,5 t.

Para transporte do minério, do chute de estocagem ao poço de extração, se fará uso, da mesma forma, de vagonetas sobre trilhos. Após ser enchida com o material proveniente do chute, a vagoneta será transportada manualmente até o poço de extração por dois operários, sendo que aí já deverá estar outra vazia, para retorno e novo carregamento.

O número de operários necessários à esta operação será:

- . Tempo de carga da vagoneta: 8'
- . Tempo de ida e volta: $(75 \text{ m} \div 0,5 \text{ m/s}) \times 2 = 300 \text{ seg} = 5'$
- . Eficiência da operação: 80%
- . Tempo de ciclo: $(8' + 5') \div 0,8 = 16,2'$
- . Nº de ciclos diários: $6 \times \frac{60}{16,2} = 22,2 \text{ ciclos}$
- . Tonelagem diária transportada: $1,5 \text{ t} \times 22,2 = 33,3 \text{ t.}$

Portanto, serão necessários dois operários em cada chute, para que seja suprida a produção diária desejada.

7.8 - Içamento

Como a produção prevista é pequena, bem como a profundidade da mina, o sistema de içamento irá se constituir de um guincho de tambor simples, sem contrapeso.

Para o içamento das 10,7 t/h requeridas, poderá ser utilizado o guincho PHB MOD. AM 2.0/200, ou similar, com capacidade de tração de 2 t, velocidade nominal de 1,3 m/s, cabos de aço de 14 mm de diâmetro e com diâmetro do tambor de 600 mm. Adotou-se como sendo 5 o fator de segurança do projeto.

7.9 - Enchimento

Pelo método de lavra adotado, prevê-se que os blocos vão sendo preenchidos com material estéril, à medida em que o mesmo vai sendo lavrado.

Este enchimento poderá se originar de três fontes:

- . Material estéril proveniente da própria lavra
- . Material estéril vindo da superfície
- . Rejeito da usina de beneficiamento.

Numa análise das alternativas disponíveis verifica-se facilmente ser a primeira a melhor opção, pois elimina o transporte de material da superfície ao subsolo. No en-

30

tanto, esta hipótese deverá ser descartada, haja visto a maioria dos trabalhos se desenvolverem dentro do corpo mineralizado.

Para ser utilizado o rejeito da planta de beneficiamento, estudos mais apurados deverão vir a ser realizados, pois existem restrições quanto à granulometria do material e presença de argilas, que podem ocasionar problemas ao processo, em que pese sua utilização, e com bons resultados, nas minerações de fluorita de Santa Catarina.

Finalmente, tem-se a opção de se utilizar material estéril proveniente da superfície, em parte rejeito da lavra à céu aberto, dando-se preferência ao granito, por permitir uma melhor percolação da água e custo de desmonte mais baixo. Caso isto torne-se inviável pela distância de transporte, pode ser utilizado calcário, existente em abundância no local.

Devido aos espaços vazios existentes entre o material já empolado, o volume a ser lavrado será inferior àquele colocado como enchimento, podendo ser adotada a relação 0,6 t de estéril/1,0 t de minério.

Assim, a quantidade de material estéril necessário ao enchimento dos blocos será:

- . Reserva lavrável em sub-superfície: 238.120 t
- . Quantidade de enchimento necessário: $0,6 \times 238.120 \text{ t} = 142.872 \text{ t}$.

7.10 - Transporte em Superfície

Feito o içamento do material do subsolo, o mesmo será encaminhado a um silo, para transporte à planta de beneficiamento. Este transporte será efetuado por caminhões basculante sendo seguinte o seu dimensionamento:

- . Produção prevista: $10,7 \text{ t/h} = 4,1 \text{ m}^3/\text{h}$
- . Material empolado: $5,13 \text{ m}^3/\text{h}$
- . Fator de enchimento: 80%
- . Eficiência da operação: 80%
- . Capacidade do caminhão: 6 m^3
- . Tempo de carga: 2'
- . Tempo de descarga e manobra: 2'

isto nos é volumétrico

- . Distância de transporte: 600 m
- . Velocidade média carregado: 30 km/h = 500 m/min
- . Velocidade média descarregado: 40 km/h = 670 m/min
- . Tempo de ciclo: $\frac{1}{0,8 \times 0,8} \left(\frac{600}{500} + \frac{600}{670} + 2' + 2' \right)$
= 9,5'
- . Nº de viagens necessárias: $4,1 \text{ m}^3/\text{h} \div 6 \text{ m}^3 = 0,7/\text{h} = 1 \text{ viagem/h}$.

Logo, 1 caminhão com caçamba de 6 m³ atende com folga a produção prevista.

8 - BENEFICIAMENTO

8.1 - Estudos Realizados

A jazida de fluorita de Volta Grande é considerada de caráter hidrotermal, com substituição do calcário por fluorita, e apresentando como característica principal a granulção fina e aspecto maciço. Em alguns locais ocorre recristalização, geralmente associada à barita.

Os ensaios de caracterização realizados, utilizaram materiais provenientes tanto da superfície quanto de sub-superfície, material este obtido através de galerias exploratórias abertas no corpo de minério.

Em um trabalho preliminar, se fez uso de uma instalação industrial, envolvendo separação de meio denso e flotação, visando a obtenção de produtos grau metalúrgico e grau ácido, respectivamente.

Na granulometria em que o material se encontrava quando da realização do ensaio de meio denso, entre 15 mm e 80 mm, não ocorreu liberação de fluorita em teores suficientes para se atingir o produto grau metalúrgico, ou seja, 75% de CaF₂ efetivo.

Para que o minério possa vir a ser utilizado pe

la indústria metalúrgica, se faz necessário uma moagem e posterior concentração por flotação, sendo o produto obtido briquetado, conforme as especificações de mercado.

Já o ensaio de flotação apresentou resultados mais positivos que o de meio denso. A alimentação da planta foi feita com o produto do meio denso mais a "areia", que é o material com granulometria menor que 15 mm e não passante no circuito de meio denso. Houve, desta maneira um ligeiro aumento no teor de CaF_2 contido na alimentação, chegando a 53,8%.

Após a entrada em regime, com todos os circuitos fechados, o resultado da análise de controle do primeiro produto da flotação mostrou que este se encontrava dentro das especificações do mercado. Já as análises posteriores indicaram uma queda no teor de CaF_2 e aumento progressivo da sílica, a medida em que havia uma recirculação dos rejeitos nas células de flotação.

Devido à curta duração do ensaio, sendo o mesmo realizado em escala industrial, não pode ser feita uma otimização da operação, em termos de granulometria e quantidades de reagentes, necessários à obtenção do produto dentro das especificações de mercado.

Um segundo ensaio, em escala de laboratório, realizado pela Companhia Vale do Rio Doce, utilizou-se material de sub-superfície, obtido nas galerias e travessas exploratórias, que cortam o corpo mineralizado, sendo desprezados os intervalos com teores menores que 20% de CaF_2 .

Uma descrição de todo o ensaio e as conclusões obtidas são a seguir apresentadas:

O minério foi inicialmente britado a -25,4 mm em britador de mandíbulas, homogeneizado e reduzido a -1,0 mm em britador de rolos.

Do minério -1,0 mm foi retirada uma amostra representativa do inicial para determinação da composição química do minério (Tabela 1).

Componentes	%
CaF ₂	40,5
SiO ₂	46,4
CaCO ₃	1,4
Fe ₂ O ₃	2,6
Al ₂ O ₃	3,5
S	0,18

Tabela 1 - Composição Química do Minério

Com a amostra inicial foi realizado um estudo difratométrico de raios-X para determinação da sua composição mineralógica que foi a seguinte: fluorita, quartzo, k-feldspato, montmorilonita, e, com teores baixos, dolomita e plagioclásio.

Os ensaios de caracterização e concentração foram executados conforme apresentado de forma sucinta no fluxograma Figura 10.

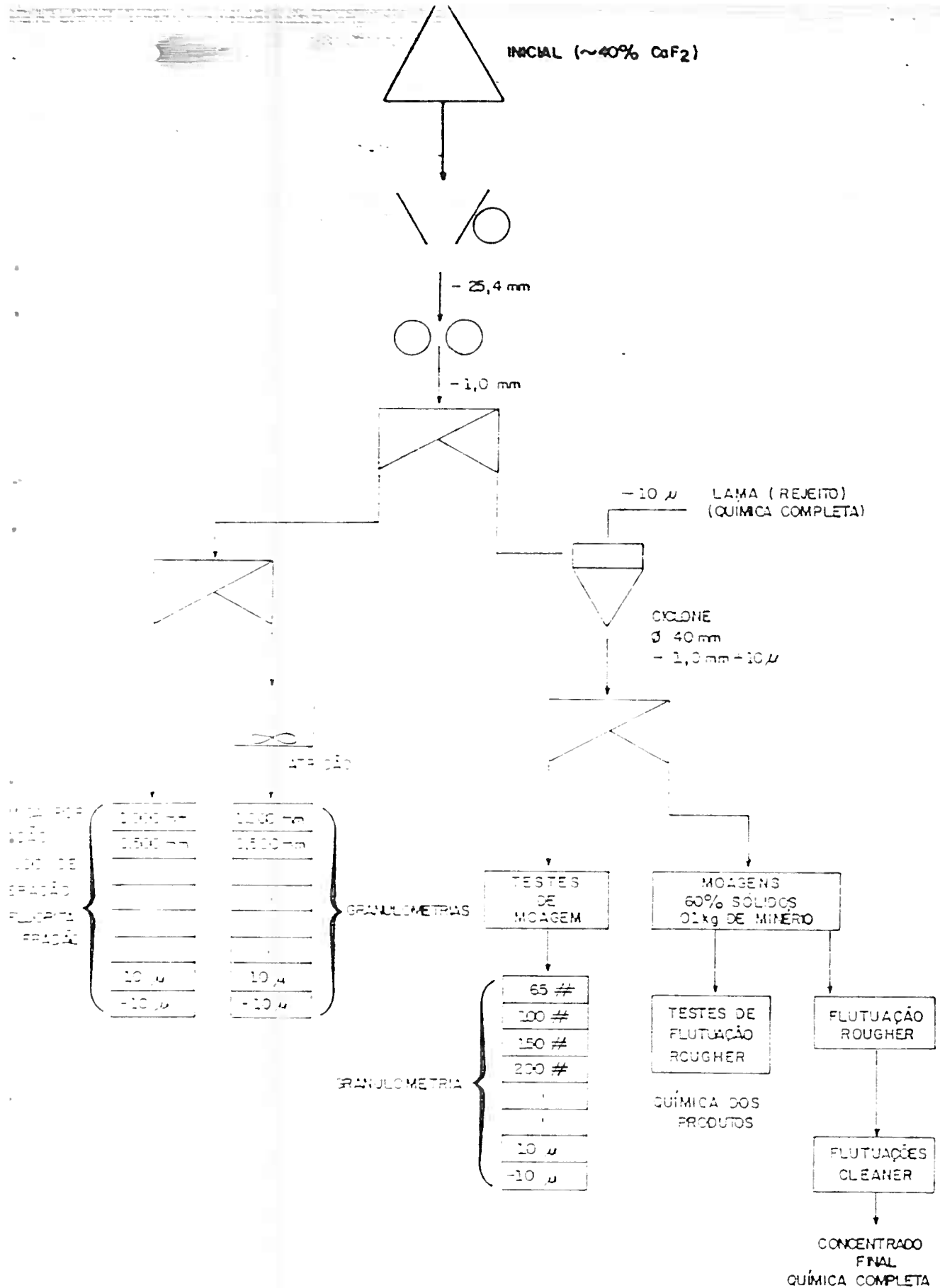
Foi realizada uma análise granulométrica do minério -1,0 mm com análise química de cada fração granulométrica para CaF₂, SiO₂, CaCO₃, Fe₂O₃, Al₂O₃ e S.

Não houve distribuição preferencial de SiO₂, CaCO₃ e CaF₂ em nenhuma fração ou grupo de frações granulométricas conforme Tabelas 2 e 3. O ferro e a alumina se concentram preferencialmente nas frações abaixo de 10 micra.

Na tentativa de remover algumas impregnações limoníticas e de argila que ocorrem na superfície dos outros minerais, foi feita uma escrubagem com vigorosa atrição de uma amostra idêntica à anterior, com análise granulométrica e química por fração do material escrubado.

Como se observa nas Tabelas 2 e 3, não há diferenças sensíveis entre os resultados obtidos com e sem escrubagem.

Em seguida foi executada a determinação do grau de liberação da fluorita, empregando-se microscopia ótica em amostras de material retido nas peneiras da análise granulométrica de -1,0 mm, tanto da amostra escrubada quanto da amostra que não sofreu escrubagem. O estudo consistiu de contagem dos grãos mistos e grãos totalmente liberados de fluorita e ganga, tendo-se realizado um mínimo de 750 contagens em cada



MINEROPAR Minerais do Paraná S.A.		
AUTOR	GERÊNCIA DE OPERAÇÕES	COMPROVADO
EXECUTOR		COCADO
DATA NOV/85	FLUORITA DE VOLTA GRANDE	POLINA
ESCALA	FLUXOGRAMA DE TRATAMENTO	BASE CARTOGRAFICA
DESENHO CESAR		FIG 10

Tabela 2

FLUORITA DE VOLTA GRANDE
GRANULOMETRIA E QUÍMICA

AMOSTRA: - 1,0 mm

PENEIRAS	SEM RECUBAGEM										% DISTRIBUIÇÃO	
	% RET.	% AC.	% CaF ₂	% CaCO ₃	% SiO ₂	% Fe ₂ O ₃	% Al ₂ O ₃	% S	CaF ₂ Ret.	CaF ₂ AC.		
28 mesh	17,87	17,87	34,8	1,3	55,0	1,7	2,8	0,17	15,35	15,35		
35 mesh	14,51	32,28	35,1	1,5	54,1	1,6	2,8	0,21	12,57	27,92		
65 mesh	18,31	50,69	38,4	1,3	50,2	1,6	2,8	0,21	17,35	45,27		
100 mesh	7,43	58,12	42,5	1,5	46,9	1,3	2,8	0,21	7,79	53,06		
150 mesh	7,27	65,39	49,4	1,4	40,1	1,1	2,8	0,20	8,86	61,92		
200 mesh	5,45	70,84	53,6	1,5	35,8	1,6	2,8	0,17	7,21	69,13		
270 mesh	6,20	77,04	54,0	1,6	35,0	1,9	2,8	0,14	8,26	77,39		
400 mesh	3,56	80,60	53,8	1,7	34,5	1,6	2,8	0,12	4,73	82,12		
34,18 micra	0,96	81,56	83,3	0,95	7,6	1,3	0,94	0,54	1,97	84,09		
25,13 micra	2,18	83,74	64,4	0,75	27,6	1,3	1,9	0,17	3,47	87,56		
18,18 micra	3,64	87,38	44,3	0,70	43,0	4,5	3,8	0,14	3,98	91,54		
12,90 micra	2,86	90,24	38,1	0,85	47,7	3,2	4,7	0,15	2,69	94,23		
9,80 micra	1,85	92,09	35,1	1,1	49,2	3,7	5,7	0,12	1,60	95,83		
< 9,80 micra	7,91	100,00	21,3	2,0	41,8	12,5	10,4	0,12	4,17	100,00		
INICIAL	-	100,00	40,52	1,40	46,4	2,6	3,5	0,18	-	100,00		

Tabela 3

FLUORITA DE VOLTA GRANDE

GRANULOMETRIA E QUÍMICA

AMOSTRA: -1,00 mm

PENEIRAS	COM ESCRUBAGEM				% DISTRIBUIÇÃO	
	% RET.	% AC.	% CaF_2	% CaCO_3	CaF_2 Ret.	CaF_2 Ac.
20 mesh	16,51	16,51	35,0	1,2	14,35	14,35
35 mesh	16,28	32,79	34,8	1,3	14,07	28,42
60 mesh	17,76	50,55	33,4	1,3	16,93	45,35
100 mesh	6,93	57,48	42,2	1,5	7,26	52,61
150 mesh	7,08	64,56	48,7	1,4	8,56	61,17
200 mesh	5,86	70,42	53,1	1,7	7,73	68,90
270 mesh	5,78	76,20	53,8	1,5	7,72	76,62
400 mesh	3,60	79,80	52,1	1,4	4,66	81,28
35,05 micra	0,83	80,63	83,8	0,8	1,73	83,01
27,77 micra	2,17	82,80	64,4	0,8	3,47	86,48
18,64 micra	3,72	86,52	46,2	0,73	4,27	90,75
13,23 micra	2,97	89,49	40,9	1,1	3,01	93,76
10,05 micra	2,03	91,52	37,6	1,1	1,90	95,66
7,5 micra	8,43	100,00	20,7	2,8	4,34	100,00
INICIAL	-	100,00	40,28	1,42	-	100,00

fração. Foram considerados como grãos mistos todos os grãos constituídos de fluorita mais ganga, independentemente do valor percentual com que cada mineral está presente na ganga. Observou-se que a fluorita, nos grãos mistos, tem ganga associada tanto perifericamente quanto como pequenas inclusões.

A liberação foi calculada através da fórmula:

$$L = \frac{\text{Vol. Total em Mineral Útil}}{\text{Vol. das Partículas Mineralizadas}} \times 100$$

O teor volumétrico foi calculado através da fórmula:

$$T = \frac{\text{Vol. Total em Mineral Útil}}{\text{Vol. Total das Partículas}} \times 100$$

Os resultados obtidos são apresentados na tabela abaixo:

Peneira	% de Liberação
65 mesh	27,39
100 mesh	28,15
150 mesh	41,57
200 mesh	69,40
270 mesh	96,60
400 mesh	98,99

Tabela 4 - Estudo de Liberação no -1,00 mm sem Escrubagem

Para efeitos práticos, considerou-se que a liberação da fluorita ocorre abaixo de 200 mesh.

Como a liberação da fluorita ocorre em fração granulométrica fina (200 mesh), e como a especificação do produto a ser obtido - fluorita grau ácido - é bastante rigorosa (96-97% CaF_2 , 1,5% SiO_2 , 1,5% de CaCO_3 e 0,1% de S), escolheu-se a flotação como processo de concentração. A flotação é também o processo tradicionalmente utilizado para concentração, neste tipo de associação mineral.

Testes de Moagem

Inicialmente foram levantadas curvas de moagem do minério a partir da amostra reduzida previamente a -1,0 mm e deslamada em hidrociclone de 40 mm de diâmetro para retirada dos minerais finos e ricos em F_2O_3 e Al_2O_3 .

Usando-se um moinho de jarra com carga de barras, e trabalhando-se sempre com a mesma quantidade de minério e a mesma % de sólidos, foram feitas moagens de 5, 10, 15, 20 e 30 minutos e análises granulométricas dos produtos obtidos.

Levantadas as curvas Tempo de Moagem x % Pas-sante (ver Figura 11), estabeleceu-se que o tempo necessário para se obter 90% do minério -200 # seria de 12.1/2 minutos. Todas as amostras para os testes de flotação foram moídas nas condições: tempo de 12.1/2', 60% sólidos e 01 kg de minério deslamado.

Testes de Flotação

Os testes de flotação foram realizados em escala de bancada utilizando-se uma célula DENVER, mod. Sub-A. de laboratório, com cuba de 2,5 litros de capacidade.

Os tipos de reagentes, sua dosagem, as condições de teste a serem usadas, foram definidas previamente pela consulta em literatura especializada e junto a empresas que trabalham em concentração de fluorita.

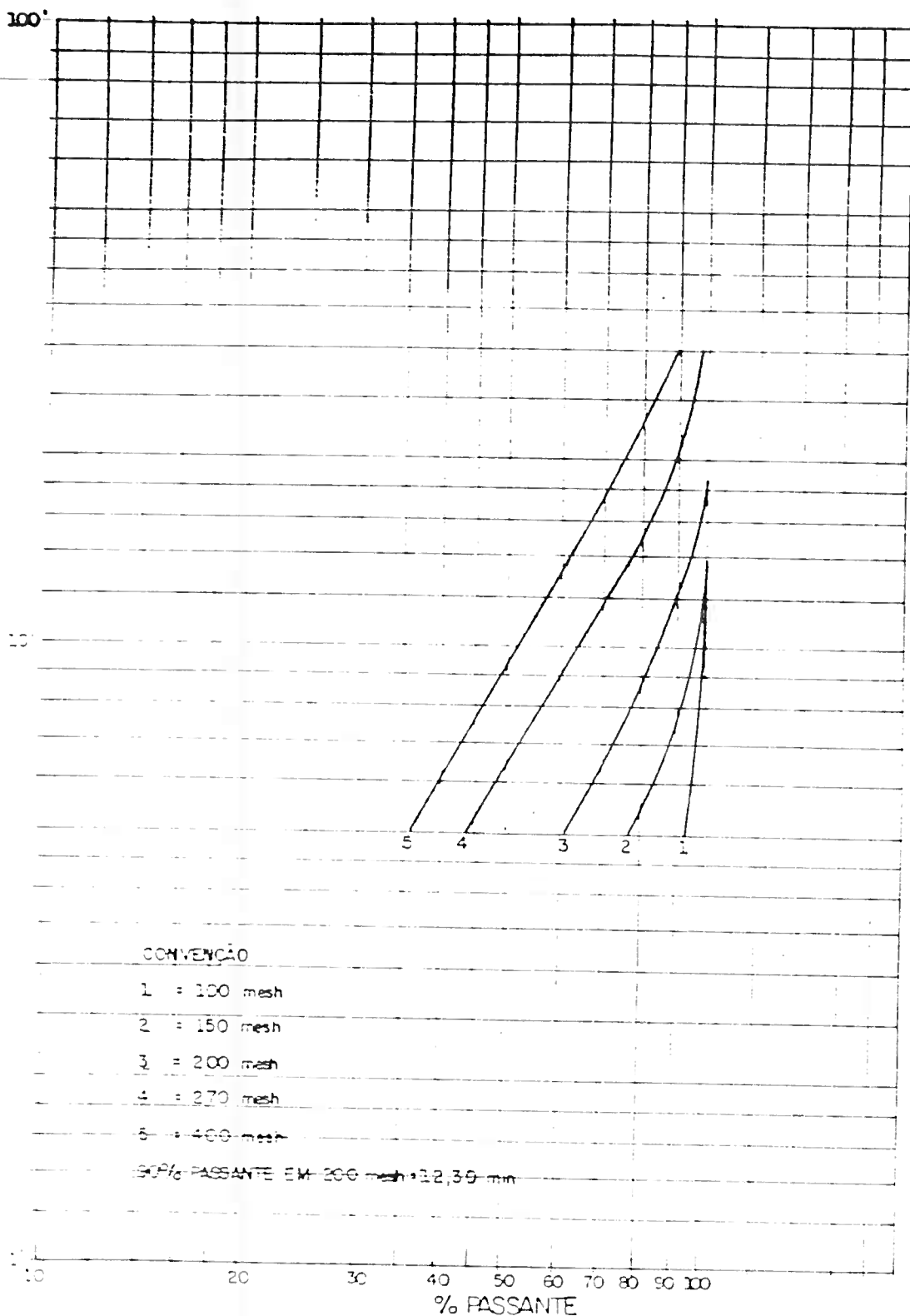
Selecionaram-se como reagentes:

- . Coletores: Tall Oil e Aeropromoter 830 da Cyanamid
- . Modulador de pH; $NaCO_3$
- . Depressor de silicatos: Na_2SiO_3 (adição no moinho)
- . Depressor de carbonatados: quebracho.

Trabalhou-se sempre com o pH da polpa entre 8.5 e 9.0, adicionando-se o carbonato de sódio em quantidades suficientes para manter o pH no nível previsto.

Em todos os testes usou-se 200 g/t de silicato

TEMPO DE MOAGEM (MINUTOS)



MINEROPAR Minerais do Paraná S.A.		
AUTOM ELETROVA DATA ESCALA DESenhado	GERÊNCIA DE OPERAÇÕES FLUORITA DE VOLTA GRANDE CURVAS DE MOAGEM AMOSTRA: 1,0mm DESLAMADO	CONFEITO COORDEN POLINA BASE CARTOGRAFICA FIG 11

de sódio, e 200 g/t de quebracho nos testes em que este foi usado.

A adição do coletor foi feita estagiadamente, usando-se o tempo de condicionamento de 4 minutos para cada estágio.

Não foi necessário o uso de espumante.

Numa primeira fase foi estudado o estágio rougher, onde o coletor foi adicionado até se conseguir uma espuma desmineralizada. Com as análises químicas de cada espuma, estabeleceu-se a quantidade de coletor necessária para se obter um concentrado rougher com teor e recuperação de CaF_2 compatíveis com a alimentação dos estágios de limpeza.

Foram realizadas 04 (quatro) operações de limpeza do concentrado (04 estágios cleaner) em cada teste completo.

Em todos os testes trabalhou-se com as seguintes rotações na célula:

- . Condicionamento: 1.800 rpm
- . Flutuação rougher: 1.500 rpm
- . Flutuação cleaner: 1.200 rpm.

Todos os produtos intermediários foram analisados para CaF_2 . Nos primeiros testes analisou-se também CaCO_3 e SiO_2 . Os produtos finais (espumas cleaner) foram analisados para CaF_2 , CaCO_3 , SiO_2 , Fe_2O_3 e S.

As análises químicas foram realizadas no Laboratório da CPRM (LAMIN) e da GEOSOL.

Com base nos resultados obtidos nos testes foi possível concluir-se que, em termos de qualidade de concentrado, ambos os tipos de coletor (tall oil e AP-830) fornecem resultados equivalentes, embora o consumo do AP-830 seja bem mais elevado que o de tall-oil (800 g/t e 300 g/t).

As recuperações em peso e em CaF_2 foram mais elevadas quando se usou o tall oil como coletor.

Não é necessário o uso de quebracho como depressor de carbonatos já que o teor de CaCO_3 no minério e nos concentrados estão abaixo do mínimo especificado. Não é necessário o uso de espumante no processo.

As condições operacionais dos testes foram as

seguintes:

- . pH: de 8.5 a 9.0
- . Tempo de condicionamento: 4 minutos
- . Tempo de flotação rougher: 3 minutos cada
- . Tempo de flotação cleaner: 3 minutos cada
- . Coletor: tall oil - 300 g/t ou AP-830:800 g/t
- . Depressor de silicatos: silicato de sódio - 200 g/t.

Nos ensaios realizados obtiveram-se concentrados com teores de CaF_2 entre 90 e 95%.

No teste onde se obteve um concentrado com teor de 94,5% de CaF_2 , obteve-se 2,8% de SiO_2 , 0,27% de Fe_2O_3 , 0,19% de S e 1,7% de CaCO_3 com recuperação em peso de 36,4% (sem levar em consideração os produtos intermediários que recirculam em operação contínua) e recuperação metalúrgica de CaF_2 superior a 90%.

Os resultados completos são apresentados nas Tabelas 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11 e 12.

Como conclusão dos ensaios realizados, tem-se ser possível a obtenção de concentrado grau ácido da fluorita de Volta Grande, pelo processo de flotação.

O teor de CaF_2 obtido ($\approx 95\%$) deve ser elevado até o valor de 96/97% com ajuste das operações de flotação de limpeza dos concentrados. Todo o minério deverá ser moído a -200 mesh para proporcionar uma melhor liberação dos minerais, já que nos testes realizados até o momento, as amostras foram moídas com 90% < 200 mesh, o que seguramente foi o preponderante na não obtenção de concentrados mais puros.

Da mesma forma, deverá ser melhor estudada a influência da lama (-10 micra) no processo, já que antes da moagem o minério foi deslamado, com alguma perda de CaF_2 nesta lama.

8.2 - Fluxograma do Processo

As alternativas existentes, quando da implantação da planta de beneficiamento, no que diz respeito ao tipo de produto a ser obtido, são:

Tabela 5

PROJETO FLUORITA DE VOLTA GRANDE

TEMPO DE MOAGEM: 12,5 MINUTOS

TESTE Nº: 01

FLUTUAÇÃO ROUGHER

COLETOR: Tall Oil (50g/t c/adiação)
 Silicato de sódio: 200 g/t

PRODUTOS	% PESO		% CaF_2	% CaCO_3	% SiO_2	% Fe_2O_3	% S	% TEOR CaF_2 AC.	DISTRIBUIÇÃO CaF_2	
	RET.	AC.							% RET.	% AC.
ESPUMA ROUGHER 1	1,47	1,47	81,3	1,7				81,3	2,97	2,97
ESPUMA ROUGHER 2	3,62	5,09	86,0	1,5				84,64	7,74	10,71
ESPUMA ROUGHER 3	5,85	10,94	83,9	1,5				84,25	12,20	22,91
ESPUMA ROUGHER 4	15,06	26,00	87,0	1,2				85,84	32,56	55,47
ESPUMA ROUGHER 5	8,80	34,80	84,6	1,3				85,53	18,50	73,97
ESPUMA ROUGHER 6	7,76	42,56	69,6	1,5				82,62	13,42	87,39
ESPUMA ROUGHER 7	2,89	45,45	40,3	1,9				79,93	2,89	90,28
RETIDO ROUGHER (Rejeito)	42,30	87,75	2,3	1,0				42,51	2,42	92,70
OVERFLOW DO CICLONE (Rej.)	12,25	-	24,0	4,8				40,24	7,30	-
ALIMENTAÇÃO	-	100,00	40,24	1,64				-	-	100,00

PROGETTO FLUORITA DI VOLTA GRANDE

COMPLETOR: Tall Oil (50g/t cada adição)

TESTE Nº: 02

FLUTUÂNÇAS ROLICHER

Silicato de sódio: 200 g/t

PRODUTOS	% PESO		CaF ₂	%	CaCO ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	%	%	%
	RET.	AC.								
ESPUMA ROUGHIER 1	5,83	5,83	82,4	1,6						
ESPUMA ROUGHIER 2	10,48	16,31	85,7	1,4						
ESPUMA ROUGHIER 3	10,01	26,32	76,6	1,5						
ESPUMA ROUGHIER 4	5,88	32,20	83,4	1,5						
ESPUMA ROUGHIER 5	6,58	38,78	77,0	1,5						
ESPUMA ROUGHIER 6	2,94	41,72	67,7	1,9						
ESPUMA ROUGHIER 7	2,41	44,13	39,3	2,0						
RETIDO ROUGHIER (Rejeito)	43,82	87,95	3,0	1,2						
OVERFLOW DO CICLONE (Rej.)	12,05	-	24,0	4,8						
ALIMENTAÇÃO	-	100,00	38,57	1,79						

Tabela 9

PROJETO FLUORITA DE VOLTA GRANDE

TEMPO DE MOAGEM: 12,5 MINUTOS

TESTE Nº: 05

FLUTUAÇÃO ROUGHER

COLLETOR: AP-830 (100g/t c/adiação)

Silicato de sódio: 200 g/t

PRODUTOS	% PESO		CaF ₂ %	CaCO ₃ %	SiO ₂ %	Fe ₂ O ₃ %	%	%	DISTRIBUIÇÃO CaF ₂	
	RET.	AC.							% RET.	% AC.
ESPUMA ROUGHER 1	10,19	10,19	79,1						20,52	20,52
ESPUMA ROUGHER 2	5,24	15,43	86,0						11,47	31,99
ESPUMA ROUGHER 3	16,64	32,07	86,9						36,81	68,80
ESPUMA ROUGHER 4	7,43	39,50	77,0						14,56	83,36
ESPUMA ROUGHER 5	3,26	42,76	51,0						4,23	87,59
ESPUMA ROUGHER 6	2,30	45,06	12,4						0,73	88,32
ESPUMA ROUGHER 7	1,62	46,68	6,5						0,27	88,59
RETIDO ROUGHER (Rejeito)	35,78	82,46	0,27						0,25	88,84
OVERTFLOW DO CICLONE (Lamas - 10 micra - Rejeito)	17,54	-	25,0	8,7	35,5	8,8	0,21		11,16	-
ALIMENTAÇÃO	-	100,00	39,28						-	100,00

Tabela 10

PROJETO FLUORITA DE VOLTA GRANDE

TEMPO DE MOAGEM: 12,5 MINUTOS

TESTE Nº: 06

COLETOR: AP-830 (800 g/t)

FLUTUAÇÃO CLEANER

Silicato de sódio: 200 g/t

PRODUTOS	% PESO		% CaF_2	% CaCO_3	% SiO_2	% Fe_2O_3	% S	% TEOR CaF_2 AC.	DISTRIBUIÇÃO CaF_2	
	REP.	AC.							% RET.	% AC.
RETIDO ROUGHER (Rej.Final)	41,83	41,83	3,3					3,30	3,51	3,51
RETIDO CLEANER 1	7,65	49,48	41,2					9,16	8,02	11,53
RETIDO CLEANER 2	3,51	52,99	72,9					13,38	6,51	18,04
RETIDO CLEANER 3	2,04	55,03	81,7					15,91	4,24	22,28
ESPUMA CLEANER (Conc.Final)	28,36	83,39	93,0	0,23	2,2	0,40	0,37	42,13	67,14	89,42
OVERFLOW DO CICLONE (Lamas - 10 micra - Rejeito)	16,61	-	25,0	8,7	35,5	8,8	0,21	39,28	10,58	-
ALIMENTAÇÃO	-	100,00	39,28					-	-	100,00

Tabela 11

PROJETO FLUORITA DE VOLTA GRANDE

TEMPO DE MOAGEM: 12,5 MINUTOS

COLLETOR: Tall Oil (300 g/t)

TESTE Nº: 07

Silicato de sódio: 200 g/t

Quebracho: 200 g/t

FLUTUAÇÃO CLEANER

PRODUTOS	% PESO		% CaF_2	% CaCO_3	% SiO_2	% Fe_2O_3	% S	% TEOR CaF_2 AC.	DISTRIBUIÇÃO CaF_2	
	RET.	AC.							% RET.	% AC.
RETIDO ROUGHER (Rejeito)	33,30	33,30	2,8					2,80	2,38	2,38
RETIDO CLEANER 1	10,06	43,36	13,4					5,26	3,44	5,82
RETIDO CLEANER 2	3,51	46,87	26,5					6,85	2,37	8,19
RETIDO CLEANER 3	0,85	47,72	11,4					6,93	0,25	8,44
RETIDO CLEANER 4	1,71	49,43	29,8					7,72	1,30	9,74
ESPUMA CLEANER (Conc.Final)	33,92	83,35	92,0	0,23	3,8	0,50	0,17	42,02	79,64	89,38
OVERFLOW DO CICLONE (Lamas - 10 micra - Rejeito)	16,65	-	25,0	8,7	35,5	8,8	0,21	39,19	10,62	-
ALIMENTAÇÃO	-	100,00	39,19					-	-	100,00

Tabela 12

PROJETO FLUORITA DE VOLTA GRANDE

TEMPO DE MOAGEM: 12,5 MINUTOS

COLHEITOR: AP-830 (800 g/t)

TESTE Nº: 08

Silicato de sódio: 200 g/t

Quebracho: 200 g/t

FLUTUAÇÃO CLEANER

PRODUTOS	% PESO		% CaF_2	% CaCO_3	% SiO_2	% Fe_2O_3	% S	% TEOR CaF_2 AC.	DISTRIBUIÇÃO CaF_2	
	RET.	AC.							% RET.	% AC.
RETIPO ROUGHER (Rejeito)	40,61	40,61	4,4					4,40	4,60	4,60
RETIPO CLEANER 1	10,10	50,71	45,4					12,57	11,82	16,42
RETIPO CLEANER 2	4,78	55,49	70,2					17,53	8,65	25,07
RETIPO CLEANER 3	2,83	58,32	72,0					20,17	5,25	30,32
RETIPO CLEANER 4	1,77	60,09	77,6					21,87	3,54	33,86
ESPUMA CLEANER (Conc. Final)	23,17	83,26	92,7	0,11	2,4	0,40	0,41	41,58	55,35	89,21
OVERTLOW DO CICLONE: (Furos - 10 micra - Rejeito)	16,74	-	25,0	8,7	35,5	8,8	0,21	38,80	10,79	-
ALIMENTAÇÃO	-	100,00	38,80					-	-	100,00

- . Produção somente de concentrado grau metalúrgico
- . Produção conjunta dos concentrados grau ácido e metalúrgico
- . Produção somente de concentrado grau ácido.

Devido as características do mercado e visando uma maior flexibilidade da planta, será adotada a 2.^a hipótese, pois com pequenas modificações podem ser assumidas quaisquer das outras duas, sem a necessidade de grandes inversões de capital.

Conforme a Figura 12, tem-se que na planta a ser instalada, o minério proveniente da mina é descarregado em um silo e deste, é alimentado em um britador primário, para daí seguir a um britador secundário e ao silo de estocagem.

Este material estocado é então alimentado, por correia transportadora, em um moinho de bolas, através de um alimentador e dosador, sendo este moinho trabalhando em circuito fechado com um classificador espiral.

O produto moído, a uma granulometria inferior a 200 mesh, é bombeado a uma bateria de ciclones, onde é deslamado, seguindo daí a um condicionador onde são adicionados os reagentes.

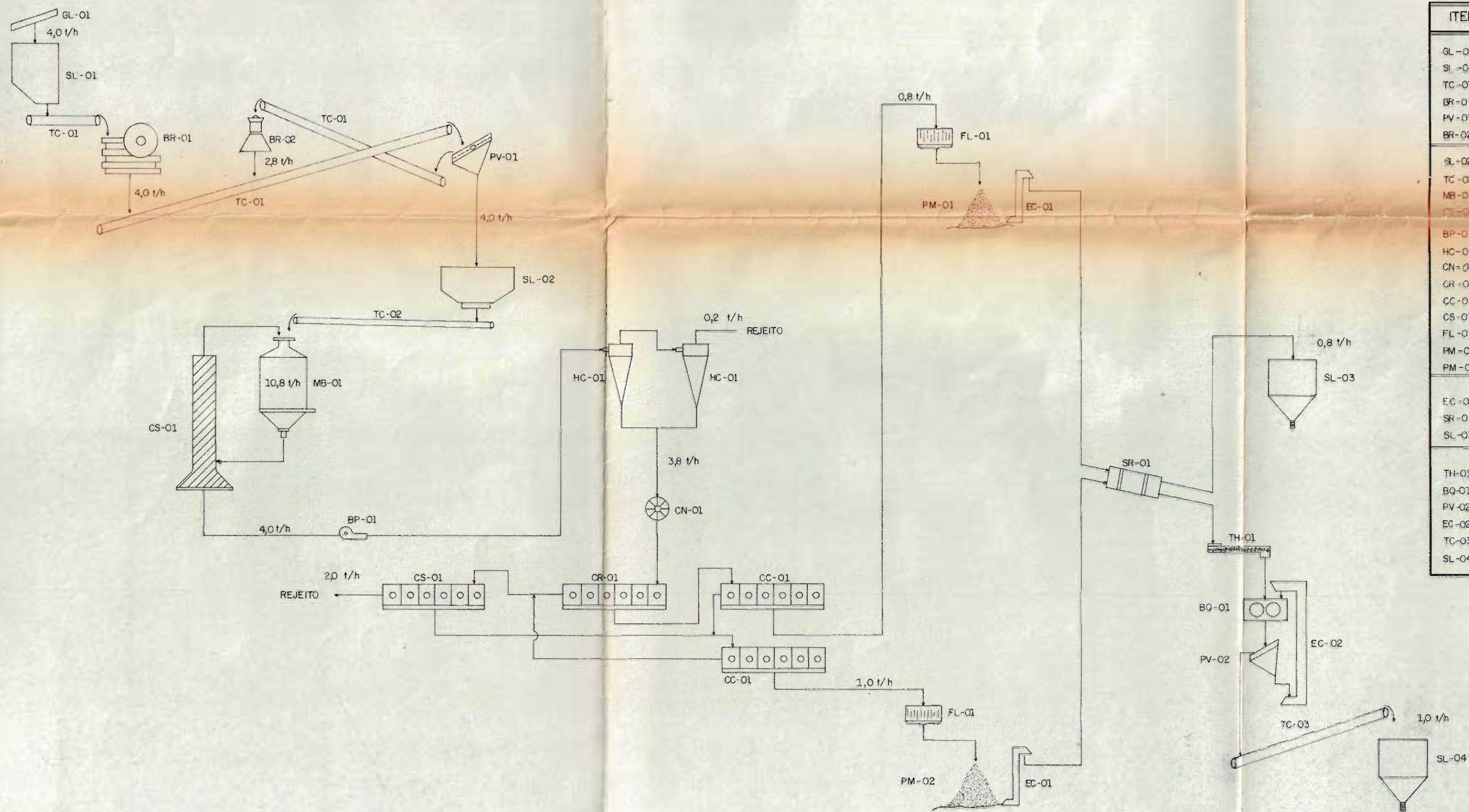
A polpa resultante é dirigida a um conjunto de células rougher, sendo o concentrado desta enviado a um conjunto de células cleaner, sendo obtido o concentrado grau ácido final.

O rejeito rougher segue para um conjunto scavenger, enquanto que o rejeito cleaner do circuito "grau ácido", juntamente com o concentrado scavenger é encaminhado para o conjunto cleaner do circuito "grau metalúrgico".

O rejeito cleaner será recirculado no conjunto scavenger, enquanto o rejeito deste irá ser decantado em uma barragem de rejeitos especialmente construída para este fim.

Os concentrados grau ácido e metalúrgico, através de circuitos independentes, serão desaguidos em filtros rotativos à vácuo, sendo os produtos encaminhados para estocagem, de forma a alimentar, alternativamente, a instalação de secagem.

A instalação de secagem se constituirá de um



ITEM	QUANT.	DESCRIÇÃO DO EQUIPAMENTO
GL-01	01	SISTEMA DE BRITAGEM
SL-01	01	GRELHA
TC-01	03	SILO DE MINÉRIO R.O.M.
BR-01	01	TRANSPORTADOR DE CORREIA
PV-01	01	BRITADOR PRIMÁRIO
BR-02	01	PENEIRA VIBRATÓRIA
SL-02	01	BRITADOR SECUNDÁRIO
TC-02	01	SISTEMA DE MOAGEM
MB-01	01	SILO DE MATERIAL BRITADO
CS-01	01	TRANSPORTADOR DE CORREIA
BP-01	01	MÔINHÓ DE BOLAS
HC-01	02	CLASSIFICADOR ESPERAL
CN-01	01	SISTEMA DE DESLAMAGEM E FLOTAÇÃO
CR-01	01	BOMBA DE POLPA
CC-01	01	HIDRO CICLONES PARA DESLAMAGEM
CC-02	01	CONDICIONADOR DE POLPA
FL-01	02	BATERIA DE CÉLULAS ROUGHER
PM-01	01	BATERIA DE CÉLULAS CLEANER
PM-02	01	BATERIA DE CÉLULAS SCAVENGER
SL-03	01	FILTRO ROTATIVO À VÁCUO
EC-01	02	PILHA DE MINÉRIO GRAU ÁCIDO
SR-01	01	PILHA DE MINÉRIO GRAU METALÚRGICO
TH-01	01	SISTEMA DE SECAGEM
BQ-01	01	ELEVADOR DE CANECA
PV-02	01	SECADOR ROTATIVO
EC-02	01	SILO DE PRODUTO GRAU ÁCIDO
TC-03	01	SISTEMA DE BRIQUETAGEM
SL-04	01	TRANSPORTADOR HELICOIDAL
		BRIQUETADORA
		PENEIRA VIBRATÓRIA
		ELEVADOR DE CANECA
		TRANSPORTADOR DE CORREIA
		SILO DE PRODUTO GRAU METALÚRGICO

secador rotativo, que consumirá lenha ou carvão mineral como combustível, sendo o produto alimentado através de elevadores de caneca.

Da instalação de secagem, o produto grau ácido é estocado em um silo de expedição, enquanto que o concentrado grau metalúrgico será encaminhado às instalações de briquetagem.

Esta instalação deverá se constituir basicamente de um transportador helicoidal que irá alimentar o misturador, onde é adicionado o ligante, e daí ao briquetador, sendo o produto encaminhado a uma peneira vibratória, onde a fração inferior é recirculada no briquetador, enquanto a superior é transferida ao silo de expedição, através de correia transportadora.

8.3 - Balanço de Mina Previsto

Através dos ensaios de beneficiamento do minério, foram levantados dados como distribuição e perdas de massa, recuperações e outros, necessários ao estabelecimento do balanço de massas do processo.

Supondo a usina alimentada por uma massa padrão 100, tem-se no final do fluxo 45 para os produtos e 55 para as perdas.

As seguintes perdas podem ser consideradas em cada fase do processo:

- . Ciclonagem: 5%
- . Flotação: 50%.

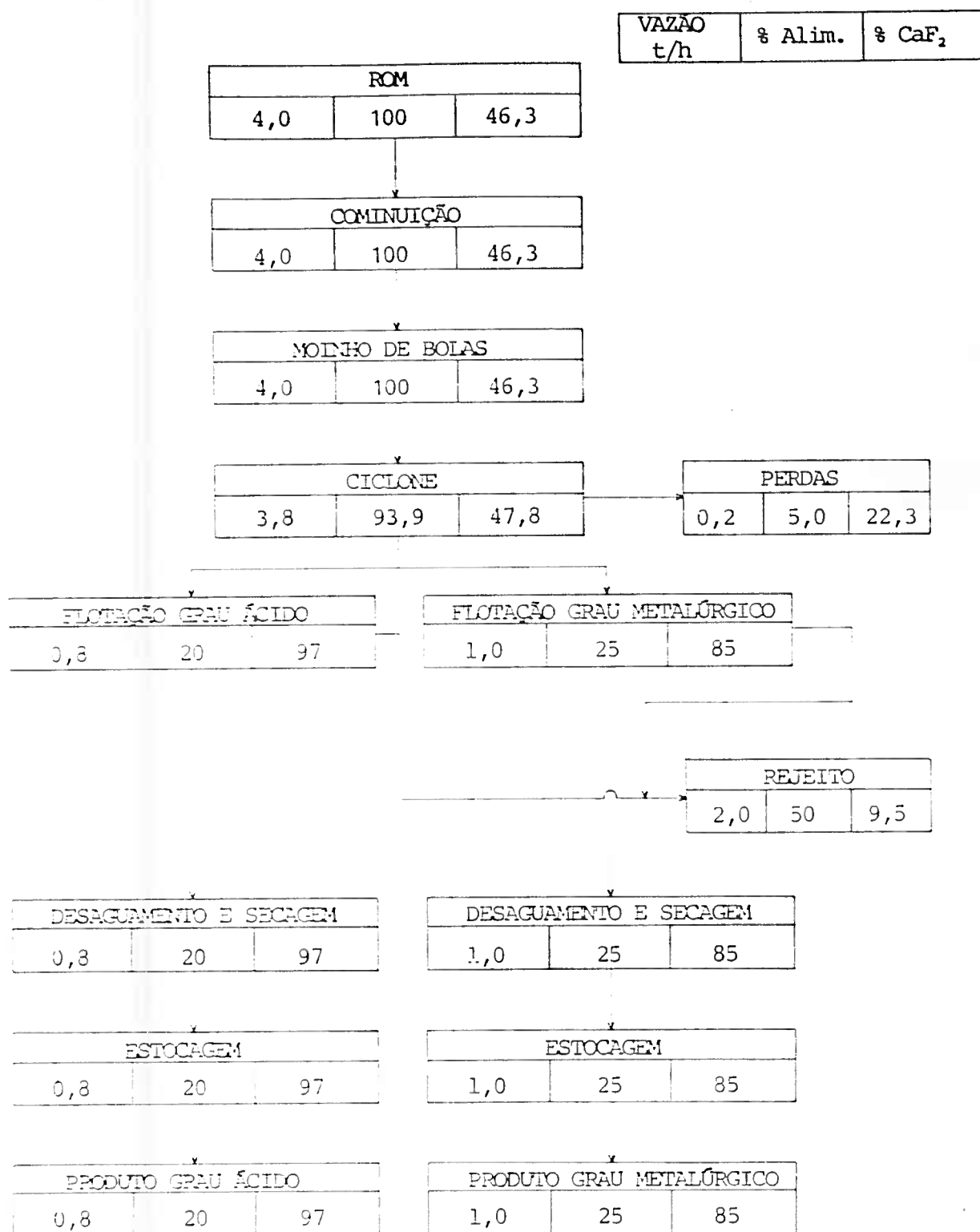
Na Figura 13 é apresentada uma representação gráfica do balanço de massas previsto, para uma taxa de alimentação de 4 t/h da planta de beneficiamento.

8.4 - Cominuição

O material proveniente da lavra terá dimensões variadas, havendo necessidade de uma grelha, sendo o produto passante encaminhado à britagem primária, constituída de um britador de mandíbulas. Apesar da pequena produção prevista, este britador será superdimensionado para receber os blocos

Figura 13

BALANÇO DE MASSAS



provenientes da lavra, sendo escolhido o modelo 6.240C, da Faço, ou similar, que trabalhando com 1" de abertura na posição fechada irá obter um produto 100% passante na malha de 3".

Da britagem primária, o produto será encaminhado à secundária, constituída de um rebritador de mandíbulas, modelo 6013, da Faço, ou similar, que com a abertura de 1/4" na posição fechada irá reduzir o material à malha de 5/8".

8.5 - Moagem

O sistema de moagem deverá ser composto por um único moinho de bolas, devido à pequena produção prevista, sendo este equipamento encontrado no mercado nacional.

Para a obtenção da granulometria desejada, pode ser utilizado o modelo com dimensões de 1,80 m x 1,80 m, da Faço, ou similar, com motor de acionamento de 80 HP.

8.6 - Classificação

Visando garantir que um mínimo de 90% do material seja passante na malha de 200 mesh, o moinho de bolas irá trabalhar em circuito fechado com um classificador espiral.

Para a produção prevista, o modelo SVC.60, da Faço, ou similar se faz recomendado.

8.7 - Deslamagem

Concluída a moagem, o minério será bombeado a um conjunto de ciclones, onde será deslamado, a um corte de aproximadamente 10 micra.

O overflow será encaminhado diretamente à barragem de rejeitos, sendo que o underflow irá alimentar o condicionador de polpa, que por sua vez irá alimentar o circuito de flotação.

Os ciclones terão 4" de diâmetro e poderão ser da marca CIMAQ ou equivalente.

8.8 - Condicionamento

Concluída a deslamagem, o minério será encaminhado a tanques condicionadores, onde serão adicionados o depressor e coletor para o processo.

Prevê-se um tempo de condicionamento de 4 min, devendo ter os equipamentos as dimensões de 1,5 m de diâmetro por 1,5 m de altura, sendo da marca CIMAQ, ou equivalente.

8.9 - Flotação

Através do processo de flotação, serão obtidos dois produtos, grau ácido e grau metalúrgico, em circuitos independentes.

O minério, passando pelo condicionador de polpa, é alimentado em um conjunto de 6 células rougher, com 50 pés³ de capacidade cada uma, de onde o concentrado é encaminhado a uma bateria de 6 células cleaner, de 50 pés³ de capacidade, sendo daí obtido o produto grau ácido, que segue para a fase de desagamento. Já o rejeito, segue para o circuito grau metalúrgico, composto de baterias de 6 células cleaner e scavenger, com 50 pés³ de capacidade unitária.

Os equipamentos para esta etapa serão de marca Denver, ou similar.

8.10 - Filtragem

Os produtos resultantes do circuito de flotação serão bombeados para desagamento, em filtros rotativos à vácuo, que reduzirão a porcentagem de água para aproximadamente 10%. Daí, o material será transportado por correias a galpões cobertos, para que seja alimentada, alternadamente, a instalação de secagem.

O equipamento a ser utilizado será da marca Zanini, ou similar.

8.11 - Secagem

A instalação de secagem irá atender, alternadamente, os dois produtos da planta, concentrados grau ácido e metalúrgico, sendo sua operação rigorosamente controlada, evitando-se a contaminação do produto grau ácido, com especificações de mercado bastante rigorosas.

Da instalação de secagem, o produto grau ácido será encaminhado diretamente ao silo de expedição, sendo o grau metalúrgico dirigido às instalações de briquetagem.

O secador terá dimensões de 1,5 m x 5 m, consumindo, de preferência, carvão mineral, sendo a secagem realizada por contato indireto com a chama, a menos de 1% de umidade.

8.12 - Briquetagem

Através da técnica da flotação, pode ser obtido um produto, que quimicamente atende às especificações de mercado, para uso na indústria metalúrgica. No entanto, sua aplicação direta torna-se proibitiva, pela granulometria do concentrado, bastante inferior às especificações desejadas.

Assim, introduziu-se a técnica de aglomeração do material, fazendo-se uso de substâncias ligantes como melço, silicato de sódio, e outros, que devem dar uma resistência mínima ao produto, evitando-se o excesso de finos durante as operações de manuseio do material, entre a planta de beneficiamento e consumidor final.

Para aglomeração do material, diversas técnicas podem ser utilizadas, sendo a briquetagem a que melhor se adapta aos requisitos necessários.

Apesar de se constituir em uma operação simples, a técnica de briquetagem de fluorita no Brasil, não tem uma aplicação corrente, devido a própria natureza do minério produzido pelo Estado de Santa Catarina, tradicional fornecedor do produto, que dispensa este tipo de operação. Já o minério de fluorita do Paraná, pelo seu menor grau de recristalização, requer o uso deste processo, sendo já largamente utilizado nos Estados Unidos e Europa.

A operação se prende, basicamente, a uma homogeneização do material com o ligante, e prensagem do mesmo entre rolos, que giram em sentidos contrários e com faces moldadas nas dimensões e formas escolhidas.

Toda a instalação irá se compor de um transportador helicoidal, que alimentará o briquetador, sendo o produto encaminhado à uma peneira vibratória que garantirá a granulometria final, sendo os finos novamente encaminhados ao início do processo.

Da peneira, o material é transportado por elevador de canecas ao silo de expedição.

O equipamento a ser utilizado será fornecido pela Zanini, ou equivalente.

8.13 - Barragem de Rejeitos

O material deslamado pelos ciclones e mais o rejeito da flotação serão enviados a uma barragem de rejeitos, para decantação dos finos, evitando-se desta maneira o assoreamento dos rios da região.

Para a produção de 19.000 t/ano, obtem-se 8.640 t/ano de produto 10.360 t/ano de rejeito, que deverão ser encaminhados à barragem de decantação.

Para o período de 20 anos de vida útil da jazida, a massa total depositada será de 207.200 t, correspondendo a um volume de 140.000 m³ de material.

9 - INFRA-ESTRUTURA

9.1 - Construções Cíveis

Para a área da mina e beneficiamento estão previstas as seguintes obras cíveis:

- . Concretagem do poço principal
- . Casa do guincho: 40 m²
- . Casa do compressor: 20 m²
- . Casa do transformador: 40 m²
- . Paiois de explosivos e acessórios: 20 m²
- . Oficina da mina: 60 m²
- . Almoxarifado: 40 m²
- . Escritório: 60 m²
- . Terraplenagem, drenagem e pavimentação da usina
- . Estruturas de concreto e metálicas da planta de beneficiamento.

9.2 - Energia Elétrica

A energia elétrica a ser consumida na área da mina e beneficiamento, será proveniente da cidade de Cerro Azul, distante 12 km da jazida, onde a COPEL - Companhia Paranaense de Energia possui subestação, com capacidade de atendimento da demanda pretendida.

A potência necessária estimada, na mina e beneficiamento, será:

- . Compressor: 150 cv
- . Guincho: 50 cv
- . Ventiladores: 50 cv
- . Iluminação: 20 cv
- . Bombas d'água: 225 cv
- . Oficina: 20 cv
- . Britagem primária: 50 cv
- . Britagem secundária: 20 cv
- . Moagem e classificação: 80 cv
- . Condicionamento: 2 cv
- . Flotação: 20 cv
- . Filtragem: 20 cv
- . Briquetagem: 40 cv
- . Transportadores: 2 cv

- Potência total requerida: 749 cv
- 749 cv x 0,7355 = 550 kva.

9.3 - Água Industrial e Potável

A água para uso na área industrial, poderá ser captada diretamente do Rio Ribeira, e bombeada diretamente a um reservatório central e elevado, de onde será feita a distribuição aos centros de consumo. Caso haja necessidade, poderão ser instalados tanques de decantação e filtragem.

O sistema será dimensionado para 100 m³/h, atendendo com folga a planta de beneficiamento.

Para um desnível de 50 m e uma eficiência de 80%, a potência da bomba a ser instalada será:

$$HP = \frac{\text{litros/s} \times H}{75,6 \times 0,80} = \frac{28 \times 50}{75,6 \times 0,80} = 23,15 \text{ HP} = 23 \text{ cv.}$$

Será então adquirida uma bomba com 25 cv de potência.

Já a água potável a ser consumida, será extraída de um poço artesiano, estando prevista a aquisição de um pequeno sistema de tratamento de água.

9.4 - Água Subterrânea

A jazida de fluorita de Volta Grande situa-se nas proximidades do Rio Ribeira, sendo desta maneira as infiltrações durante a lavra, um dos problemas a terem um perfeito dimensionamento quando do detalhamento do projeto.

Pode-se, no entanto, prever-se uma vazão de aproximadamente 400 m³/h, que seria superior àquelas normais em minas situadas em locais bastante chuvosos.

Para uma altura de bombeamento de 100 m e uma eficiência de bomba de 80%, tem-se que seria necessária a seguinte potência:

$$HP = \frac{\text{litros/s} \times H}{75,6 \times 0,80} = \frac{112 \times 100}{75,6 \times 0,80} = 185,2 \text{ HP} = 183 \text{ cv.}$$

Logo, uma bomba de 200 cv é suficiente para a vazão prevista.

9.5 - Ventilação

Pelas características da lavra, haverá necessidade de ventilação forçada por todas as frentes de trabalho.

Esta ventilação pode ser feita através de injeção de ar novo e conseqüente expulsão dos gases nocivos, ou então a exaustão dos gases forçando a entrada do ar puro. Já uma terceira alternativa seria a combinação destas duas técnicas.

No presente caso, a ventilação será efetuada através de injeção de ar puro pelo poço principal e uma das chaminés, e exaustão dos gases por outra chaminé.

Para injeção do ar poderá ser utilizado ventilador centrífugo e para exaustão, tipo axial. Pequenos ventiladores axiais poderão ser utilizados para direcionamento do ar às frentes de trabalho.

Os equipamentos a serem utilizados poderão ser fornecidos pela Bernauer Equipamentos ou marca similar.

9.6 - Segurança

Para segurança individual dos operários, estão previstas aquisições de botas, luvas, capacetes, macacões, etc.

Já a iluminação individual será efetuada por lanterna acoplada ao capacete e acionada por bateria recarregável.

Torna-se imprescindível a criação de uma CIPA, que ditará normas de procedimento e conscientizará o pessoal do uso dos equipamento de segurança.

9.7 - Apoio Logístico

A jazida está situada a aproximadamente 15 km da cidade de Cerro Azul, sendo a mão-de-obra, em sua maior parte, proveniente desta cidade.

Para transporte dos operários, está prevista a aquisição de um ônibus, que fará as viagens ao término dos turnos de trabalho.

Está também prevista a aquisição de um caminhão médio e uma viatura leve, tipo "pick-up", para serviços de apoio e supervisão, respectivamente.

10 - RECUPERAÇÃO AMBIENTAL

Pelas características do corpo mineralizado, e sua localização o mesmo será exaurido pelo método subterrâneo, em sua maior parte. As lavras efetuadas por este método causar pouca influência no meio ambiente, desde que efetuadas racionalmente, com especial atenção à deposição do material estéril, no caso bastante reduzido, e barragem de rejeitos da planta de beneficiamento.

Já a porção a ser lavrada à céu aberto, terá como limite a cota do Rio Ribeira, localizado nas proximidades, sendo a praça final obtida, de aproximadamente 2.000 m², novamente recoberta com solo vegetal, retirado da parte superficial da jazida e depositado em local conveniente para posterior retorno.

Após o solo ser analisado e corrigido, a área será reflorestada com "bracatinga" (*Mimosa escabrella* Benth), ou outra planta também adaptada às condições locais, que além de um crescimento rápido, podem vir a ser fontes de lucro com a venda de lenha, já bastante escassa na região.

11 - ESTUDO DE MERCADO

A fluorita, principal fonte comercial de flúor, se constitui praticamente no único mineral a formar concentrações importantes exploráveis atualmente, contra as principais reservas de flúor recuperáveis dos fosfatos.

A fluorita possui vastas aplicações, sendo as mais importantes, a obtenção do ácido fluorídrico, de onde é obtida a criolita sintética; na metalurgia, onde é usada nos processos de obtenção do aço, ferro-ligas, como fundente espe

cial, na cobertura de hastes para solda, metalurgia do alumínio primário e fundição de Zn, Mg e outros metais. Possui também aplicação na indústria do vidro e esmaltes, além de fluoretação da água.

Para estas aplicações, existem quatro tipos de produto: metalúrgico, ácido, cerâmico e ótico. Comercialmente, tem-se os três primeiros como mais importantes, sendo dados destaque aos dois primeiros tipos. As especificações obedecem normas bem definidas, observando-se algumas variações em função de especificações individuais.

Depósitos de fluorita ocorrem em praticamente todos os continentes, sendo incluídos entre os grandes países produtores os Estados Unidos, México, Canadá, Espanha, Inglaterra, França, Alemanha Oriental, Itália, África do Sul, Tailândia e Rússia. Entre os pequenos produtores, incluem-se países como Argentina, Brasil, África Sudoeste, Quênia, Tunísia, Marrocos, Alemanha Ocidental, Índia, Coreia do Sul e Austrália.

No Brasil, as reservas concentram-se nos Estados do Paraná, Santa Catarina e Rio de Janeiro, sendo a Bahia possuidora de um pequeno depósito, enquanto ocorrências são observadas em São Paulo, Minas Gerais, Ceará e Paraíba.

De acordo com o Sumário Mineral - 1985, a distribuição das reservas pelos estados detentores deste bem mineral, se dá na seguinte proporção: Paraná 65%, Santa Catarina 26%, Rio de Janeiro 9% e Bahia, com menos de 0,1%.

A produção mundial de fluorita tem oscilado bastante nos últimos 12 anos. Os anos de 1976 e 1983 foram de baixa produção, 4,19 e 4,14 milhões de toneladas, respectivamente. De 1978 a 1981 correspondeu a um período de produções mais elevadas, com um máximo em 1981, quando foram produzidas cerca de 4,99 milhões de toneladas. Como média nos últimos doze anos, tem-se uma produção de 4,60 milhões de toneladas.

De toda a fluorita produzida no mundo, cerca de 40-45% é consumida pela indústria química, basicamente para a produção de ácido fluorídrico. Cerca de 50-55% é consumida na siderurgia, sobretudo na produção do alumínio e como fundente na produção do aço. O restante da produção tem usos diversos, a maior parte na indústria cerâmica.

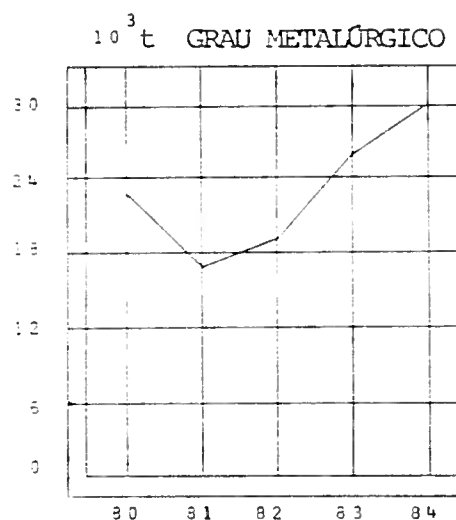
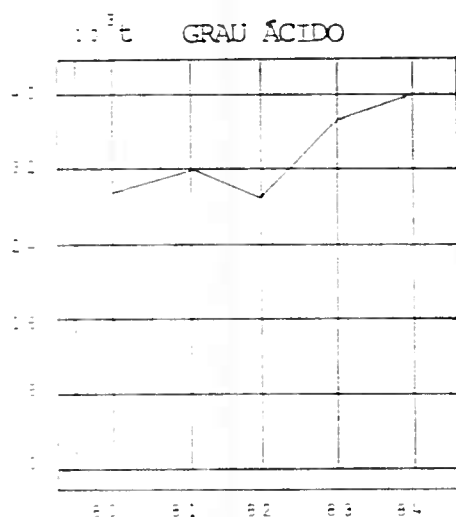
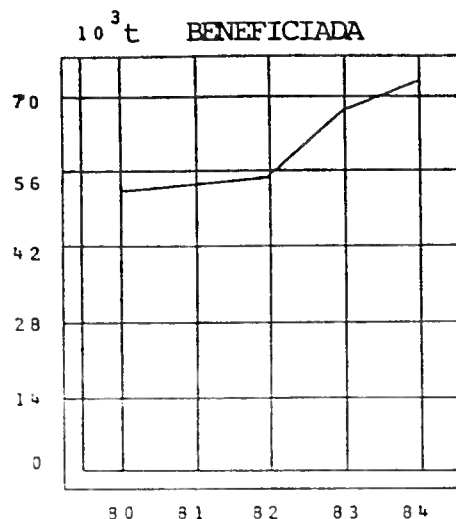
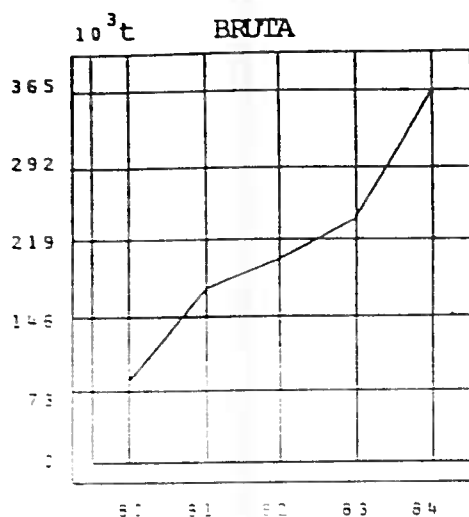
Tal como a produção, os preços praticados no comércio mundial tem sido muito variáveis, dependendo da qualidade do produto. Houve uma queda acentuada em 1984 devido, particularmente, ao abandono, pelo México, de um convênio de preços estipulado entre os produtores. A disputa pelo mercado gerada com esta atitude derrubou os preços para cerca de US\$ 110 /t de concentrado grau ácido.

No Brasil, a evolução da produção e do consumo nos últimos 25 anos mostra três períodos distintos. Até 1968 a produção e consumo eram pequenos, entre 5.000 e 15.000t/ano, sendo o consumo maior que a produção. De 1969 a 1974 houve um crescimento rápido de consumo e produção, sendo este superior à capacidade de consumo do país. A partir de 1974, a situação novamente inverteu-se, com o consumo superando a produção em 10 a 40 mil toneladas ano. Nos últimos oito anos, o país consumiu, em média, cerca de 70.000 t/ano de fluorita e produziu, também em média, cerca de 53.000 t.

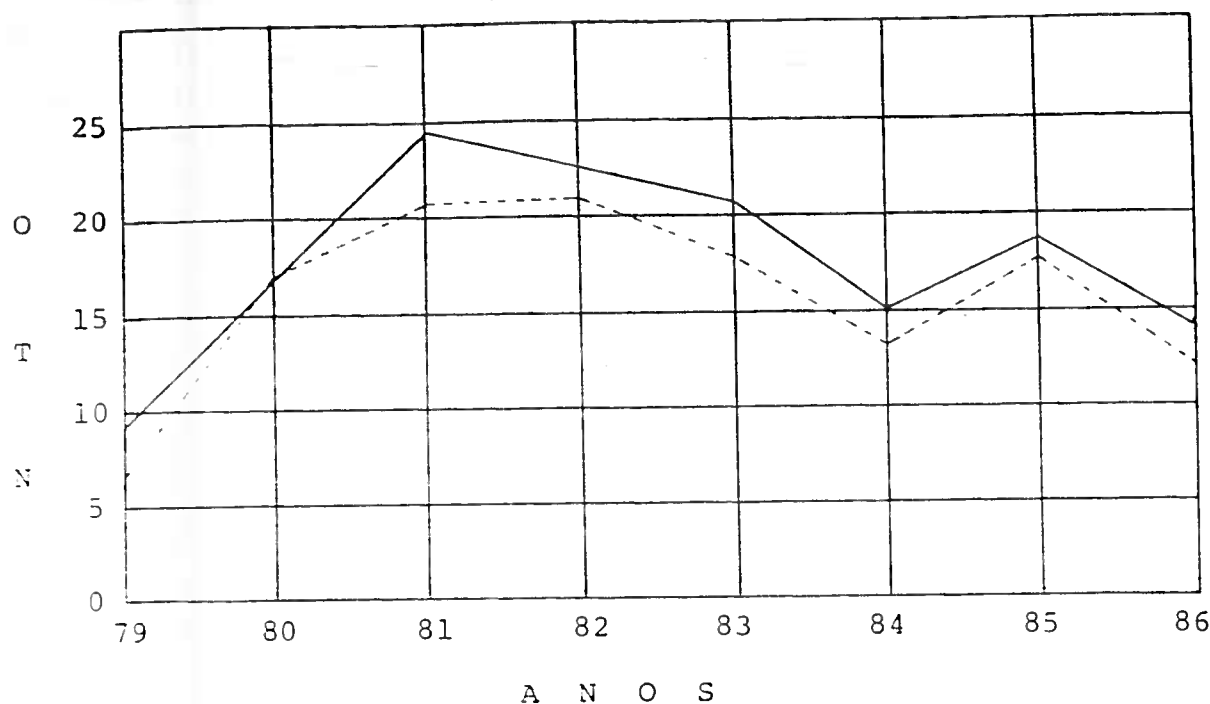
Deve ser ressaltado que este déficit não corresponde, na realidade, a impossibilidade dos produtos em atender a demanda. A causa real prende-se a praticamente inexistência de uma indústria química de transformação no país. O Brasil é tradicional importador de produtos químicos fluorados, particularmente o fluoreto de alumínio, o fluoreto duplo de alumínio e sódio (criolita sintética) e o fluorsilicato de sódio, além de algum concentrado de criolita natural.

De acordo com o Anuário Mineral Brasileiro-1985, a evolução na produção de fluorita no país, entre os anos de 1980 e 1984, dá-se da seguinte maneira:

ANOS	BRUTA (t)	BENEFICIA DA (t)	GRAU ÁCIDO	GRAU META- LÚRGICO
1980	86.000	55.000	33.000	23.000
1981	175.000	56.000	36.000	17.000
1982	202.000	57.000	32.000	19.000
1983	240.000	69.000	43.000	26.000
1984	368.000	74.000	44.000	30.000



Os preços para o produto, no mercado interno, tal como os do mercado internacional, tem sido bastante variáveis. No entanto, através do Boletim de Preços - DNPM, verifica-se uma queda no preço real do concentrado a partir de 1981, tanto para o grau ácido como para o grau metalúrgico, estando as variações, para o período de 1979 a 1986, em função das OTN's, representadas no gráfico a seguir.



— concentrado grau ácido
----- concentrado grau metalúrgico

Com a estabilidade econômica, e conseqüente recuperação da economia e expansão do parque industrial, prevê-se para os próximos anos um substancial aumento no consumo de fluorita no país. Devem ser ressaltados os grandes projetos de metalurgia do alumínio, que devem contribuir com substancial aumento nas necessidades de concentrado daquele bem mineral. Entre estes projetos destacam-se a Albrás, a Alunorte, Alumar, Alune, CBA e Alcan, que juntas, deverão ter uma produção de alumínio primário da ordem de 1.900.000 t/ano, até o final da década.

12 - ANÁLISE ECONÔMICA

12.1 - Quadro Resumo dos Investimentos

ITEM	VALOR (Cz\$)
- Investimentos pré-operacionais	Cz\$ 8.244.860,00
- Investimentos lavra à céu aberto	Cz\$ 1.740.800,00
- Investimentos lavra subterrânea	Cz\$ 6.011.100,00
- Investimentos beneficiamento	Cz\$ 6.995.700,00
- Infra-estrutura	Cz\$ 5.086.570,00
SUBTOTAL	Cz\$ 28.079.030,00
- Capital de giro	Cz\$ 1.060.475,00
TOTAL	Cz\$ 29.139.505,00

12.2 - Quadro Resumo dos Custos

ITEM	CUSTO (Cz\$/t benef.)	CUSTO MENSAL (Cz\$)	CUSTO ANUAL (Cz\$)
- Lavra à céu aberto	147,27	106.034,40	1.272.412,00
- Beneficiamento	243,87	175.586,40	2.107.037,00
- Administração	70,82	50.990,40	611.885,00
- Comercialização	70,82	50.990,40	611.885,00
- Eventuais (10%)	53,28	38.362,00	460.339,00
TOTAL	586,06	421.963,00	5.063.558,00

ITEM	CUSTO (Cz\$/t benef.)	CUSTO MENSAL (Cz\$)	CUSTO ANUAL (Cz\$)
- Lavra subterrânea	456,56	328.723,00	3.944.678,00
- Beneficiamento	243,87	175.586,40	2.107.037,00
- Administração	70,82	50.990,40	611.885,00
- Comercialização	70,82	50.990,40	611.885,00
- Eventuais (10%)	84,21	60.631,20	727.574,00
TOTAL	926,28	666.921,40	8.003.059,00

12.3 - Previsão de Receitas

PRODUÇÃO \ PERÍODO	- 01	01 a 19	20
Grau ácido	1.920 t	3.840 t	1.920 t
Preço unitário	Cz\$ 1.461,49	Cz\$ 1.461,49	Cz\$ 1.461,49
SUBTOTAL	Cz\$ 2.806.060,80	Cz\$ 5.612.121,60	Cz\$ 2.806.060,80
Grau metalúrgico	2.400 t	4.800 t	2.400 t
Preço unitário	Cz\$ 1.380,15	Cz\$ 1.380,15	Cz\$ 1.380,15
SUBTOTAL	Cz\$ 3.312.360,00	Cz\$ 6.624.720,00	Cz\$ 3.312.360,00
TOTAL	Cz\$ 6.118.420,80	Cz\$ 12.236.841,60	Cz\$ 6.118.420,80

12.4 - Infra-Estrutura

12.4.1 - Construções Cíveis na Mina

- Concretagem do poço principal
 - . Espessura do revestimento: 0,2 m
 - . Extensão total: 78 m
 - . Volume de concreto: $78 \text{ m} \times 0,2 \text{ m} \times 12 \text{ m} = 188 \text{ m}^3$
 - . Custo do m^3 de concreto acabado: Cz\$ 800,00
 - . Custo total: $188 \text{ m}^3 \times \text{Cz\$ } 800,00/\text{m}^3 = \text{Cz\$ } 143.370,00$

- Casa do guincho
 - . Área: 40 m^2
 - . Custo unitário: Cz\$ 950,00/ m^2
 - . Custo total: Cz\$ 38.000,00

- Casa do compressor
 - . Área: 20 m^2
 - . Custo unitário: Cz\$ 950,00/ m^2
 - . Custo total: Cz\$ 19.000,00

- Casa do transformador
 - . Área: 40 m²
 - . Custo unitário: Cz\$ 1.500,00/m²
 - . Custo total: Cz\$ 60.000,00

- Paiois de explosivos e acessórios
 - . Área: 20 m²
 - . Custo unitário: Cz\$ 1.500,00/m²
 - . Custo total: Cz\$ 30.000,00

- Oficina da mina
 - . Área: 60 m²
 - . Custo unitário: Cz\$ 950,00/m²
 - . Custo total: Cz\$ 57.000,00

- Almoxarifado
 - . Área: 40 m²
 - . Custo unitário: Cz\$ 950,00/m²
 - . Custo total: Cz\$ 38.000,00

- Escritório
 - . Área: 60 m²
 - . Custo unitário: Cz\$ 950,00/m²
 - . Custo total: Cz\$ 57.000,00

12.4.2 - Construções Cíveis na Usina

- Terraplenagem, drenagem e pavimentação
 - . Volume: 50.000 m³
 - . Volume unitário: Cz\$ 15,00/m³
 - . Custo total: Cz\$ 750.000,00

- Obras em concreto
 - . Superestrutura
 - Volume: 200 m³
 - Custo unitário: Cz\$ 750,00
 - Custo total: Cz\$ 150.000,00

. Fundações

- Volume: 500 m³
- Custo unitário: Cz\$ 600,00
- Custo total: Cz\$ 300.000,00

. Pisos

- Volume: 60 m³
- Custo unitário: Cz\$ 300,00
- Custo total: Cz\$ 18.000,00

. Escavações

- Volume: 1.400 m³
- Custo unitário: Cz\$ 13,00/m³
- Custo total: Cz\$ 18.200,00

- Estruturas metálicas

. Britagem e concentração, estocagem e filtragem, silos, etc

- Quantidade: 125 t
- Custo unitário: Cz\$ 8.100,00/t
- Custo total: Cz\$ 1.012.000,00

. Cobertura

- Área: 1.200 m²
- Custo unitário: Cz\$ 200,00/m²
- Custo total: Cz\$ 240.000,00

12.4.3 - Energia Elétrica

- Extensão da rede: 12 km
- Custo do km de rede: Cz\$ 50.000,00
- Custo de 1 subestação: Cz\$ 450.000,00
- Fator de segurança: 20%
- Investimento total: Cz\$ 1.260.000,00

12.4.4 - Água Industrial e Potável

- 1 bomba centrífuga: Cz\$ 25.000,00
- Casa de bomba (20 m²): Cz\$ 19.000,00
- Reservatório (500.000 l): Cz\$ 80.000,00
- Sistema de tratamento de água: Cz\$ 80.000,00

- Materiais: Cz\$ 10.000,00
- Montagem: Cz\$ 22.000,00
- TOTAL: Cz\$ 236.000,00

12.4.5 - Apoio Logístico

Para apoio das atividades de lavra e beneficiamento, está previsto a aquisição de um caminhão médio, um utilitário tipo "pick-up" e um ônibus, para transporte dos operários de Cerro Azul à área da mina.

O custo previsto dos veículos é o seguinte:

- 01 caminhão médio: Cz\$ 220.000,00
- 01 veículo tipo "pick-up": Cz\$ 140.000,00
- 01 ônibus: Cz\$ 300.000,00
- TOTAL: Cz\$ 660.000,00

12.4.6 - Quadro dos Investimentos em Infra-Estrutura

ITEM	VALOR
Construções civis na mina	Cz\$ 442.370,00
Construções civis na usina	Cz\$ 2.488.200,00
Energia elétrica	Cz\$ 1.260.000,00
Água industrial e potável	Cz\$ 236.000,00
Apoio logístico	Cz\$ 660.000,00
TOTAL	Cz\$ 5.086.570,00

12.5 - Investimentos Pré-Operacionais

Como investimentos pré-operacionais tem-se a pesquisa geológica e engenharia básica do processo, já efetuada pela Mineropar e pré-operação da planta de beneficiamento, quando de sua implantação, estimada em 3 meses.

- Pesquisa geológica e engenharia básica: Cz\$ 7.400.000,00
- Pré-operação da planta: Cz\$ 844.860,00
- TOTAL: Cz\$ 8.244.860,00

12.6 - Investimentos Lavra à Céu Aberto

12.6.1 - Topografia

$$80.000 \text{ m}^2 \times \text{Cz\$ } 0,50/\text{m}^2 = \text{Cz\$ } 40.000,00$$

12.6.2 - Desmatamento

Nas condições locais, um trator de esteira desmataria 5.000 m²/dia, tendo-se o seguinte custo:

$$25.000 \text{ m}^2 \div 5.000 \text{ m}^2/\text{dia} = 5 \text{ dias} \times 8 \text{ h/dia} \times \text{Cz\$ } 350,00/\text{h} = \text{Cz\$ } 14.000,00$$

12.6.3 - Terraplenagem e Estradas de Acesso

Da mesma forma, este trabalho será executado por um trator de esteira, no seguinte custo:

$$10 \text{ dias} \times 8 \text{ h/dia} \times \text{Cz\$ } 350,00/\text{h} = \text{Cz\$ } 28.000,00$$

12.6.4 - Máquinas e Equipamentos

- 01 compressor portátil XA 120	Cz\$	540.000,00
- 01 pá carregadeira CLARK 75 III	Cz\$	600.000,00
- 01 perfuratriz manual RH 658-5L	Cz\$	20.800,00
- Acessórios de perfuração	Cz\$	28.000,00
- Material de oficina	Cz\$	30.000,00
TOTAL	Cz\$	1.218.800,00

12.6.5 - Veículos

- 02 caminhões médios	Cz\$	440.000,00
-----------------------------	------	------------

12.6.6 - Quadro dos Investimentos Lavra à Céu Aberto

ITEM	VALOR
Topografia	Cz\$ 40.000,00
Desmatamento	Cz\$ 14.000,00
Terraplenagem e estradas de acesso	Cz\$ 28.000,00
Máquinas e equipamentos	Cz\$ 1.218.800,00
Veículos	Cz\$ 440.000,00
TOTAL	Cz\$ 1.740.800,00

12.7 - Investimentos Lavra Subterrânea

12.7.1 - Escavação do Poço Principal

76 m x Cz\$ 1.900,00/m = Cz\$ 148.200,00

12.7.2 - Escavação dos Poços de Ventilação e Entrada de Enchimentos

243 m x Cz\$ 1.600,00/m = Cz\$ 388.800,00

12.7.3 - Abertura das Galerias de Transporte

293 m x Cz\$ 2.400,00/m = Cz\$ 703.200,00

12.7.4 - Escoramento

As galerias de transporte dos blocos superior e inferior, totalizando 293 m, serão na sua totalidade escoradas, o que acarretaria o seguinte custo:

879 peças de madeira x Cz\$ 100,00/unid =
Cz\$ 87.900,00

12.7.5 - Máquinas e Equipamentos

- 01 compressor estacionário	Cz\$	900.000,00
- 01 gerador, 60 kva	Cz\$	45.000,00
- 01 bomba de água de 200 cv	Cz\$	130.000,00
- 04 perfuratrizes com avanço RH6564w	Cz\$	160.000,00
- 02 perfuratrizes "stoper" BBD 46	Cz\$	126.000,00
- Guincho de tambor simples c/torre	Cz\$	2.100.000,00
- Ventiladores centrífugo e axial	Cz\$	180.000,00
- 20 vagonetas c/0,8 m ³ de carga	Cz\$	140.000,00
- Trilhos (420 m)	Cz\$	160.000,00
- Equipamentos de segurança	Cz\$	80.000,00
- Montagens, fretes e seguros (1)	Cz\$	662.000,00
TOTAL	Cz\$	4.683.000,00

(1) O custo de montagem, foi calculado como sendo 20% do investimento em ar comprimido, bombeado de água, ventilação e guincho de produção.

Os fretes e seguros são calculados como 5% do valor total dos equipamentos.

12.7.6 - Quadro dos Investimentos Lavra Subterrânea

ITEM	VALOR
Escavação do poço principal	Cz\$ 148.200,00
Escavação dos poços ventilação e enchimento	Cz\$ 388.800,00
Abertura das galerias de transporte	Cz\$ 703.200,00
Escoramento	Cz\$ 87.900,00
Máquinas e equipamentos	Cz\$ 4.683.000,00
TOTAL	Cz\$ 6.011.100,00

12.8 - Investimentos Planta de Beneficiamento

12.8.1 - Barragem de Rejeitos

- Barragem de rejeitos	Cz\$	1.200.000,00
------------------------------	------	--------------

12.8.2 - Máquinas e Equipamentos

- 01 britador primário de mandíbulas	Cz\$	350.000,00
- 01 britador secundário de mandíbulas ...	Cz\$	280.000,00
- 02 peneiras vibratórias	Cz\$	120.000,00
- 01 moinho de bolas	Cz\$	830.000,00
- 01 classificador espectral	Cz\$	105.000,00
- 10 ciclones	Cz\$	80.000,00
- 01 condicionador	Cz\$	12.000,00
- 04 baterias de células flotação	Cz\$	120.000,00
- 02 bombas de polpa	Cz\$	86.200,00
- 02 espessadores	Cz\$	250.000,00
- 02 bombas de diafragma	Cz\$	18.000,00
- 02 filtros à vácuo	Cz\$	180.000,00
- 01 secador rotativo	Cz\$	220.000,00
- 01 transportador helicoidal	Cz\$	22.000,00
- 02 elevadores de caneca	Cz\$	76.500,00
- 01 briquetadora	Cz\$	510.000,00
- 05 transportadores de correia	Cz\$	280.000,00
- Equipamentos para oficina e laboratório	Cz\$	300.000,00
- Montagens, fretes e seguros (!)	Cz\$	756.000,00
TOTAL	Cz\$	5.795.700,00

(!) O custo de montagem foi calculado como sendo 10% do valor total dos equipamentos.

Os fretes e seguros são calculados como 5% do valor total dos equipamentos.

12.8.3 - Quadro dos Investimentos Beneficiamento

ITEM	VALOR
Barragem de rejeito	Cz\$ 1.200.000,00
Máquinas e equipamentos	Cz\$ 5.795.700,00
TOTAL	Cz\$ 6.995.700,00

12.9 - Capital de Giro

Para determinação do capital de giro, considere-se a somatória de:

- . Saldo mínimo de caixa correspondente ao montante de um mês de salários e encargos sociais.
- . Estoque de produto acabado correspondente a 60 dias de produção, considerado à preço de custo.
- . Estoque de peças e ferramentas para o almoxarifado, equivalente a 3 $\frac{1}{2}$ dos investimentos em máquinas, veículos e equipamentos.

ITEM	VALOR
Saldo mínimo de caixa	Cz\$ 188.850,00
Estoque de produto	Cz\$ 563.240,00
Almoxarifado	Cz\$ 308.385,00
TOTAL	Cz\$ 1.060.475,00

12.10 - Custos Operacionais

12.10.1 - Lavra à Céu Aberto

- Remoção do estéril

- . Produção de um trator de esteira: 20 m³/h
(para 100 m de transporte)
- . Número de horas necessárias: $169.490 \text{ m}^3 \div 20 \text{ m}^3/\text{h} = 8.475$
horas
- . Custo total: $8.475 \text{ h} \times \text{Cz\$ } 350,00/\text{h} = \text{Cz\$ } 2.966.250,00$
- . Reserva lavrável: 101.286 t
- . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 2.966.250,00 \div 101.286 \text{ t} =$
 $= \text{Cz\$ } 29,30/\text{t}$

- Perfuração

- . Horas anuais perfuração minério: 816 h
- . Horas anuais perfuração fogachos: $20\% \times 816 \text{ h} = 163 \text{ h}$
- . Horas anuais de perfuração: 979 h
- . Custo anual de 1 martelo: $979 \text{ h} \times \text{Cz\$ } 15,00/\text{h} =$
 $= \text{Cz\$ } 14.685,00$

- . Custo anual do ar comprimido: $979 \text{ h} \times \text{Cz\$ } 85,70/\text{h} =$
 $= \text{Cz\$ } 83.900,00$
- . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 98.585,00 \div 19.000 \text{ t} = \text{Cz\$ } 5,20/\text{t}$
- Desmonte
 - . Razão de carga: 154 g/t
 - . Custo de explosivos: $0,15 \text{ kg/t} \times \text{Cz\$ } 18,00/\text{kg} = \text{Cz\$ } 2,80/\text{t}$
 - . Custo dos acessórios: $\text{Cz\$ } 0,85/\text{t}$
 - . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 3,65/\text{t}$
- Carga do minério e estéril
 - . Carga anual de minério e estéril: 38.600 m^3
 - . Capacidade efetiva do equipamento: $35 \text{ m}^3/\text{h}$
 - . Horas necessárias: $38.600 \text{ m}^3 \div 35 \text{ m}^3/\text{h} = 1.100 \text{ h}$
 - . Consumo de combustível: 10 l/h
 - . Gastos com combustível: $10 \text{ l/h} \times 1.100 \text{ h} \times \text{Cz\$ } 3,10 =$
 $= \text{Cz\$ } 34.100,00$
 - . Gastos com lubrificantes: $20\% \times \text{Cz\$ } 34.100,00 =$
 $= \text{Cz\$ } 6.820,00$
 - . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 40.920 \div 19.000 \text{ t} = \text{Cz\$ } 2,15/\text{t}$
- Transporte do minério e estéril
 - . Volume anual transportado
 - Minério: 7.200 m^3
 - Estéril: 31.400 m^3
 - . Distância de transporte
 - Minério: 600 m
 - Estéril: 2.000 m
 - . Capacidade do caminhão: $6 \text{ m}^3 \times 80\% = 4,8 \text{ m}^3$
 - . Distância anual percorrida:
 - Minério: $[(7.200 \text{ m}^3 \times 25\%) \div 4,8 \text{ m}^3] \times 1,2 \text{ km} =$
 $= 2.250 \text{ km}$
 - Estéril: $[(31.400 \text{ m}^3 \times 25\%) \div 4,8 \text{ m}^3] \times 4,0 \text{ km} =$
 $= 32.700 \text{ km}$
 - . Gastos com combustível: $(34.950 \text{ km} \div 2,5 \text{ km/l}) \times \text{Cz\$ } 3,10$
 $= \text{Cz\$ } 43.338,00$
 - . Gastos com lubrificantes: $20\% \times \text{Cz\$ } 43.338,00 = \text{Cz\$ } 8.670,00$
 - . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 52.008,00 \div 19.000 \text{ t} = \text{Cz\$ } 2,74/\text{t}$

- Mão-de-Obra (Tabela 13)

- . Custo anual de mão-de-obra (Lavra à céu aberto + 50% administração: Cz\$ 35.550,00 x 13 = Cz\$ 462.150,00
- . Custo por tonelada: Cz\$ 462.150,00 ÷ 19.000 t = Cz\$ 24,32/t

ITEM	CUSTO (Cz\$/t lavr.)	CUSTO (Cz\$/t benef)
- Remoção do estéril	Cz\$ 29,30	Cz\$ 63,58
- Perfuração	Cz\$ 5,20	Cz\$ 11,41
- Desmonte	Cz\$ 3,65	Cz\$ 8,03
- Carga do minério e estéril	Cz\$ 2,15	Cz\$ 4,74
- Transporte do minério e estéril	Cz\$ 2,74	Cz\$ 6,02
- Mão-de-obra	Cz\$ 24,32	Cz\$ 53,49
TOTAL	Cz\$ 67,36	Cz\$ 147,27

12.10.2 - Lavra Subterrânea

- Perfuração

- . Custo anual de 4 martelos: 4 x 1.800 h x Cz\$ 15,00/h =
= Cz\$ 108.000,00
- . Custo anual de 2 martelos tipo "stoper": 2 x 1.800 h x
Cz\$ 16,50/h = Cz\$ 59.400,00
- . Custo anual do ar comprimido: 1.800 h x Cz\$ 85,70/h =
Cz\$ 154.260,00
- . Custo por tonelada: Cz\$ 321.660 ÷ 19.000/t = Cz\$ 16,93/t

- Desmonte

- . Razão de carga: 3,0 kg/m³ = 1,15 kg/t
- . Custo do explosivo: 1,15 kg/t x Cz\$ 18,00/kg = Cz\$ 20,70/t
- . Custo dos acessórios: Cz\$ 6,21/t
- . Custo por tonelada: Cz\$ 26,91/t

- içamento

- . Custo anual do guincho: Cz\$ 220.000,00
- . Custo por tonelada: Cz\$ 220.000,00 ÷ 19.000 t = Cz\$ 11,58

- Transporte em superfície

- . Volume anual transportado: 7.200 m^3
- . Distância de transporte: 600 m
- . Capacidade do caminhão: $6 \text{ m}^3 \times 80\% = 4,8 \text{ m}^3$
- . Distância anual percorrida: $[(7.200 \text{ m}^3 \times 25\%) \div 4,8 \text{ m}^3] \times 1,2 \text{ km} = 2.250 \text{ km}$
- . Gastos com combustível: $(2.250 \text{ km} \div 2,5 \text{ km/l}) \times \text{Cz\$ } 3,10 = \text{Cz\$ } 290,32$
- . Gastos com lubrificantes: $20\% \times \text{Cz\$ } 290,32 = \text{Cz\$ } 58,06$
- . Custos por tonelada: $\text{Cz\$ } 348,38 \div 19.000 \text{ t} = \text{Cz\$ } 0,02/\text{t}$

- Enchimento

- . Volume anual de material: $19.000 \text{ t} \times 0,6 = 11.400 \text{ t} = 5.700 \text{ m}^3$
- . Capacidade efetiva pã carregadeira: $35 \text{ m}^3/\text{h}$
- . Horas anuais necessárias: $5.700 \text{ m}^3 \div 35 \text{ m}^3/\text{h} = 163 \text{ h}$
- . Consumo de combustível: 10 l/h
- . Gastos com combustível: $10 \text{ l/h} \times 163 \text{ h} \times \text{Cz\$ } 3,10 = \text{Cz\$ } 5.053,00$
- . Gastos com lubrificantes: $20\% \times \text{Cz\$ } 5.053,00 = \text{Cz\$ } 1.010,60$
- . Distância de transporte: 2.000 m
- . Capacidade do caminhão: $6 \text{ m}^3 \times 80\% = 4,8 \text{ m}^3$
- . Distância anual percorrida: $(5.700 \text{ m}^3 \div 4,8 \text{ m}^3) \times 4,0 \text{ km} = 4.750 \text{ km}$
- . Gastos com combustível: $(4.750 \text{ km} \div 2,5 \text{ km/l}) \times \text{Cz\$ } 3,10 = \text{Cz\$ } 5.890,00$
- . Gastos com lubrificantes: $20\% \times \text{Cz\$ } 5.890,00 = \text{Cz\$ } 1.178,00$
- . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 13.131,60 \div 19.000 \text{ t} = \text{Cz\$ } 0,70/\text{t}$

- Infra-Estrutura

- . Custo anual de bombeamento: $8.640 \text{ h} \times \text{Cz\$ } 70,00/\text{h} = \text{Cz\$ } 604.800,00$
- . Custo anual de ventilação: $1.800 \text{ h} \times \text{Cz\$ } 50,00/\text{h} = \text{Cz\$ } 90.000,00$
- . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 694.800,00 \div 19.000 \text{ t} = \text{Cz\$ } 36,57/\text{t}$

- Mão-de-Obra (Tabela 13)

- . Custo anual de mão-de-obra (Lavra subterrânea + 50% de administração) $\text{Cz\$ } 120.000,00 \times 13 = \text{Cz\$ } 1.560.000,00$
- . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 1.560.000,00 \div 19.000 \text{ t} =$
 $= \text{Cz\$ } 82,11/\text{t}$

- Energia Elétrica

- . Custo anual de demanda: $495 \text{ kva} \times 12 \times \text{Cz\$ } 82,00 =$
 $= \text{Cz\$ } 487.080,00$
- . Custo anual de consumo: $\frac{495}{1.000} \times 0,85 \times 1.800 \text{ h} \times \text{Cz\$ } 180,00$
 $= \text{Cz\$ } 136.300,00$
- . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 623.380,00 \div 19.000 \text{ t} = \text{Cz\$ } 32,81$

ITEM	CUSTO (Cz\$/t lavr.)	CUSTO (Cz\$/t benef.)
- Perfuração	Cz\$ 16,93	Cz\$ 37,23
- Desmonte	Cz\$ 26,91	Cz\$ 59,18
- Içamento	Cz\$ 11,58	Cz\$ 25,46
- Transporte em superfície	Cz\$ 0,02	Cz\$ 0,04
- Enchimento	Cz\$ 0,07	Cz\$ 1,52
- Infra-estrutura	Cz\$ 36,57	Cz\$ 80,42
- Mão-de-obra	Cz\$ 82,11	Cz\$ 180,56
- Energia elétrica	Cz\$ 32,81	Cz\$ 72,15
TOTAL	Cz\$ 207,00	Cz\$ 456,56

12.10.3 - Beneficiamento

- Energia Elétrica

- . Custo anual de demanda: $254 \text{ kva} \times 12 \times \text{Cz\$ } 82,00 =$
 $= \text{Cz\$ } 249.936,00$
- . Custo anual de consumo: $\frac{254}{1.000} \times 0,85 \times 4.800 \text{ h} \times \text{Cz\$ } 180,00$
 $= \text{Cz\$ } 186.540,00$
- . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 436.476,00 \div 19.000 \text{ t} = \text{Cz\$ } 22,97/\text{t}$

- Reagentes para flotação

- . Custo anual do coletor: $300 \text{ g/t} \times 8.640 \text{ t} \times \text{Cz\$ } 6,16/\text{kg} =$
 $= \text{Cz\$ } 15.970,00$
- . Custo anual do depressor: $200 \text{ g/t} \times 8.640 \text{ t} \times \text{Cz\$ } 3,00/\text{kg}$
 $= \text{Cz\$ } 5.184,00$
- . Custo anual do modulador de PH: $600 \text{ g/t} \times 8.640 \text{ t} \times \text{Cz\$ } 2,80$
 $/\text{kg} = \text{Cz\$ } 14.516,00$
- . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 35.670,00 \div 19.000 \text{ t} = \text{Cz\$ } 1,90/\text{t}$

- Peças e materiais de desgaste

- . Custo anual (5% dos investimentos em equipamentos): $5\% \times$
 $\text{Cz\$ } 5.795.700,00 = \text{Cz\$ } 289.785,00$
- . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 289.785,00 \div 19.000 = \text{Cz\$ } 15,25/\text{t}$

- Combustíveis e lubrificantes

- . Custo anual do carvão para secagem: $0,2 \text{ t/h} \times 3.600 \text{ h} \times$
 $\text{Cz\$ } 300,00/\text{t} = \text{Cz\$ } 216.000,00$
- . Custo anual dos lubrificantes: $0,1 \text{ kg/t} \times 8.640 \text{ t} \times$
 $\text{Cz\$ } 15,00 = \text{Cz\$ } 12.960,00$
- . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 228.960 \div 19.000 \text{ t} = \text{Cz\$ } 12,05/\text{t}$

- Manutenção

- . Custo anual (3% dos investimentos em equipamentos): $3\% \times$
 $\text{Cz\$ } 5.795.700,00 = \text{Cz\$ } 173.871,00$
- . Custo anual (1% dos investimentos nas construções): $1\% \times$
 $\text{Cz\$ } 2.488.200,00 = \text{Cz\$ } 24.882,00$
- . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 198.753,00 \div 19.000 \text{ t} = \text{Cz\$ } 10,46/\text{t}$

- Seguros

- . Custo anual (0,3% dos investimentos em máquinas e equipamentos): $0,3\% \times \text{Cz\$ } 5.795.700,00 = \text{Cz\$ } 17.388,00$
- . Custo anual (0,2% dos investimentos nas construções): $0,2\%$
 $\times \text{Cz\$ } 2.488.200,00 = \text{Cz\$ } 4.976,00$
- . Custo por tonelada: $\text{Cz\$ } 22.364,00 \div 19.000 \text{ t} = \text{Cz\$ } 1,18/\text{t}$

- Mão-de-Obra (Tabela 13)

- . Custo anual da mão-de-obra (Beneficiamento + 50% administração): $\text{Cz\$ } 68.850,00 \times 13 = \text{Cz\$ } 895.050,00$

. Custo por tonelada: Cz\$ 895.050,00 ÷ 19.000 t = Cz\$ 47,11/t

ITEM	CUSTO (Cz\$/t lavr.)	CUSTO (Cz\$/t benef.)
- Energia elétrica	Cz\$ 22,97	Cz\$ 50,52
- Reagentes para flotação	Cz\$ 1,90	Cz\$ 4,13
- Peças e materiais de desgaste	Cz\$ 15,25	Cz\$ 33,54
- Combustíveis e lubrificantes	Cz\$ 12,05	Cz\$ 26,50
- Manutenção	Cz\$ 10,46	Cz\$ 23,00
- Seguros	Cz\$ 1,18	Cz\$ 2,59
- Mão-de-obra	Cz\$ 47,11	Cz\$ 103,59
TOTAL	Cz\$ 110,92	Cz\$ 243,87

12.11 - Custos Administrativos

Os custos administrativos serão representados por 5% do preço de venda, sendo suficientes para cobrir as despesas de mão-de-obra indireta, encargos, subsídios, materiais diversos, etc.

O custo anual será:

- . Preço médio do concentrado: Cz\$ 1.416,30/t
- . 5% Cz\$ 1.416,30 = Cz\$ 70,82/t
- . Custo por tonelada lavrada: Cz\$ 32,20
- . Custo por tonelada beneficiada: Cz\$ 70,82

12.12 - Custos de Comercialização

Nos custos de comercialização estão imbutidas as despesas de vendas e comissões, e são estimadas em 5% do faturamento bruto anual.

O custo anual será:

- . Valor de comercialização produto grau ácido: Cz\$ 1.461,49/t
- . Valor de comercialização produto grau metalúrgico:
Cz\$ 1.380,15/t
- . Produção de produto grau ácido: 3.840 t/ano
- . Produção de produto grau metalúrgico: 4.800 t/ano
- . Faturamento bruto anual: 3.840 t x Cz\$ 1.461,49/t + 4.800 t
x Cz\$ 1.380,15/t = Cz\$ 12.236.841,60

- . Custo anual: $5\% \times \text{Cz\$ } 12.236.841,60 = \text{Cz\$ } 611.842,00$
- . Custo por tonelada lavrada: $\text{Cz\$ } 32,20$
- . Custo por tonelada beneficiada: $\text{Cz\$ } 70,82$

12.13 - Depreciações e Amortizações

- Depreciações

DESCRIÇÃO	VALOR DA AQUISIÇÃO	ÍNDICE (%)	COTA ANUAL DE DEPRECIACÃO
-Bens q/depreciam em 5 anos . Veículos	Cz\$ 1.100.000,00	20	Cz\$ 220.000,00
SUBTOTAL	Cz\$ 1.100.000,00		Cz\$ 220.000,00
-Bens q/depreciam em 10 anos . Máquinas e equip. mina . Máquinas e equip. usina	Cz\$ 5.239.800,00 Cz\$ 5.039.700,00	10 10	Cz\$ 523.980,00 Cz\$ 503.970,00
SUBTOTAL	Cz\$ 10.279.500,00		Cz\$ 1.027.950,00
-Bens q/depreciam em 20 anos . Infra-estrutura . Barragem de rejeitos	Cz\$ 4.426.570,00 Cz\$ 1.200.000,00	5 5	Cz\$ 221.328,00 Cz\$ 60.000,00
SUBTOTAL	Cz\$ 5.626.570,00		Cz\$ 281.328,00
TOTAL ANUAL	Cz\$ 17.006.070,00		Cz\$ 1.529.278,00

- Amortizações

DESCRIÇÃO	VALOR	ÍNDICE (%)	COTA ANUAL DE AMORTIZACÃO
-Investimentos pré-operacionais	Cz\$ 9.654.960,00	5	Cz\$ 482.748,00
-Frete e montagens	Cz\$ 1.418.000,00	5	Cz\$ 70.900,00
TOTAL ANUAL	Cz\$ 11.072.960,00		Cz\$ 553.648,00

- Custo por tonelada lavrada: $\text{Cz\$ } 109,63/\text{t}$
- Custo por tonelada beneficiada: $\text{Cz\$ } 241,08/\text{t}$

Data: Novembro/86

Data: Novembro/86

DISCRIMINAÇÃO	PERÍODO	- 02	- 01	01	02	03	04	05	06	07	08	09	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	
01-RECEITA OPERACIONAL			6.118,42	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	12.236,84	6.118,42	
02-CUSTO OPERACIONAL		(2.531,78)	(5.063,56)	(5.063,56)	(5.063,56)	5.063,56	5.063,56	8.003,06	8.003,06	8.003,06	8.003,06	8.003,06	8.003,06	8.003,06	8.003,06	8.003,06	8.003,06	8.003,06	8.003,06	8.003,06	8.003,06	8.003,06	4.001,53	
03-ROYALTIES																								
04-LUCRO BRUTO		(2.531,78)	1.054,86	7.173,28	7.173,28	7.173,28	7.173,28	4.233,78	4.233,78	4.233,78	4.233,78	4.233,78	4.233,78	4.233,78	4.233,78	4.233,78	4.233,78	4.233,78	4.233,78	4.233,78	4.233,78	4.233,78	2.116,89	
05-ENCARGOS DIVERSOS			(105,49)	(717,33)	(717,33)	(717,33)	(717,33)	(423,38)	(423,38)	(423,38)	(423,38)	(423,38)	(423,38)	(423,38)	(423,38)	(423,38)	(423,38)	(423,38)	(423,38)	(423,38)	(423,38)	(423,38)	(211,69)	
06-DEPRECIACÃO E AMORTIZAÇÃO			(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.082,93)	(2.083,93)		
07-COTA DE EXAUSTÃO																								
08-JUROS DE EMPRÉSTIMOS																								
09-LUCRO TRIBUTÁVEL		(2.531,78)	(1.133,56)	4.373,02	4.373,02	4.373,02	4.373,02	1.727,47	1.727,47	1.727,47	1.727,47	1.727,47	1.727,47	1.727,47	1.727,47	1.727,47	1.727,47	1.727,47	1.727,47	1.727,47	1.727,47	1.727,47	2.116,89	
10-IMPOSTO DE RENDA				(1.530,56)	(1.530,56)	(1.530,56)	(1.530,56)	(604,61)	(604,61)	(604,61)	(604,61)	(604,61)	(604,61)	(604,61)	(604,61)	(604,61)	(604,61)	(604,61)	(604,61)	(604,61)	(604,61)	(604,61)	(740,91)	
11-LUCRO LÍQUIDO		(2.531,78)	(1.133,56)	2.842,46	2.842,46	2.842,46	2.842,46	1.122,86	1.122,86	1.122,86	1.122,86	1.122,86	1.122,86	1.122,86	1.122,86	1.122,86	1.122,86	1.122,86	1.122,86	1.122,86	1.122,86	1.122,86	1.375,98	
12-FUNDO DE EXAUSTÃO																								
13-FUNDO DE DEPRECIACÃO E AMORTIZAÇÃO			2.082,33	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93	2.082,93		
14-FLUXO DE CAIXA DA OPERAÇÃO		(2.531,78)	949,37	4.925,39	4.925,39	4.925,39	4.925,39	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	1.375,98	
BALANÇO DE FONTES E APLICAÇÕES																								
FONTES																								
15-CAPITAL PRÓPRIO		21.999,61	2.529,83																					
16-CAIXA DO PROJETO		(2.531,78)	949,37	4.925,39	4.925,39	4.925,39	4.925,39	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	7.035,81	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	1.375,98	
17-RECUPERAÇÃO DO CAPITAL DE GIRO																							1.060,47	
18-RECUPERAÇÃO DO VALOR RESIDUAL							110,00					1.137,90					110,00						1.137,90	
19-EMPRÉSTIMOS A LONGO PRAZO																								
20-EMPRÉSTIMOS A CURTO PRAZO																								
21-CAPITAL PRÓPRIO (JUROS DURANTE CARÊNCIA)																								
APLICAÇÕES																								
22-INVERSÕES PRÉVIAS			844,86																					
23-INVERSÕES NO PROJETO		11.007,36	2.634,34			2.341,50	3.186,92	664,05																
24-REINVERSÕES							1.100,00																	
25-CAPITAL DE GIRO		1.060,47										11.379,50					1.100,00							
26-AMORTIZAÇÕES DE EMPRÉSTIMOS A CURTO PRAZO																								
27-AMORTIZAÇÕES DE EMPRÉSTIMOS A LONGO PRAZO																								
28-JUROS DURANTE A CARÊNCIA																								
29-CAIXA OPERACIONAL																								
30-FLUXO DE CAIXA DO PROJETO		(14.599,61)	(2.529,83)	4.925,39	4.925,39	2.583,89	748,47	2.541,74	3.205,79	3.205,79	3.205,79	-	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	2.215,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.205,79	3.574,35	
31-TAXA INTERNA DE RETORNO		15,26																						
32-VALOR PRESENTE LÍQUIDO		10.313,50																						
33-TAXA DE MÍNIMA ATRATIVIDADE		8,218																						

12.15 – Cronograma Financeiro do Projeto

ANO		(Cz\$)						
ITEM	01	02	03	04	05	06	07	TOTAL
- Investimentos pré-operacionais	7.400.000,00	844.860,00						8.244.860,00
- Investimentos lavra à céu aberto	870.400,00	870.400,00						1.740.800,00
- Investimentos lavra subterrânea					2.341.500,00	3.005.550,00	664.050,00	6.011.100,00
- Investimentos beneficiamento	5.231.760,00	1.763.940,00						6.995.700,00
- Infra-estrutura	4.905.200,00					181.370,00		5.086.570,00
TOTAL	18.407.360,00	3.479.200,00			2.341.500,00	3.186.920,00	664.050,00	28.079.030,00

12.16 - Viabilidade Econômica

12.16.1 - Metodologia

Para análise da viabilidade econômica do empreendimento se fará uso do fluxo de caixa descontado, estando determinados "a priori" a escala de produção, os investimentos e custos operacionais do processo. O método localiza no tempo todos os recebimentos e desembolsos ano a ano, e abrange o período de vida útil do projeto, acrescido do período de implantação.

A data base de avaliação, ou seja, aquela no qual foram descontados todos os saldos de caixa, coincide com o período -02, início de implantação do empreendimento.

Estando concluída a elaboração do fluxo, procedeu-se a análise da viabilidade pelo cálculo do Valor Presente Líquido e Taxa Interna de Retorno.

Para o VPL, os saldos de caixa foram descapitalizados, ano a ano, através da seguinte expressão:

$$VPL = \sum_{j=0}^n \frac{F_j}{(1+i)^j}$$

onde:

VPL = Valor Presente Líquido

n = Número de período envolvidos

FJ = Cada um dos diversos valores envolvidos no Fluxo de Caixa e que ocorrem em n

i = Taxa de Mínima Atratividade ou Taxa de Desconto

Concluído o cálculo do VPL, verifica-se a viabilidade do empreendimento, observando-se o valor encontrado, da seguinte maneira:

- . $EVPL > 0$: neste caso, o projeto atende à expectativa desejada, ou seja, remunera o investimento e atende um lucro mínimo anual, segundo a taxa de mínima atratividade projetada.
- . $EVPL < 0$: o Valor Presente Líquido negativo, significa não ter o projeto atendido o objetivo de uma lucratividade mínima maior que a taxa de mínima atratividade projetada.
- . $EVPL = 0$: sendo o Valor Presente Líquido igual a zero, o projeto atende apenas ao lucro mínimo e a taxa de mínima atratividade passa a ser a taxa interna de retorno do projeto, ou seja, aquela para a qual a somatória das receitas se torna igual ao somatório dos dispendios.

12.16.2 - Taxa de Mínima Atratividade

Adotou-se como Taxa de Mínima Atratividade o valor de 8,21%, atualmente utilizada pela requerente como aquela mínima para remuneração de qualquer capital a ser investido.

12.16.3 - Fluxo de Caixa Descontado

Vide Quadro

12.17 - Conclusões

Com a Taxa de Mínima Atratividade de 8,21%, o fluxo de caixa descontado para o empreendimento conduz a uma somatória do VPL de Cz\$ 10.313.500,00. Conforme especificado na metodologia de análise, o VPL positivo indica ser o projeto viável atendendo ao objetivo de um lucro mínimo anual maior que a Taxa de Mínima Atratividade projetada.

O VPL positivo, indica também ser a Taxa Interna de Retorno superior à TMA utilizada, sendo para o projeto calculada em 15,26%, estando o capital inicial recuperado após 5,2 anos de plena operação.

Desta maneira, verifica-se ser o projeto plena

SALÁRIOS E ENCARGOS

(Tabela 13)

(Cz\$)

DESCRIÇÃO	Nº EMP.	SALÁRIO MENSAL	SUBTOTAL	ENCAR- GOS (50%)	TOTAL MENSAL
ADMINISTRAÇÃO					
. Engº de Minas	01	12.000,00	12.000,00	6.000,00	18.000,00
. Chefe de escrit.	01	5.000,00	5.000,00	2.500,00	7.500,00
. Aux. escritório	02	1.500,00	3.000,00	1.500,00	4.500,00
. Almoxarife	01	1.800,00	1.800,00	900,00	2.700,00
. Motorista	01	1.500,00	1.500,00	750,00	2.250,00
. Vigia	03	1.100,00	3.300,00	1.650,00	4.950,00
SUBTOTAL	09		26.600,00	13.300,00	39.900,00
LAVRA À CÉU ABERTO					
. Operador máquina	02	1.500,00	3.000,00	1.500,00	4.500,00
. Motorista	02	1.500,00	3.000,00	1.500,00	4.500,00
. Op. perfuratriz	01	1.400,00	1.400,00	700,00	2.100,00
. Aux. perfuração	01	1.000,00	1.000,00	500,00	1.500,00
. Braçais	02	1.000,00	2.000,00	1.000,00	3.000,00
SUBTOTAL	08		10.400,00	5.200,00	15.600,00
LAVRA SUBTERRÂNEA					
. Encarregado	01	3.000,00	3.000,00	1.500,00	4.500,00
. Op. guincho	01	1.200,00	1.200,00	600,00	1.800,00
. Cabo de fogo	01	1.400,00	1.400,00	700,00	2.100,00
. Auxiliar	01	1.200,00	1.200,00	600,00	1.800,00
. Op. perfuratriz	04	1.600,00	6.400,00	3.200,00	9.600,00
. Aux. perfuração	04	1.200,00	4.800,00	2.400,00	7.200,00
. Operador silo	01	1.400,00	1.400,00	700,00	2.100,00
. Operador bomba	01	1.400,00	1.400,00	700,00	2.100,00
. Op. compressor	01	1.200,00	1.200,00	600,00	1.800,00
. Vagoneteiro	36	1.200,00	43.200,00	21.600,00	64.800,00
. Motorista	01	1.500,00	1.500,00	750,00	2.250,00
SUBTOTAL	52		66.700,00	33.350,00	100.050,00

BENEFICIAMENTO					
. Encarregado	01	3.000,00	3.000,00	1.500,00	4.500,00
. Operador britagem	02	1.300,00	2.600,00	1.300,00	3.900,00
. Operador pilhas	02	1.100,00	2.200,00	1.100,00	3.300,00
. Operador moinho, classif. e ciclone	02	1.300,00	2.600,00	1.300,00	3.900,00
. Operador flotação	04	1.300,00	5.200,00	2.600,00	7.800,00
. Operador secador	02	1.300,00	2.600,00	1.300,00	3.900,00
. Operador expedição	01	1.100,00	1.100,00	550,00	1.650,00
. Op. briquetador	02	1.300,00	2.300,00	1.150,00	3.450,00
. Mecânico	01	1.500,00	1.500,00	750,00	2.250,00
. Eletricista	01	1.500,00	1.500,00	750,00	2.250,00
. Torneiro, soldador	01	1.500,00	1.500,00	750,00	2.250,00
. Auxiliar geral	01	1.100,00	1.100,00	550,00	1.650,00
. Serventes	06	900,00	5.400,00	2.700,00	8.100,00
SUBTOTAL	26		32.600,00	16.300,00	48.900,00

mente viável, dentro das premissas adotadas, justificando-se sua implantação e desenvolvimento.

Curitiba, Novembro de 1986

A handwritten signature in black ink, appearing to read 'Gilmar Paiva Lima', with a long horizontal stroke extending to the left.

Gilmar Paiva Lima

Engº de Minas

CREA 26.738/d - 4.^a Região

1

1