

Marco Antônio de Moraes Silva

A Mineralização Aurífera de Fazenda Brasileiro - BA  
(Aspectos Geológicos e Planejamento de Lavra)

Dissertação apresentada à Escola Politécnica da  
Universidade de São Paulo, para a obtenção do título  
de Mestre em Engenharia.

Área de Concentração:  
Engenharia Mineral

Orientador:

Prof. Dr. Helmut Born

São Paulo - 1998



**UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO**  
**ESCOLA POLITÉCNICA**

**TERMO DE JULGAMENTO**  
**DE**  
**DEFESA DE DISSERTAÇÃO DE MESTRADO**

Aos 11 dias do mês de novembro de 1998, às 09:00 horas, no Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, presente a Comissão Julgadora, integrada pelos Senhores Professores Doutores Helmut Born orientador do candidato, Lineu Azuaga Ayres da Silva e José Thomaz Gama da Silva iniciou-se a Defesa de Dissertação de Mestrado do Sr. **MARCO ANTÔNIO DE MORAES SILVA.** *Cód. Pes. 1210389*

Título da Dissertação: "A MINERALIZAÇÃO AURÍFERA DE FAZENDA BRASILEIRO - BA (ASPECTOS GEOLÓGICOS E PLANEJAMENTO DE LAVRA)". *Nº USP 2891842*

Concluída a argüição, procedeu-se ao julgamento na forma regulamentar, tendo a Comissão Julgadora considerado o candidato:

- Prof.Dr. Helmut Born.....( *APROVADO* )
- Prof.Dr. Lineu Azuaga A.da Silva.....( *APROVADO* )
- Prof.Dr. José Thomaz Gama da Silva..( *Aprovado* )

Para constar, é lavrado o presente termo, que vai assinado pela Comissão Julgadora e pela Secretária de Pós-Graduação.

São Paulo, 11 de novembro de 1998.

A Comissão Julgadora : \_\_\_\_\_  
\_\_\_\_\_ *Helmut Born*  
\_\_\_\_\_ *Lineu Azuaga*  
\_\_\_\_\_ *José Thomaz Gama da Silva*

Secretária: Elisabete Ap<sup>a</sup> F.S. Ramos *Elisabete Ramos*

Obs: Resolução 4476, de 17.09.1997 Altera dispositivos do Regimento Geral da USP Art.109 - Imediatamente após o encerramento da argüição da dissertação ou da tese cada examinador expressará seu julgamento em sessão secreta, considerando o candidato **aprovado** ou **reprovado**.

Homologado pela C.P.G. em reunião realizada a 07/12/1998.

*74p.*

*BC*

Universidade de São Paulo  
Biblioteca da Escola Politécnica

*Cód. Pes. Or.: 0029878*

*Nº Func. Or.: 125407*

A minha esposa Cláudia e a minhas filhas Anna, Daviane e Juliana, razão e incentivo de meu aperfeiçoamento técnico.

## **A G R A D E C I M E N T O S**

A Escola Técnica Federal de Ouro Preto, na pessoa de seu diretor geral, João Bosco de Oliveira Perdigão.

A Companhia Vale do Rio Doce – CVRD, nas pessoas dos engenheiros José Leitoguinhos de Abreu Brandão, Márcio José Ribeiro e Eugênio Carlos Lopes Victorasso, por toda a colaboração que me proporcionaram.

Ao amigo e orientador Prof. Dr.Helmut Born, pelas diretrizes seguras.

A todos que, direta ou indiretamente, colaboraram na execução deste trabalho.

## RESUMO

O estudo tem por objetivo analisar os procedimentos utilizados na obtenção de informações geológicas e sua utilização para fins de planejamento de lavra, na mina de ouro de Fazenda Brasileiro, da Companhia Vale do Rio Doce (CVRD). A mina está situada no município de Teofilândia, cerca de 222km ao norte da cidade de Salvador.

Atualmente, o corpo "C" está sendo lavrado e seus procedimentos de amostragem deverão ser estendidos para os outros corpos de minério da jazida.

A partir das operações de amostragem, em sondagens, furos rotoperçussivos e "fan drill", são obtidos os dados referentes a atitude, caimento, teores e espessuras dos corpos mineralizados, contatos litológicos, além das informações de natureza geomecânica, tais como grau de intemperismo, descontinuidades, índice RQD, etc.

Duas ferramentas computacionais, Lynx e Vulcan, são utilizadas para fins de modelagem da mineralização e planejamento de lavra. Para um determinado teor de corte, esses programas permitem definir as áreas destinadas à lavra, havendo no entanto, na prática, uma certa diluição de teor, por incorporação de estéril.

Devido à complexidade natural da mineralização aurífera de Fazenda Brasileiro, o aperfeiçoamento crescente nas técnicas de amostragem de testemunhos, de furos de perfuratriz e dos materiais desmontados, bem como uma melhor compreensão das características geológicas e estruturais dos corpos minerais, constituirão uma poderosa ferramenta de otimização das operações de planejamento da lavra. Essa sistemática aperfeiçoada permitirá estimativas mais realistas dos teores a serem efetivamente obtidos nas áreas de lavra, essenciais para o bom aproveitamento dos diversos corpos mineralizados.

## ABSTRACT

The study consists of an analysis of the adopted procedures to obtain geological data and their use for mine planning purposes at the Fazenda Brasileiro gold mine, of the Companhia Vale do Rio Doce (CVRD). The mine is located in the Teofilândia municipality, about 222km to the north of Salvador city, state of Bahia.

Presently the ore body "C" is being mined and its sampling procedures will be extended to the other ore bodies which comprise the deposit.

Systematic sampling of diamond drill cores, rotopercussive and fan drill holes provides basic information on the attitude, plunge, grade and thickness of the ore bodies, lithological contacts, and also of geomechanical data, such as weathering degree, discontinuities, RQD index, etc.

Two computational tools, Lynx and Vulcan, are used for ore body modeling and mine planning. Considering the cut-off grade, these programs are used to define mining areas, where a certain degree of ore dilution occurs due to incorporation of barren or non-economic material.

As a consequence of the natural complexity of the Fazenda Brasileiro gold mineralization, a continued effort to improve sampling techniques of drill cores, percussive drill holes and broken ore, as well as a better understanding of the geological and structural characteristics of the ore bodies, will represent a powerful mine planning optimization tool. These improved procedures should also result in a better accordance between predicted and effectively obtained ore grades, essential to attain maximized recovery of the different ore bodies.

## SUMÁRIO

**Lista de Tabelas**

**Lista de Figuras**

**Lista de Quadros**

**Resumo**

**“Abstract”**

<b>1 - INTRODUÇÃO.....</b>	<b>1</b>
1.1 - Localização e Vias de Acesso.....	2
1.2 - Dados Históricos.....	4
<b>2 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA .....</b>	<b>5</b>
2.1 – Amostragem para Análise Química .....	5
2.2 – Métodos de Lavra Subterrânea .....	6
2.3 – Diluição .....	8
2.4 - Recursos e Reservas Minerais .....	9
<b>3 - GEOLOGIA.....</b>	<b>13</b>
3.1 - Geologia Regional.....	13
3.2 - Geologia Local.....	13
3.3 - Mineralização.....	17
<b>4 - PESQUISA MINERAL.....</b>	<b>19</b>
4.1 - Etapa Preliminar.....	20
4.2 - Procedimentos Analíticos para Amostras de Ouro .....	24

4.3 - Desenvolvimento Exploratório e Sondagem de Detalhe.....	27
4.4 - Cálculo de Reservas.....	33
<b>5 - DESENVOLVIMENTO.....</b>	<b>44</b>
5.1 - Amostragem de Controle da Produção do Desenvolvimento.....	44
5.2 - Amostragem de Controle da Produção da Lavra.....	45
<b>6 - LAVRA.....</b>	<b>48</b>
6.1 - Lavra a Céu Aberto.....	48
6.2 - Lavra Subterrânea.....	48
<b>7 - DILUIÇÃO.....</b>	<b>56</b>
<b>8 - RECOMENDAÇÕES .....</b>	<b>65</b>
<b>9- CONCLUSÕES.....</b>	<b>68</b>
<b>REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....</b>	<b>70</b>
<b>BIBLIOGRAFIA RECOMENDADA .....</b>	<b>72</b>

#### **LISTA DE TABELAS:**

Tabela 1 – Trabalhos de pesquisa realizados até 1996.....	19
Tabela 2 - Recursos e reservas de minério até dez/96.....	43

#### **LISTA DE FIGURAS:**

Figura 1 - Mapa de localização e vias de acesso.....	3
Figura 2 - Produção de ouro até dez/96.....	4
Figura 3 - Mapa geológico do “Greenstone Belt” do Rio Itapicuru.....	14
Figura 4 - Mapa geológico da Faixa Weber.....	16



Figura 5 - Perfil geológico.....	18
Figura 6 -Perfil geológico de detalhe da mineralização sulfetada .....	29
Figura 7 -Leque de amostragem geológica nos níveis .....	31
Figura 8 - Leque de amostragem nos subníveis, de 12,5 em 12,5m.....	32
Figura 9a - Reserva medida (seções espaçadas de 50m).....	35
Figura 9b - Reserva medida (seções espaçadas de 100m).....	36
Figura 10 – Reserva indicada.....	38
Figura 11 - Leque de amostragem de controle da produção da lavra.....	47
Figura 12 – Método de lavra utilizado atualmente em Fazenda Brasileiro ...	50
Figura 13 – Esquema de furação dos leques da lavra vertical.....	51
Figura 14 – Esquema de um leque de desmonte.....	53
Figura 15 – Ilustração de como se produz a diluição planejada.....	59
Figura 16 – Ilustração de como se produz a diluição adicional.....	60
Figura 17 – Metodologia atual de cálculo da diluição.....	64

#### **LISTA DE QUADROS:**

Quadro 1 - Reservas geológicas em junho de 1990.....	39
Quadro 2 - Reserva de minério do “Corpo C” até dezembro/96.....	43
Quadro 3 - Diferença entre diluição prevista e diluição real.....	61
Quadro 4 - Cronograma físico-financeiro para pesquisa geológica.....	68

## 1 – INTRODUÇÃO

Cabe ao planejamento de mina, a partir de informações da pesquisa mineral, definir os parâmetros econômicos que diferenciarão minério de estéril, indicar (o)s método(s) mais adequado(s) à lavra do minério, propor ações e/ou correções relativas às operações de lavra, controlar as diluições do minério, enfim, cuidar para que se tenha a extração mais eficiente e otimizada do minério ou massa mineral que constitui a jazida.

Grande parte dessas informações resulta de uma amostragem sistemática da jazida e de um adequado “tratamento” dessas amostras. A obtenção de boas informações, em quantidade e custos satisfatórios, o adequado armazenamento, manuseio e interpretação das mesmas, proporcionarão um maior ou menor sucesso nas ações propostas pelo planejamento de mina.

Em Fazenda Brasileiro, os primeiros corpos de minério foram descobertos na década de 70, mais precisamente, em 1976. A pesquisa envolveu métodos geológicos, geoquímicos e geofísicos, permitindo a seleção de diversos alvos, dentre os quais o denominado “Faixa Weber”, com cerca de 9 km de extensão, segundo leste-oeste. Nesse alvo foi realizada uma intensa campanha de sondagem rotativa diamantada, no diâmetro NQ, em malha quadrada de 100m de lado. A avaliação desse trabalho permitiu delimitar os corpos de minério, denominados pelas letras do alfabeto de A a G (SUMEN/GITEW, 1986).

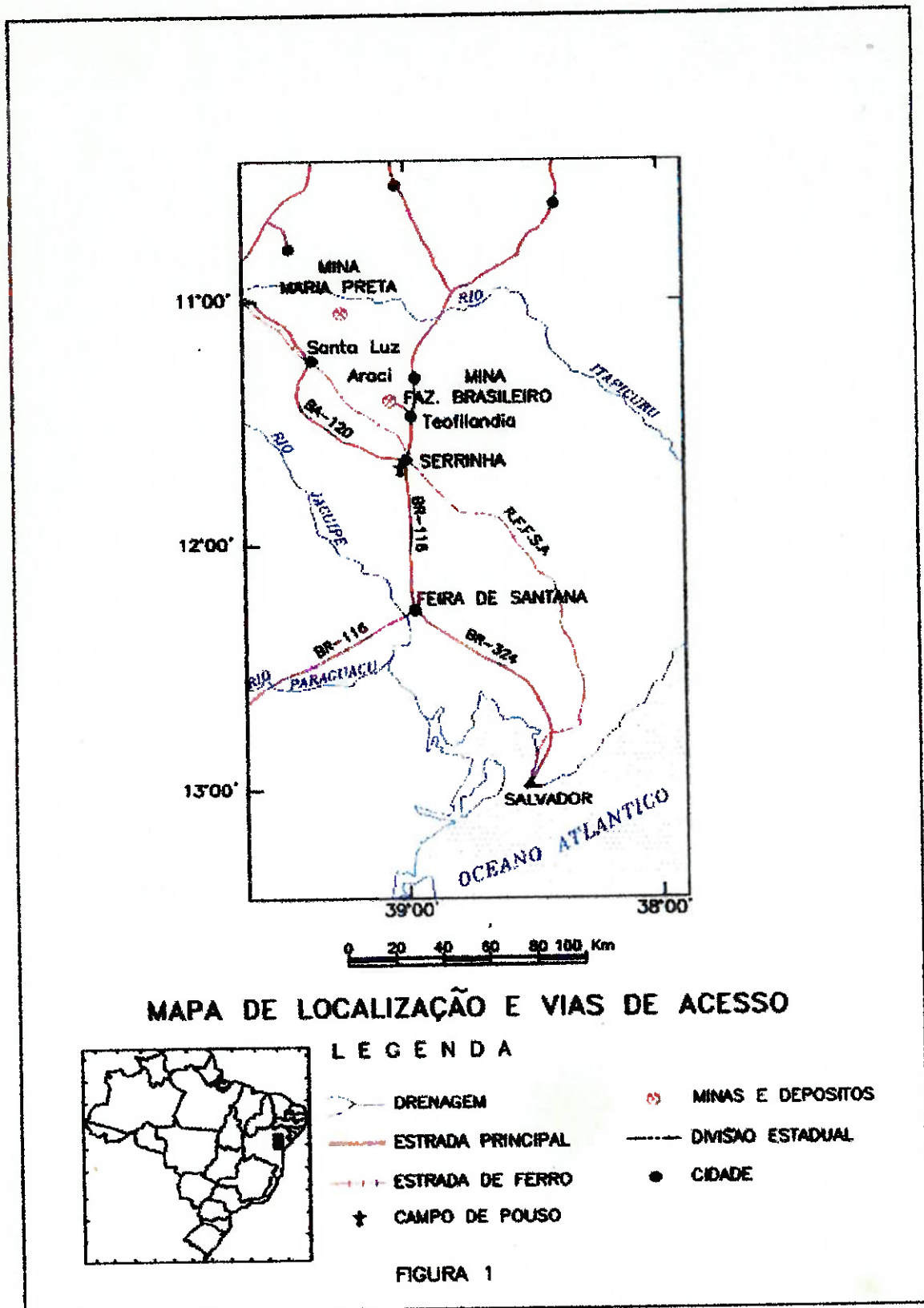
Neste trabalho será efetuada uma descrição detalhada dos procedimentos utilizados para a geração de informações geológicas na pesquisa e desenvolvimento dos corpos de minério, como esses dados são repassados ao planejamento de lavra e uma análise crítica de sua utilização para propor a lavra dos corpos, controlar a diluição do minério e fazer as modificações e adaptações necessárias ao bom andamento dos

trabalhos.

### 1.1 - Localização e Vias de Acesso

A mina de ouro de Fazenda Brasileiro se localiza a nordeste do estado da Bahia, no extremo sul do “Greenstone Belt” do Rio Itapicuru, a cerca de 12 km da cidade de Teofilândia, em uma seqüência de rochas vulcano-sedimentares, metaformizadas no fácies xisto-verde, denominada Faixa Weber.

O acesso para Fazenda Brasileiro é feito, a partir de Salvador, pela BR - 324, até Feira de Santana. Daí, pela BR - 116, até Teofilândia, num total de 210 km de estrada asfaltada. Em Teofilândia entra-se para oeste, percorrendo 12 km de estrada de terra, com tráfego permanente (fig.1).



**Figura 1: Mapa de localização e vias de acesso**

## 1.2 - Dados Históricos

A descoberta da mina de Fazenda Brasileiro é fruto de um programa de pesquisa mineral, em escala regional, executado pela Vale do Rio Doce Geologia - DOCEGEO, iniciado na década de 70, tendo como objetivo principal a descoberta de metais básicos.

Em 1976, num dos alvos selecionados pela pesquisa, o de n.º 253, encontrou-se um afloramento de rochas quartzo-feldspáticas, rica em sulfetos, com teor de 2 g/t em ouro. Essa descoberta, juntamente com fatores de ordem econômica, provocou uma mudança no objetivo principal dos prospectos da área, sendo criado o projeto específico WEBER, para o desenvolvimento dos trabalhos de pesquisa de superfície e de subsolo.

O início da produção se deu no ano de 1984, com uma pequena produção de ouro, através do beneficiamento do minério oxidado em processo de lixiviação em pilhas. Em 1988 deu-se o início da produção de minério sulfetado, proveniente da mina subterrânea, e operação da usina CIP "carbon in pulp". Até 31 de dezembro de 1996, a mina produziu um total de 33,83 t de ouro (fig.2).

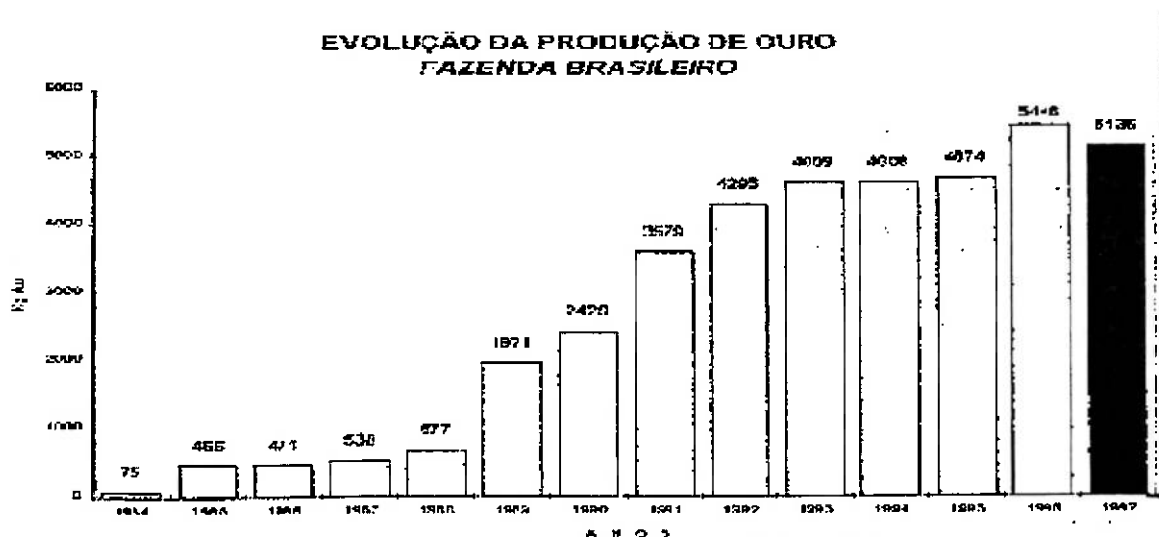


Figura 2: Evolução da produção de ouro em Fazenda Brasileiro

## 2 - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

### 2.1) Amostragem para Análise Química

Os dados normalmente utilizados na estimativa de reservas podem ser originados de vários tipos de amostragem:

- amostras de canal em trincheiras, galerias, frentes de lavra, etc.;
- amostras dos testemunhos de sondagens;
- amostras do pó da circulação reserva das sondagens rotopercussivas;
- amostras do pó de perfuratriz do tipo “Jumbo”, etc.

A precisão da estimativa de reservas e de todos os estudos subseqüentes vão depender, diretamente, da qualidade, fidelidade e representatividade dos dados, bem como de sua correta localização. Portanto, o maior cuidado na execução e localização da amostragem deve ser tomado (FALCONE, 1992).

Considera-se que a moderna amostragem de mina origina-se no Transvaal, África do Sul. A intensa e sistemática amostragem do comportamento das camadas tabulares de minério de ouro é, provavelmente, a mais desenvolvida do mundo e um enorme número de amostradores é empregado nesse serviço. A dependência de um controle com intensa amostragem surgiu porque, embora as camadas sejam contínuas ao longo de grandes áreas no Transvaal e no Orange Free State, com pequena variação na largura, a deposição de ouro nelas é, freqüentemente, errática e seu valor é baixo. São necessárias informações freqüentes e seguras para controlar o teor do minério lavrado e fornecer estimativas das futuras reservas de minério e sua lucratividade. Com mais razão, se faz necessário um rigoroso controle em corpos auríferos situados em “Greenstones Belts”, como os de Fazenda Brasileiro, onde a morfologia é bastante mais complexa que a das camadas auríferas do Transvaal.

## 2.2) Métodos de Lavra Subterrânea

a) Método de Alargamentos Abatidos por Subníveis “ Sublevel Caving ” (JULIN & KVAPIL, 1982).

### - Caracterização

É um método de lavra descendente e com abatimento do material superior, à medida que se remove o minério inferior. Atualmente comporta intensa mecanização, havendo total supressão do madeiramento e da característica formação do “colchão” separador do teto abatido do minério subjacente. Nessas condições, alguma diluição do minério é inevitável e cuidadoso controle operacional deve ocorrer, quando da retirada do minério desmontado, a fim de evitar perdas deste. As melhores operações atuais acusam diluição de 15 a 20% e recuperações de até 85%.

### - Aplicabilidade

É aplicável a corpos maciços e corpos de potência média, fortemente mergulhantes. É requisito básico que seja possível manter espaço entre o chão e o teto, que permita a execução de leques de furos longos. Também é desejável que a capa abata facilmente e em fragmentos não muito finos, em relação aos do minério desmontado, para minimizar as diluições.

b) Método de Recalque “ Shrinkage Stopping ” (PEELE, 1961; LUCAS & HAYCOCKS, 1973; MAIA, 1978)

### - Caracterização

É um método de lavra ascendente, em que se deixa o minério desmontado no interior dos alargamentos, para que sirva de piso para os trabalhadores e de enchimento

provisório para a sustentação das paredes e, às vezes, da própria frente de desmonte. Devido ao empoamento do minério, uma parte é retirada através de chutes inferiores (cerca de 25% a 30% do material desmontado), à medida que a lavra avança, tendo-se o cuidado de deixar uma altura confortável para o trabalho dos perfuradores.

- Aplicabilidade

O método é aplicável para corpos estreitos e de forte mergulho (acima de 45°), encaixados em rochas firmes. Pelo menos a capa deve ser forte, para minimizar as diluições.

c) Método de Alargamentos Abertos por Subníveis “ Sublevel Open Stopes ” (LUCAS & HAYCOCKS, 1973; ALATALO, HEDEN & RONNBACK, 1985)

- Caracterização

É uma modalidade de lavra ascendente, na qual o minério é desmontado a partir de subníveis, previamente abertos e sistematicamente dispostos. O minério desmontado nos diversos subníveis cai num subnível de descarga, constituído de cones ou calhas de extração, regularmente dispostos ao longo da extensão dos alargamentos.

- Aplicabilidade

É aplicável em corpos grandes e regulares, potentes, com rochas fortes, tanto na capa, quanto no minério, como na lapa. Preferencialmente em mergulhos fortes, mas adaptável a mergulhos fracos, desde que a potência aumente com a diminuição do mergulho.



#### d) Método de Corte e Enchimento “Cut and Fill Stopping” (PEELE, 1961; MAIA, 1978)

##### - Caracterização

É um método em que o suporte das paredes e para os trabalhadores e, eventualmente, o da própria frente de desmonte é provido por estéril, em operação que constitui parte integrante da lavra, dela dependente para o seu prosseguimento.

Geralmente o corpo é desmontado em pequenas seções ou áreas, totalmente enchidas antes que se passe à lavra das seções adjacentes. Quase sempre a lavra é ascendente, com frente horizontal e o enchimento é mantido sensivelmente paralelo a ela e tão próximo quanto possível.

##### - Aplicabilidade

O método é aplicável em corpos de forte mergulho ( $45^\circ$  a  $50^\circ$ ), com minério forte e potência média (até 6m), as encaixantes podem ser fortes ou fracas.

##### - Vantagens do método

- a) Permite boa recuperação (cerca de 95%);
- b) Tem baixo custo de desenvolvimento;
- c) Possibilita utilizar os rejeitos do beneficiamento como enchimento;
- d) Permite lavra seletiva, minimizando a diluição.

### 2.3) Diluição

Existem várias definições de diluição correntemente em uso e sua interpretação varia, dependendo do autor. Geralmente o termo “diluição” pode ser expresso em tonelagem ou em porcentagem.

A diluição refere-se ao estéril ou material de baixo teor, extraído com o minério. Parte é devida à inclusão de zonas com teor abaixo do teor de corte na área lavrável, seja por consequência operacional, seja para que se obtenha um contorno mais favorável da lavra - Diluição de Planejamento. Parte se deve a ultraquebra na detonação dos leques de furos de desmonte e à operação de carregamento do material desmontado, nos pontos de extração - Diluição de Produção (ELBRAND, 1986). Para muitos métodos de lavra, inclusive para os anteriormente citados, é aceitável uma diluição total (diluição de planejamento + diluição de lavra) variando entre 10 e 20% da produção total de minério.

#### 2.4) Recursos e Reservas Minerais

A quantificação de reservas minerais, em termos de teores e tonelagens, deve ser acompanhada de uma medida do grau de confiabilidade associado às mesmas. Esse grau de confiabilidade é inerente aos métodos de pesquisa utilizados, métodos analíticos, precisão da localização dos pontos de amostragem e, sobretudo, à variabilidade apresentada pelo corpo de minério.

Assim, as classificações de reservas são fundamentais para comunicação de reservas minerais, que podem ser convertidas em valores monetários e daí serem objetos de investimentos, negociação e indenizações (YAMAMOTO & ROCHA, 1996).

Durante a década passada, a comunidade internacional de mineração desenvolveu um conjunto de definições consistentes, para caracterizar recursos e reservas, baseadas em graus diferenciados de confiança geológica e viabilidade técnica e econômica. Essas definições se tornaram o padrão da indústria internacional, particularmente para efeito de demonstrativos ao público e, com algumas alterações, são

utilizadas pela Securities and Exchange Commission - SEC como suporte para financiamentos e captações no mercado de capitais.

Devido à existência de um grande número de termos empregados para se referir a um mesmo elemento, tanto nos EUA, como no Canadá, como na Austrália e, mesmo no Brasil, a Society for Mining, Metallurgy and Exploration (SME) procurou padronizá-los e restringe as terminologias que podem ser utilizadas a (SME, 1991):

- Dados de Exploração

- Recurso

Medido

Indicado

Inferido

- Reserva

Provada

Provável

São assim definidos:

- **Dados de Exploração:**

Dados que resultem das atividades planejadas para localizar depósitos econômicos e estabelecer suas dimensões, composições, formas e teores. Os métodos de exploração incluem levantamentos geológicos, geoquímicos e geofísicos, furos de sonda, cavas experimentais, trincheiras, poços e galerias exploratórias.

- **Recurso:**

Concentração natural de material sólido, líquido ou gasoso, na crosta terrestre, de tal forma e quantidade que sua extração é técnica e economicamente viável, ou potencialmente viável. A localização, teor ou qualidade e quantidade são conhecidos ou estimados a partir de evidências geológicas.

- **Recurso Medido:**

É estimado a partir de amostragem detalhada. Os locais de investigações, amostragens e medidas são tão estreitamente espaçados e o caráter geológico tão bem definido, que o tamanho, forma, profundidade e conteúdo mineral são bem estabelecidos.

- **Recurso Indicado:**

É estimado a partir de informação similar à usada para obter o recurso medido, porém os locais de investigações, amostragens e medidas são mais espaçados ou estão espaçados inadequadamente. O grau de certeza, embora menor, é suficientemente alto para se assumir a continuidade geológica entre os pontos de observação.

- **Recurso Inferido:**

É estimado com base em evidência geológica e na continuidade assumida, na qual existe menor confiança do que para os recursos medido ou indicado.

- **Reserva:**

É a parte do recurso que pode ser técnica, econômica e legalmente explorada no tempo da determinação.

- **Reserva Provada:**

É a parte do recurso medido que satisfaz às condições técnicas, econômicas e legais para ser classificada como reserva.

- **Reserva Provável:**

É a parte do recurso indicado que satisfaz às condições técnicas, econômicas e legais para ser classificadas como reserva.

Como a CVRD deveria ser privatizada num futuro recente, como o foi, tratou logo de adequar seu vocabulário de comunicação de reservas ao vocabulário utilizado internacionalmente, o que facilitou enormemente o intercâmbio de informações com a comunidade internacional interessada.

### 3 - GEOLOGIA

#### 3.1 - Geologia Regional

A geologia da região nordeste da Bahia é caracterizada pela existência de cinturões de rochas vulcano-sedimentares, metamorfizadas predominantemente no fácies xisto-verde, circundando domos de rochas granito-gnaíssicas, alongados na direção N-S. Uma grande estrutura se estende por mais de 100 km no sentido N-S e apresenta uma largura média de 40 km, sendo denominada de “Greenstone Belt” do Rio Itapicuru (fig.3).

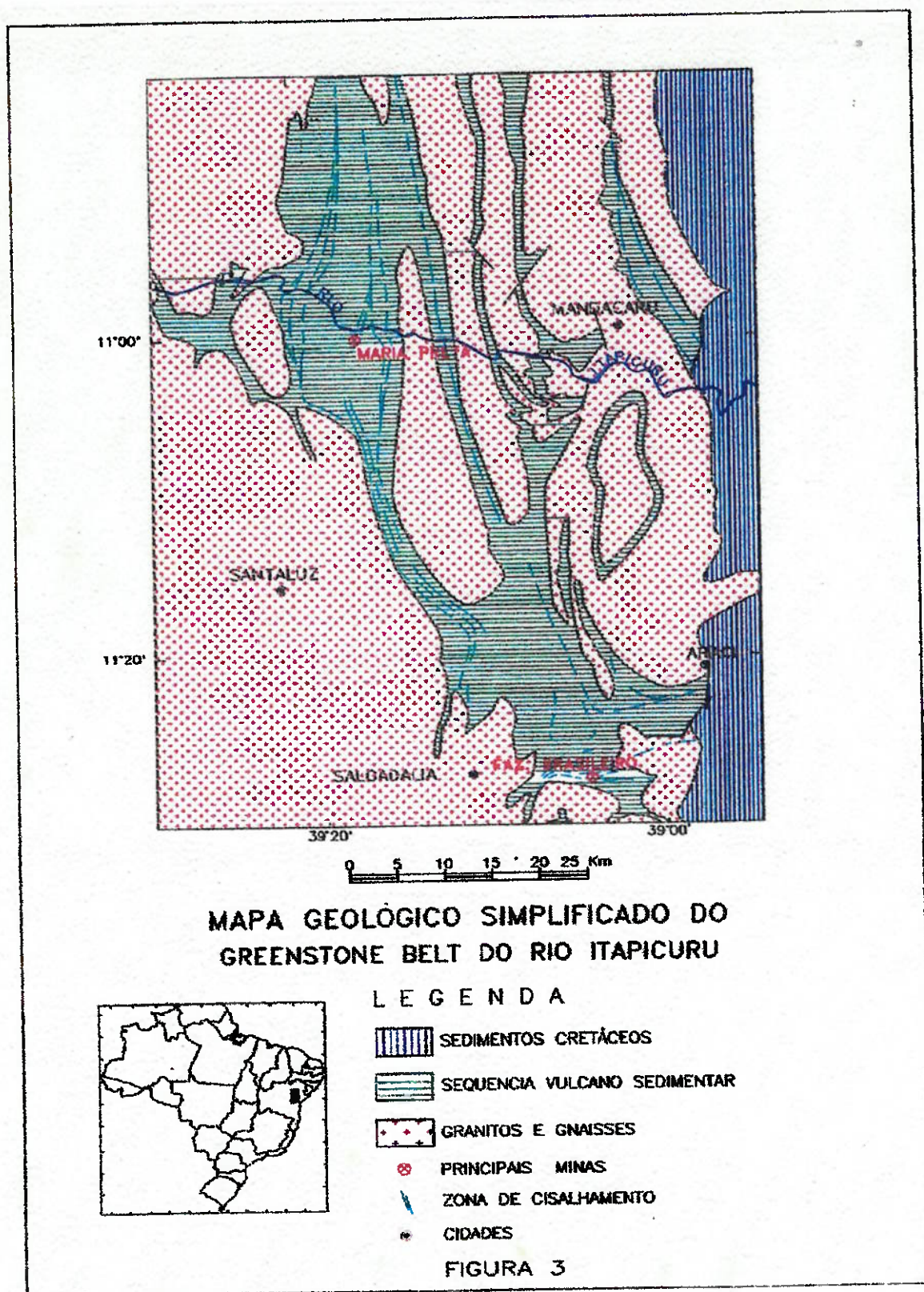
Essa seqüência vulcano - sedimentar foi descrita em detalhe e subdividida em três unidades (VIAL, 1986):

- a) Unidade Metavulcânica Máfica;
- b) Unidade Metavulcânica Félsica;
- c) Unidade Metassedimentar.

Toda a seqüência é intrudida por granitos sim a tarditectônicos.

#### 3.2 - Geologia Local

A jazida de Fazenda Brasileiro está situada no extremo sul do “Greenstone Belt” do Rio Itapicuru, no contato entre as unidades metavulcânicas Máfica e Félsica, onde é encontrada uma faixa de rochas vulcano-sedimentares que se estende por 9 km, com direção geral E-W e que foi denominada por Marques (1979), de faixa Weber. Esta faixa está subdividida informalmente em três seqüências, sendo abaixo descritas do topo para a base (MARQUES, 1979):



**Figura 3:** Mapa geológico do “greenstone belt” do Rio Itapicuru

- **Seqüência Riacho do Incó**, constituída de clorita xistos, intercalados com xistos grafitosos, com mais de 1000 m de espessura. Na base dessa seqüência encontra-se uma camada contínua de 3,0 m de espessura média, composta de “grafita”-carbonato-sericita-clorita xisto (GRX);
  
- **Seqüência Fazenda Brasileiro**, apresentando dois níveis de quartzo-clorita xisto (CLX), separados por clorita-carbonato xisto, com certa de 100 m de espessura. Os dois níveis de clorita-xisto apresentam-se localmente com magnetita;
  
- **Seqüência Canto**, semelhante à primeira seqüência, com maior abundância de xistos grafitosos, tendo uma espessura de, aproximadamente, 500m (fig.4).



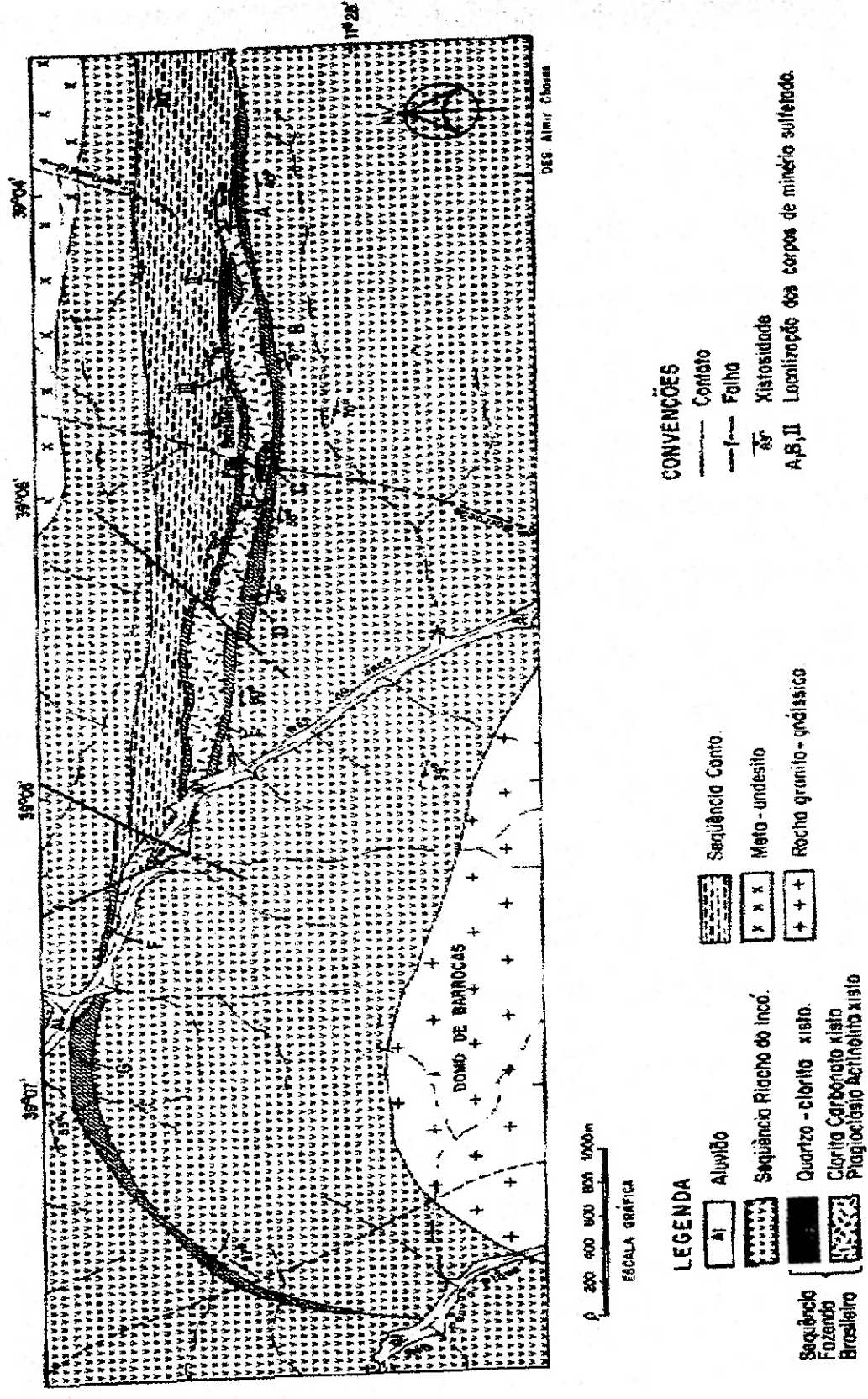


Figura 4: Mapa geológico da Faixa Weber (modificado de Teixeira, 1984)

### 3 - 3 - Mineralização

A mineralização aurífera, na Seqüência Fazenda Brasileiro, é encontrada nos dois níveis de quartzo-carbonato-clorita xisto e, na Seqüência Canto, principalmente nos conglomerados vulcânicos.

Os corpos de minério na Seqüência Fazenda Brasileiro são formados por diversas famílias de veios de quartzo-albita-carbonato e sulfetos (arsenopirita, pirita, pirrotita) e ouro, apresentando formas bastante irregulares, tanto ao longo do mergulho, como ao longo da direção da camada. A grosso modo os corpos apresentam um caimento de 10° no rumo leste, o qual coincide com a lineação de estiramento principal da área. Na Seqüência Canto os corpos são formados por veios de quartzo-albita-carbonato (raros sulfetos) e ouro, posicionados ao longo de zonas de cisalhamento verticalizadas, com direção N 70°E (fig.5).

O conjunto apresenta-se localmente deslocado por falhamentos posteriores, de direção, aproximadamente, N-S.

Foi observada, através do mapa de isópacas, uma estreita relação entre a existência de corpos de minério e uma espessura maior que 10 m da camada de clorita-xisto.

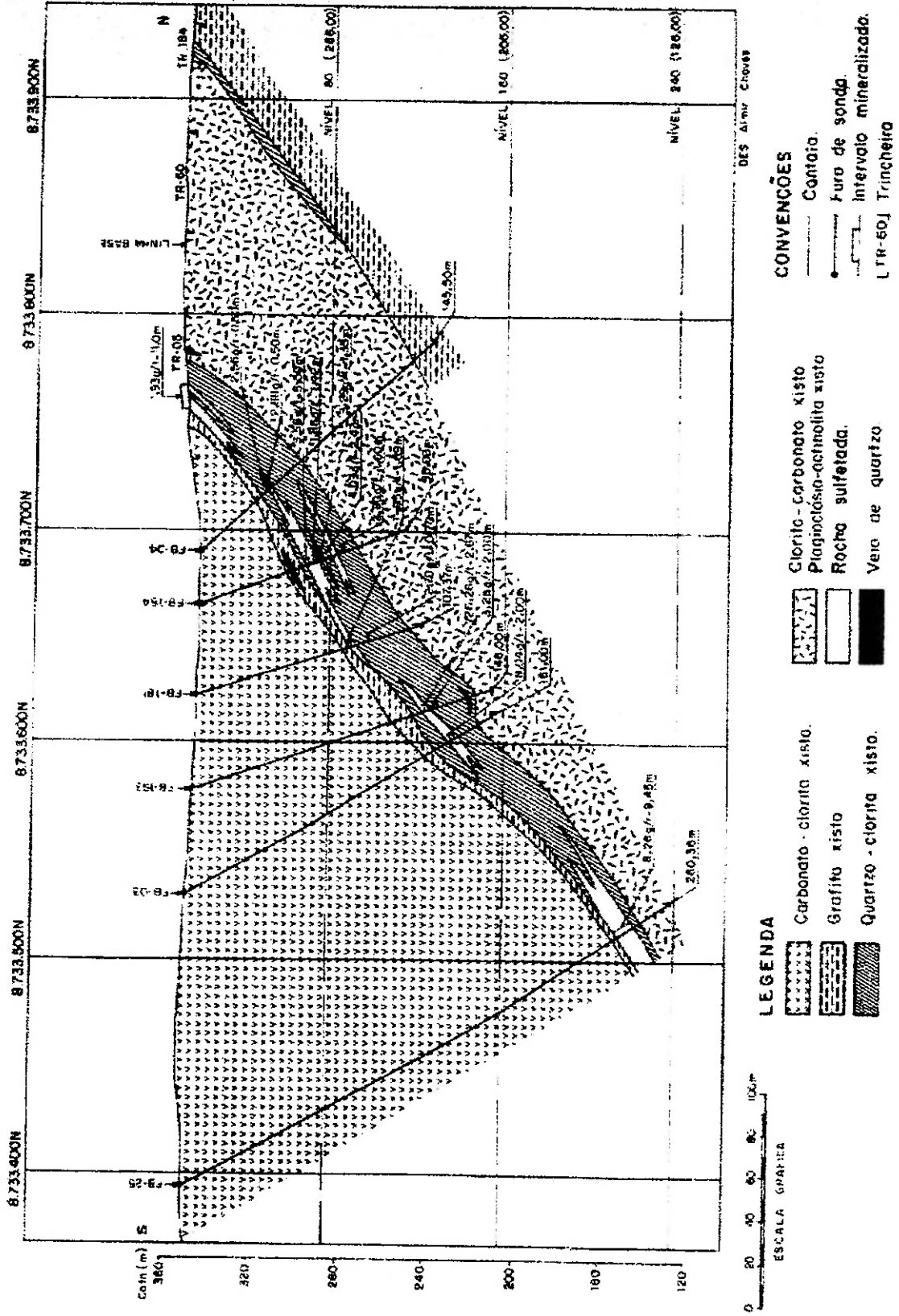


Figura 5: Perfil geológico segundo a LT-500W

#### 4 - PESQUISA MINERAL

Os trabalhos de pesquisa em Fazenda Brasileiro se iniciaram na década de 70, tendo sido dispendidos, até 1996, US\$ 22,827,994.61 (tabela 1).

A amostragem executada para fins de cálculo dos recursos geológicos envolveu::

- Amostragem de canal, em trincheiras;
- Amostragem de sondagem rotoperfussiva;
- Amostragem de sondagem rotativa diamantada.

As amostras de canal, em trincheiras, e as de sondagem rotoperfussiva são utilizadas nas estimativas do minério oxidado (lavra a céu aberto) e as amostras de sondagem rotativa diamantada são utilizadas nas estimativas dos recursos de minério sulfetado.

Neste trabalho serão enfocadas apenas as atividades desenvolvidas para definir os recursos de minério sulfetado, especificamente os do "Corpo C".

**TABELA 1:** Trabalhos de pesquisa realizados até 1996

##### SERVIÇO DA PESQUISA – 75 / 91

SERVIÇO	Unid.	Quantidade	US\$
Trincheiras	m	21.907,40	73.608,86
Sondagem Rotativa	m	4.992,74	474.310,30
Amostragem	am.	19.716,66	132.693,12
<b>TOTAL</b>	<b>US\$</b>		<b>680.612,29</b>

##### SERVIÇO DA PESQUISA – 92 / 96

SERVIÇO	Unid.	Quantidade	US\$
Trincheiras	m	71.631,00	240.680,16
Sondagem Rotativa Sup.	m	137.691,85	13.080.725,75
Sondagem Rotativa Sub.	m	181.437,02	5.805.984,64
Sondagem Rotoperfussiva	m	67.378,00	2.829.876,00
Amostragem	am.	28.249,00	190.115,77
<b>TOTAL</b>	<b>US\$</b>		<b>22.147.382,32</b>

#### 4.1) Etapa Preliminar:

Conforme citado na introdução, uma combinação de métodos de pesquisa permitiu selecionar o alvo “Faixa Weber”. Nele foi executada uma intensa campanha de sondagem rotativa superficial, no diâmetro NQ, em rede de malha quadrada, de 100m de lado. Com as informações obtidas nesses furos foi construído um banco de dados para utilização do software “LINX”, com a seguinte estrutura (GIMIW/SUMEN – CVRD, 1996):

##### **No cabeçalho:**

- número do furo
- data da digitação
- coordenadas UTM
- cota da boca do furo
- profundidade final
- inclinação
- azimute

##### **Em geotecnia:**

- início e fim do intervalo
- litologia
- alteração
- número de descontinuidades por metro
- comprimento peças com tamanho > 10 cm
- perda de testemunho

- rugosidade da descontinuidade
- preenchimento da fratura
- RQD

**Teor de Ouro:**

- início e fim do intervalo
- teor de Au em g/t

**Litologia:**

- início e fim do intervalo
- tipo litológico

**Desvio de trajetória do furo:**

- profundidade
- azimute
- inclinação

Os dados são autenticados através de rotina interna de conferência de dados digitados e redigitados, com emissão de relatórios, em tela, das divergências encontradas. Este procedimento permite corrigir as discrepâncias entre a primeira e a segunda digitação, de modo que se obtenha 100% de acerto entre as duas digitações.

Os dados de geotecnia são utilizados para formular um programa que calcula os índices usados nas classificações geomecânicas de Bieniawski (RMR) e de Barton (índice Q) e ainda a “Tipologia de Maciços Rochosos de Fazenda Brasileiro”.

Todos esses dados são exportados para o sistema “LYNX” e conferidos em tela pelo usuário (geólogo), através do confronto das planilhas originais de digitação com as informações mostradas em tela.

- Modelagem Geológica:

A modelagem geológica é construída através das seções verticais de sondagem, devido ao caráter da geometria dos corpos, isto é, corpos alongados, com caimento subhorizontal. Estas seções são criadas com auxílio do “LYNX”. Após a criação das seções geológicas são modelados, em três dimensões (3D), o corpo de minério e a camada de grafita-xisto (GRX). A camada de GRX é modelada em 3D, devido à sua importância no comportamento geomecânico das escavações no primeiro nível de clorita-xisto. Os teores são estimados através da média ponderada com o comprimento das amostras que interceptam o corpo. As áreas são planimetradas em sistema “CAD” e a densidade utilizada é de 3,0.

Uma vez definido o “modelo” do corpo de minério, o planejamento de mina projeta uma rampa de acesso ao mesmo, para fins de exposição do minério, procedendo-se, então, ao detalhamento da pesquisa, visando a obtenção de informações quanto a teores, espessuras dos corpos, características geomecânicas, etc.

- Procedimentos de Amostragem Adotados em Fazenda Brasileiro:

a) Amostragem de Canal em Trincheira ou frente de Lavra:

É um tipo de amostragem que é utilizada na pesquisa de afloramentos e frentes de lavra a céu aberto, do minério oxidado.

As trincheiras são dispostas a distâncias constantes, variando de 20 a 50m entre si.

Aos amostradores recomenda-se (FALCONE, 1992):

- Procurar dimensionar o canal de amostragem de forma a obter uma amostra com massa igual à gerada pelos outros tipos de amostragens utilizadas no projeto;
- Manter a regularidade nas dimensões do canal de amostragem;
- Sempre que possível, amostrar a parede da trincheira;
- Limpar muito bem a superfície a ser amostrada;
- O canal de amostragem deve ser amarrado ao sistema de coordenadas do projeto por trabalhos de topografia.

b) Amostragem de Testemunhos de Sondagem Rotativa:

Esse tipo de amostragem tanto é utilizado na fase preliminar da pesquisa, onde se busca localizar os corpos de minério em profundidade, quando são usadas grandes sondas rotativas diamantadas, instaladas na superfície; como é utilizada na fase de detalhamento da pesquisa, onde se procura definir a reserva lavrável, a geometria dos corpos de minério e as características geomecânicas do maciço, quando são usadas pequenas sondas rotativas diamantadas, instaladas no subsolo.

Os procedimentos são divididos em quatro etapas: marcação das caixas de testemunhos, orientação dos testemunhos, corte dos testemunhos e amostragem, localização das amostras e visam:

- Forçar a amostragem a intervalos constantes;
- Permitir a quebra por litologia;
- Distribuir as perdas de recuperação no intervalo amostrado.

c) Amostragem de Furos Rotopercussivos:

É um tipo de amostragem rápida e de custo relativamente baixo, para pequenas profundidades, utilizada na pesquisa do minério oxidado. A distância entre furos, numa



mesma seção, chega a 10m.

Aos amostradores recomenda-se (FALCONE, 1992):

- A amostragem deve ser feita por circulação reserva dentro das hastes e pela face dos “bits” de perfuração e concentradas em ciclone;
- O material recuperado deve ser subdividido em quarteadores do tipo “Jones”;
- Se houver infiltração de água no furo, as amostras devem ser subdivididas em quarteadores de polpa ou secadas e subdivididas em quarteadores do tipo “Jones”;
- Se houver infiltração de água no furo e se houver queda na recuperação do testemunho, deve-se verificar se existe lama acumulada nas paredes do circuito de amostragem;
- Devido a maior possibilidade de contaminação entre amostras, os furos rotopercussivos devem receber fiscalização contínua;
- A amarração das amostras dos furos rotopercussivos deve obedecer os mesmos critérios dos furos rotativos.

#### d) Amostragem de Furos Rock-Drill:

A amostragem e amarração dos furos rock-drill devem seguir as mesmas orientações que os furos rotopercussivos. No entanto, os furos rock-drill não permitem a circulação reversa e exigem, portanto, coletor de pó.

#### 4.2) Procedimentos Analíticos para Amostras de Ouro:

Em Fazenda Brasileiro as amostras de minério, obtidas por diferentes procedimentos e com diferentes equipamentos, são submetidas a uma mesma rotina de preparação física e análise química, existindo algumas variações nas massas e na granulação das amostras.

Esta rotina é, de certa forma, seguida por várias mineradoras de ouro, o que permite que elas enviem umas para as outras lotes de amostras em duplicata, e possam confrontar, depois, os resultados obtidos em seus laboratórios.

As análises são realizadas por lotes, com 32 amostras, sendo 30 amostras de minério, uma amostra com teor zero (branca) e uma amostra com teor conhecido (padrão). É comum, sem o conhecimento dos laboratoristas, enviar num lote uma duplicata de uma amostra já dosada, para verificar se o resultado da primeira análise se reproduz na segunda análise.

#### a) Preparação Física

As amostras de sondagem rotativa diamantada são provenientes de testemunhos de 2 diâmetros: NQ e AX. O comprimento das amostras é de 10m. O processo de amostragem é idêntico nos dois diâmetros, exceto pelo corte ao meio (em serra elétrica diamantada) dos testemunhos de diâmetro NQ, o que iguala, na prática, o volume amostral dos dois diâmetros, pois a diferença em volume é de 1,0% entre os tipos de amostras. Elas são recebidas no laboratório com massa variando entre 2 e 5 kg. A preparação física compreende as etapas de cominuição / quarteamento, que se inicia com a britagem primária em britador de mandíbulas (abertura de saída de ¼" ou 6,35 mm) e britagem secundária, em britador de rolos (abertura de saída de 20 mesh Tyler, ou 0,837mm), de toda a massa da amostra recebida. Em seguida efetua-se a homogeneização e a subdivisão em quarteadores do tipo "Jones", com redução da massa para 200 a 300 gramas. Procede-se à secagem da amostra e a operação de moagem é executada em moinho de disco. O produto da moagem apresenta granulação 80% passante em 325 mesh Tyler (0,044 mm).

As amostras de sondagem rotoperfussiva são obtidas pelo método de circulação reversa, para evitar contaminação das amostras. As amostras têm comprimento de uma haste (1,2 ou 1,8 m) e, após cada intervalo de avanço, é executado “sopro” na composição, para limpeza da mesma. A recuperação da sondagem é, em média, 80%, com peso de cerca de 21 kg, por metro de haste. As amostras são homogeneizadas e subdivididas em quarteador Jones, enviando ao laboratório cerca de 4 a 5 kg de amostra. A preparação física compreende as etapas de cominuição / quarteamento, que se inicia com homogeneização e quarteamento, com redução da massa para 200 a 300 gramas. Após secagem da amostra é executada a moagem em moinho de disco. O produto da moagem apresenta granulação 80% passante em 200 mesh Tyler (0,074 mm).

Diariamente é feita a verificação das aberturas dos britadores e, quinzenalmente, avalia-se a operação de quarteamento, através da retirada de amostras de várias porções quarteadas, submetendo-as a análise, visando verificar a variabilidade entre resultados de sub-amostras e, conseqüentemente, a precisão ou reprodutibilidade dos procedimentos adotados. Esta variabilidade apresenta-se em torno de 15%, para teores médios de 5 ppm.

#### b) Análise Química

Essencialmente, o método consiste de duas separações piroquímicas consecutivas (a fusão e a copelação), que ocorrem a temperaturas de 1200 e 1000 °C, respectivamente. A amostra pulverizada (25g) é fundida com um fluxo apropriado, sob condições redutoras, as quais promovem a separação dos metais preciosos (botão de chumbo) da escória. Subseqüentemente, o chumbo é removido por fusão oxidante (copelação) e os metais preciosos então isolados, estão disponíveis para medidas. A

pérola de metais preciosos é submetida à partição da prata e o ouro é solubilizado, utilizando-se água régia, seguindo-se a determinação quantitativa por Espectrofotometria de Absorção Atômica.

A análise química é efetuada conforme procedimentos padronizados. Os laboratoristas acompanham os itens de controle de cada tarefa do processo, em registro interno da análise de cada lote de amostras (30 amostras, 1 padrão e 1 branco) e a introdução de marcações, através de colorações de fluxo (escória e copelas) em amostras de referência, foram necessárias, visando tornar a análise visível aos “olhos” dos laboratoristas.

Comparações entre resultados de análise de ouro em minérios, por “Fire Assay”, são realizadas mensalmente entre a Divisão de Laboratório da CVRD e a Mineração São Bento, visando um controle recíproco da qualidade e precisão das técnicas de análise utilizadas, obtendo-se maior confiabilidade nos resultados obtidos com as análises.

#### 4.3) Desenvolvimento Exploratório e Sondagem de Detalhe:

O acesso aos corpos mineralizados é feito através de rampas com inclinação de 15% e seção de 5,0 x 4,0m (largura x altura), na lapa. A partir da rampa são abertos os níveis para a exploração, a cada 40m tomados na vertical (atualmente esses níveis distam de 75m e futuramente deverão distar de 200m). Inicia-se a abertura de uma galeria de acesso transversal, desde a rampa até interceptar toda a estrutura mineralizada, atingindo a capa. A partir dessa travessa são conduzidas galerias projetadas para acompanhar o contato da lapa do minério, de acordo com a interpretação geológica da sondagem de superfície.

As galerias se estendem desde a rampa até o limite de influência desta, para a esquerda e para a direita, independente da existência da estrutura mineralizada. Dessa forma, toda a extensão lateral da estrutura é explorada, buscando-se encontrar aquelas faixas de minério que, porventura, não tenham sido detectadas a partir da sondagem de superfície.

Esses níveis principais delimitam os painéis preliminares de lavra, com 40m de altura. À medida que se executa a abertura desses níveis, são executadas travessas para a sondagem de detalhe, usualmente em direção à capa, a cada 25m, segundo a extensão. Os furos de sondagem são locados preferencialmente em seções intercaladas com as seções de sondagem de superfície, detalhando o comportamento do corpo no painel (fig.6).

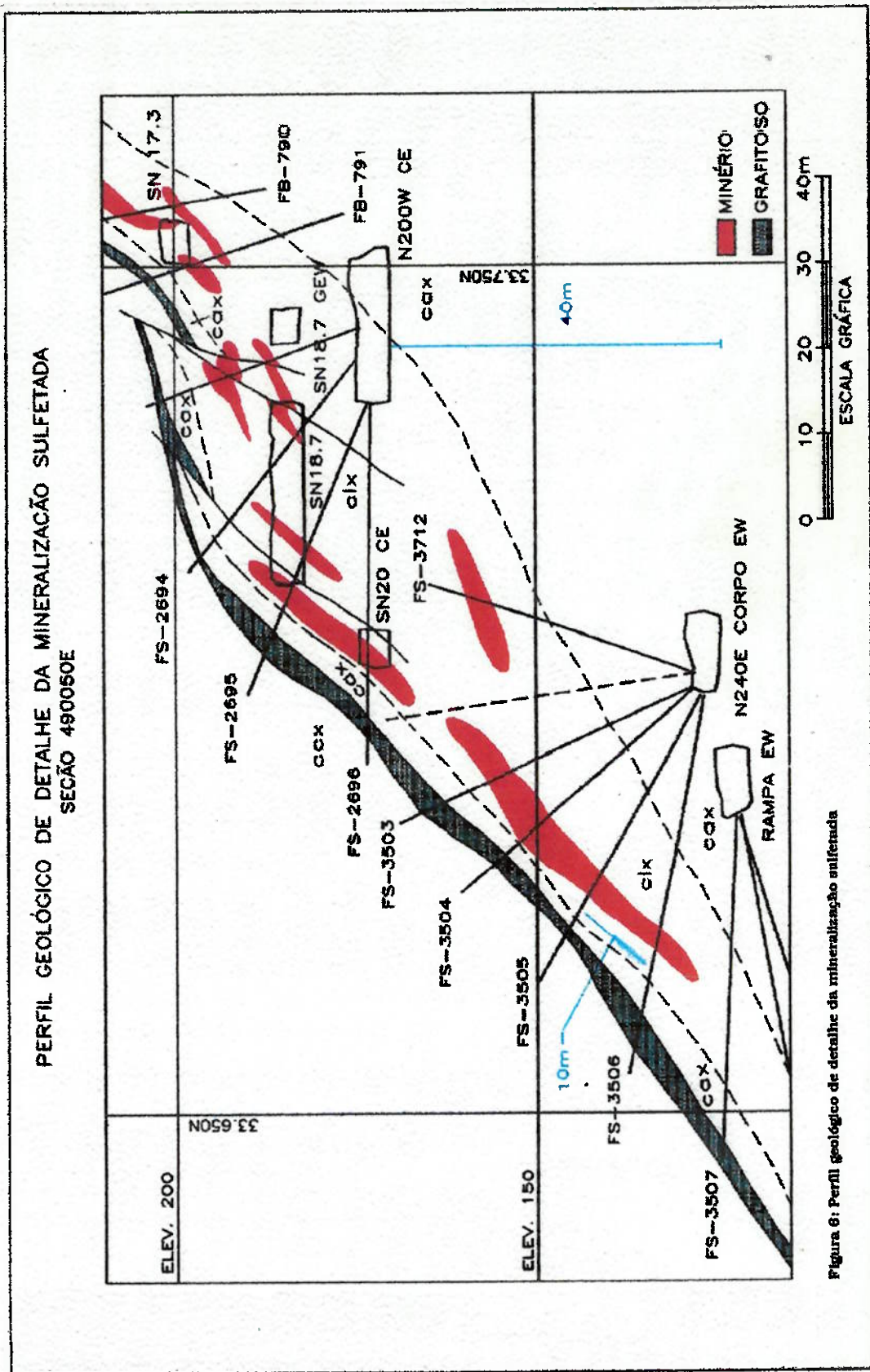


Figura 6: Perfil geológico de detalhe da mineralização sulfetada

Enquanto se procede o avanço desses níveis, pode-se efetuar o mapeamento, amostragem e sondagem de detalhe, diamantada (sonda) ou percussiva (jumbo). A interpretação dos dados de mapeamento geológico, amostragem e sondagem, permitem que a estrutura mineralizada seja delineada no interior dos painéis de 40m. Os perfis são apresentados em escala de 1:200. Esta informação é passada para o planejamento de mina na forma de perfis transversais, a cada 25m, perfis longitudinais e planta da estrutura mineralizada e suas encaixantes (mapeamento geológico em escala de 1:100), contendo as informações preliminares sobre geometria, distribuição de teores, correlação e características geotécnicas dos maciços (fig.7).

Uma vez que esteja disponível a informação proveniente da abertura dos níveis principais, procede-se à abertura dos subníveis, sendo executados dois subníveis em cada painel, de forma que a distância vertical entre eles seja de 13,3m, o que faz com que o nível seja dividido em três intervalos de 13,3m (hoje, os níveis distam verticalmente de 75m, comportando cinco subníveis de 15m). O critério de abertura dos subníveis segue a mesma sistemática utilizada para os níveis principais, permitindo, se necessário, um detalhamento da sondagem da fase anterior, segundo seções distantes de 12,5m entre si, utilizando-se preferencialmente, perfuração percussiva (jumbos). Nesse caso, amostra-se de 12,5 em 12,5m, em apenas um a três furos de cada leque, somente para confirmar os dados da sondagem feita nos níveis, de 25 em 25m (fig.8).





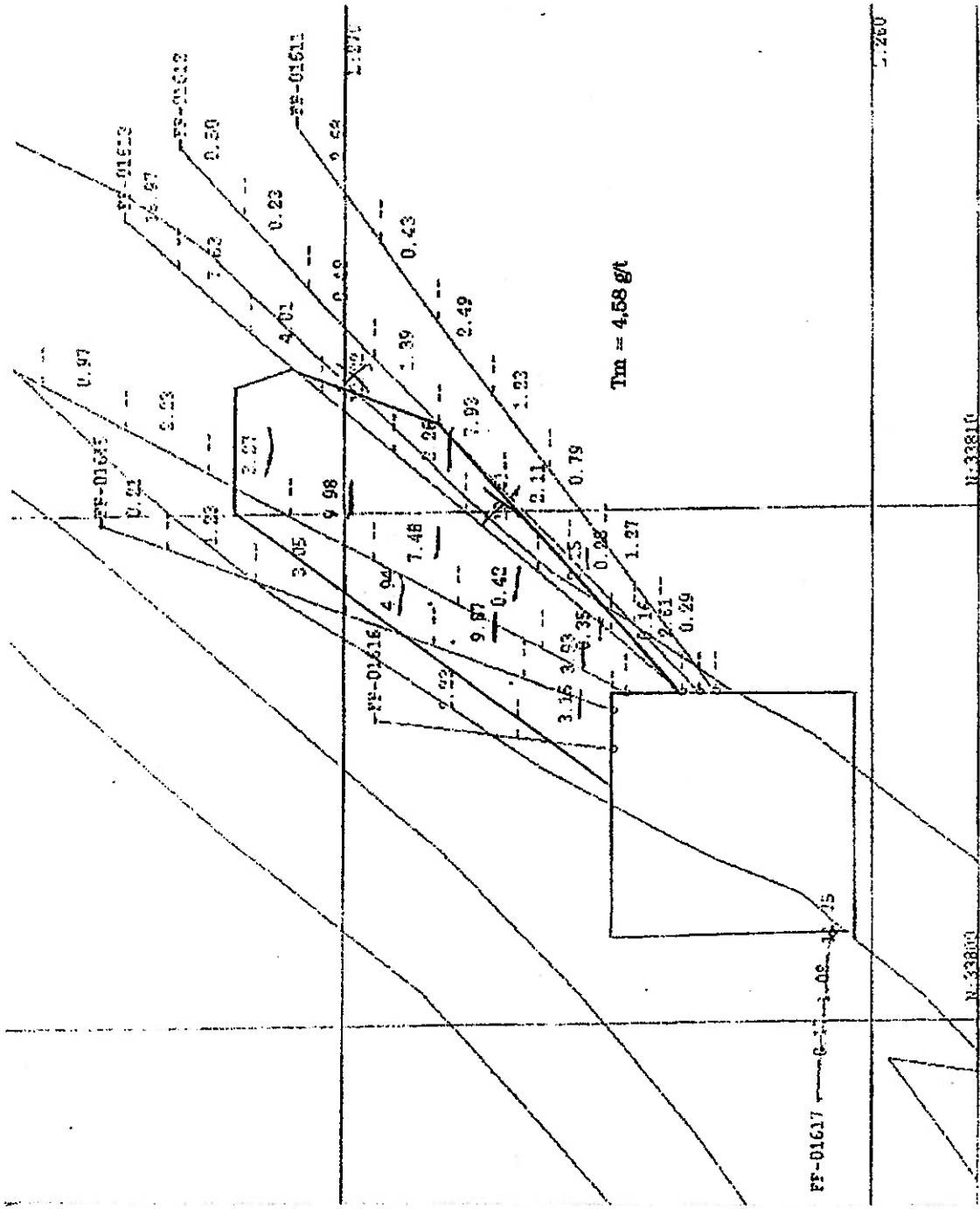


Figura 8: Leque de amostragem nos subníveis, de 12,5m em 12,5m

#### 4.4 - Cálculo de Reservas

A avaliação dos trabalhos de pesquisa de superfície deu condições de definir os limites dos diversos corpos então descobertos. Através dos dados de amostragem das trincheiras, feitas perpendicularmente à direção principal da mineralização, foi possível a realização do cálculo da reserva preliminar de minério oxidado, até a profundidade de 5m da superfície, estimada em 500 000 t, com teor médio de 2,9 g/t Au, utilizando-se um teor de corte de 0,70 g/t Au.

Em 1983 foi comprovada a viabilidade econômica da lavra a céu aberto e a recuperação do ouro contido no minério oxidado, pelo processo de lixiviação em pilhas. A produção foi iniciada em 1984, através da associação da CVRD com a Paulo Abib Andery Serviços (PAA).

O estudo de viabilidade econômica da lavra subterrânea foi concluído em junho de 1986. As pesquisas subterrâneas realizadas no nível 80, do “Corpo C”, permitiram estimar uma reserva de 7,8 milhões de toneladas de minério, com teor médio de 8,0 g/t Au, utilizando-se um teor de corte de 2,5 g/t Au. Em 1988 teve início a produção de minério sulfetado, no “Corpo C” e a intensificação dos trabalhos de desenvolvimento dos corpos D e E, visando a expansão da produção de 252 000 t/ano, para 756 000 t/ano, em 1991 (GIMIW – SUMEN / CVRD, 1996).

Em junho de 1990, com a continuidade do levantamento de novas informações, através de sondagens subterrâneas, abertura de subníveis e da própria lavra do “Corpo C”, verificou-se necessidade de uma reavaliação da jazida e um remodelamento dos corpos de minério até então conhecidos. Para esse cálculo foi selecionado e aplicado o método de interação de seções transversais, subordinadas à distância de influência referente a 50% da distância entre as seções transversais consideradas.

Os resultados obtidos mostraram uma forte alteração nas quantidades de minério, em relação ao cálculo anterior. Os teores, entretanto, assemelham-se, demonstrando a regularidade do depósito.

Para efeito de cálculo, toda a jazida foi dividida em quatro diferentes setores, denominados módulos, em função de suas principais características (CHAVES, 1991):

- Módulo 1 - limitado pelas coordenadas 489.375E e 490.975E, compreendendo áreas dos corpos D e E;
- Módulo 2 - limitado pelas coordenadas 490.975E e 492.075E, compreendendo áreas dos corpos C e D;
- Módulo 3 - limitado pelas coordenadas 492.075E e 493.375E, compreendendo áreas situadas a leste do "Corpo C";
- Módulo 4 - limitado pelas coordenadas 487.775E e 489.375E, compreendendo áreas dos corpos F e G, no extremo oeste da Faixa Weber.

Para a realização do cálculo foram consideradas as informações de contatos litológicos e teores constantes do conjunto de seções verticais traçadas sobre a Faixa Weber, na direção NS, acrescidas das informações geradas pelo mapeamento geológico e amostragens de subníveis em desenvolvimento.

As reservas obtidas foram classificadas como Reserva Medida, Indicada e Inferida, formuladas segundo os seguintes critérios:

a) Reserva Medida

A representada por volumes de minério interceptados por seções verticais espaçadas de, no máximo, 50m ou por seções espaçadas de 100m, sendo o espaço entre elas cortado por subníveis espaçados de, pelo menos, 20m. Admite-se, nesse caso, que se tenha um bom controle da morfologia e dos teores de ouro dos corpos (fig. 9a e 9b).

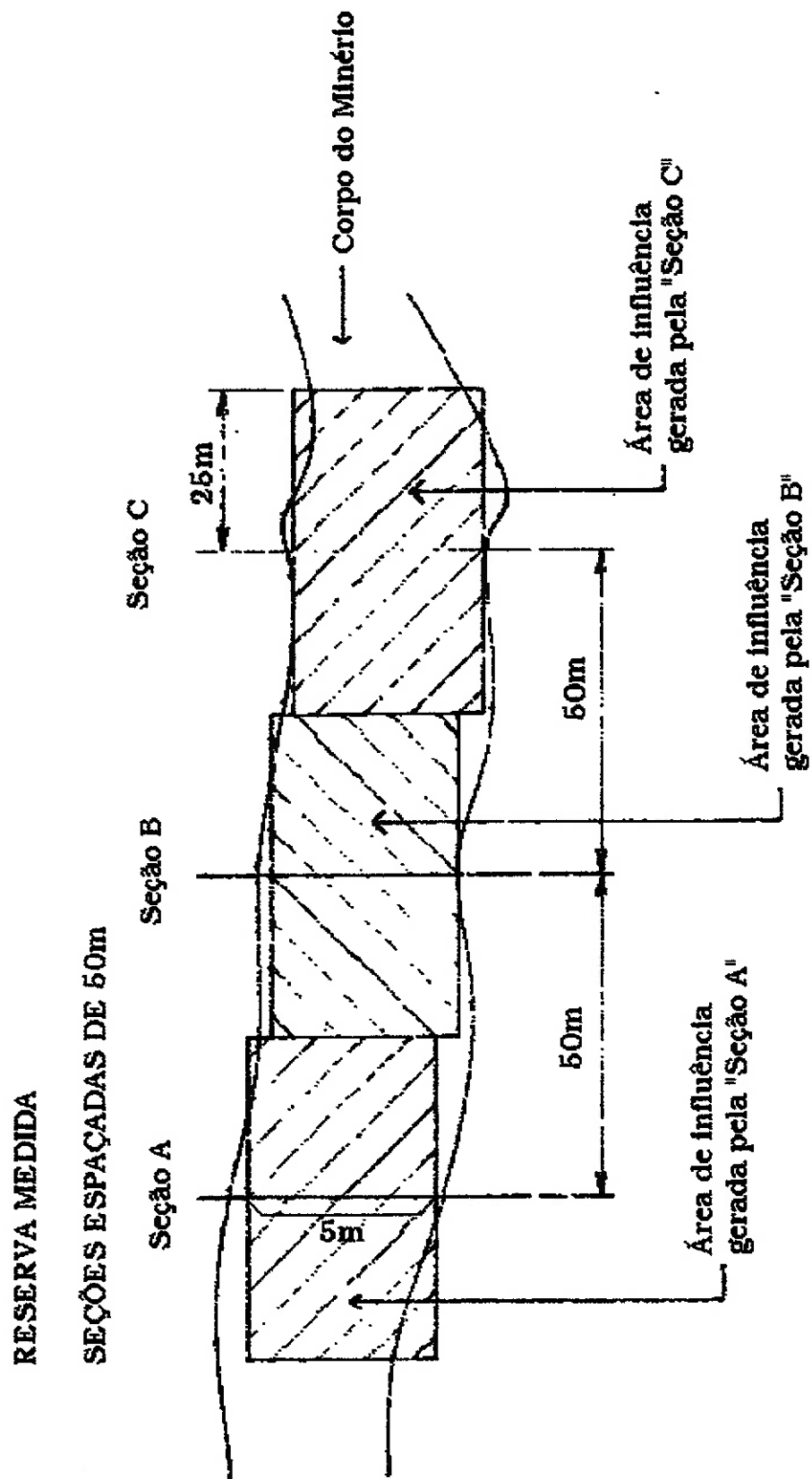


Figura 8a: Reserva medida (seções espaçadas de 50m)

**RESERVA MEDIDA**  
**SEÇÕES ESPAÇADAS DE 100m, EM ÁREAS COM DESENVOLVIMENTO**

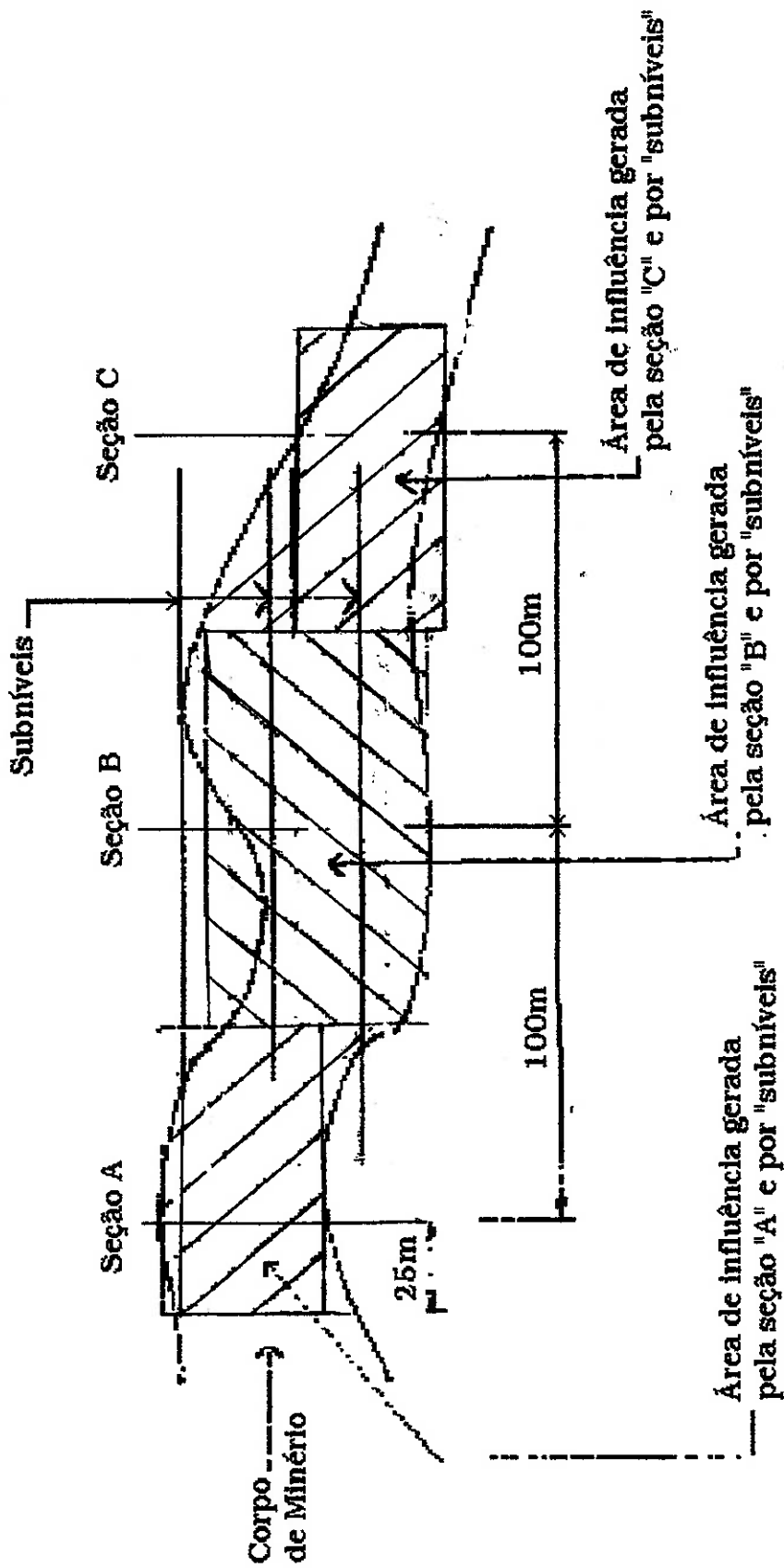


Figura 9b: Reserva medida (seções espaçadas de 100m)

#### b) Reserva Indicada

A representada por volumes de minério interceptados por seções verticais espaçadas

de mais de 50m e sem que, entre elas, se posicionem quaisquer subníveis.

Assim, todo o minério situado até a distância de 25m, para ambos os lados de uma mesma seção, será considerado como integrante da reserva medida, enquanto que todo o minério situado além dessa distância, será considerado como reserva indicada (fig. 10).

#### c) Reserva Inferida

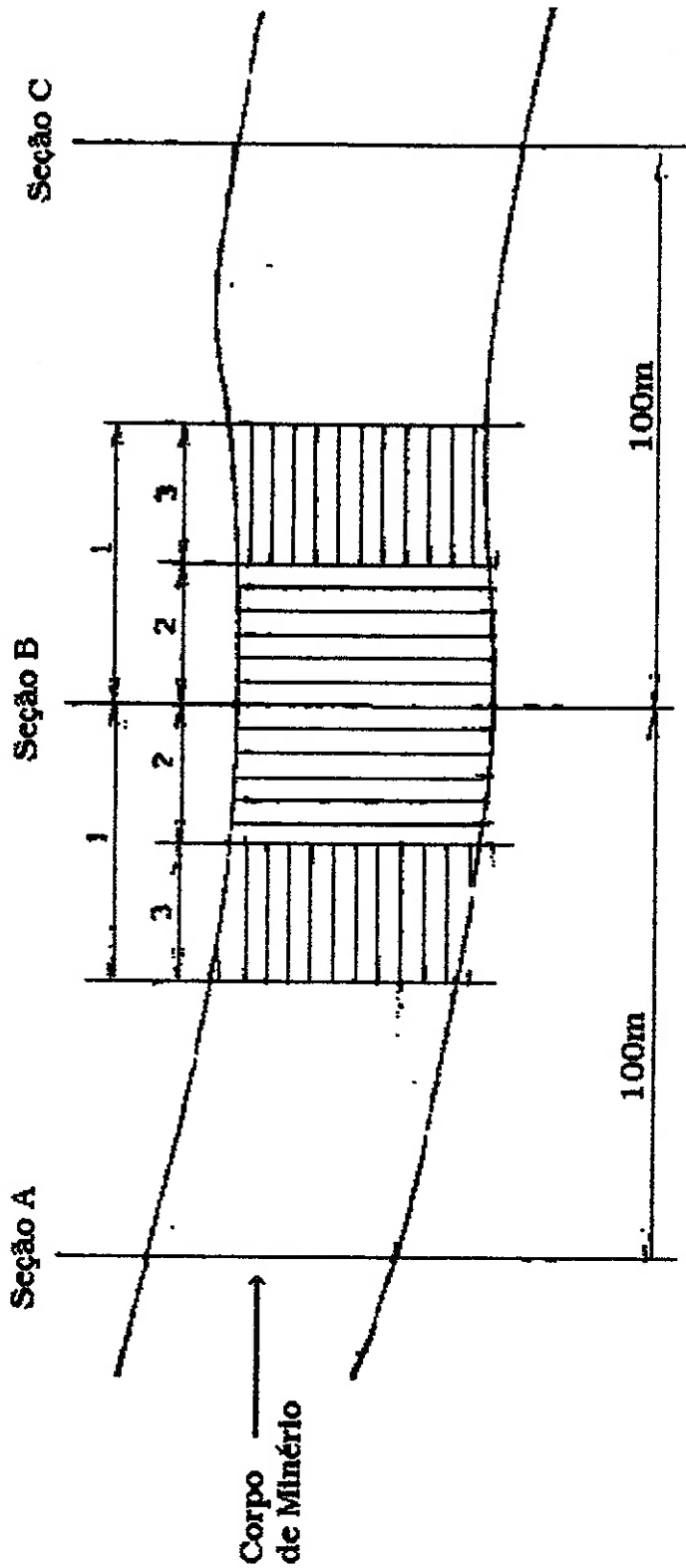
Assumiu-se como reserva inferida o montante de minério que, de acordo com as informações isoladas, tomadas ao longo da jazida, tanto no sentido leste, como no sentido oeste e as informações isoladas em maior profundidade do que os níveis melhor conhecidos à época, permitem supor para a continuidade dos corpos mineralizados.

Nesse caso, a reserva inferida foi quantificada em 50% da reserva medida.

Os parâmetros utilizados na definição desses recursos de minério sulfetado são:

- teor de corte : 2,0 g/t Au;
- espessura mínima do minério : 1,0m;
- massa específica do minério : 3,0 t/m<sup>3</sup>.

**RESERVA INDICADA**



- 1- Área total de influência da seção
- 2- Fração da área de influência da seção tomada como reserva medida
- 3- Fração da área de influência da seção tomada como reserva indicada

Figura 10: Reserva indicada

Os resultados obtidos encontram-se no quadro 1.

Atualização do Cálculo de Reservas Geológicas base-Junho/90

	Teor médio (g/t)	Tonelagem (t)	Metal contido (Kg Au)
<b>Reserva Medida</b>			
<b>Mod</b>			
Mod. 1 - até 160	7,754	3.911.085,00	30.326,55
Mod. 1 - abaixo de 160	7,183	1.807.320,75	12.981,99
Mod. 2 - até 160	7,709	3.050.028,75	23.512,67
Mod. 2 - abaixo de 160	5,871	215.355,75	1.264,35
Mod. 3	4,228	695.867,25	2.942,13
Mod. 4	4,174	116.131,50	484,73
<b>SUBTOTAL</b>	<b>7,300</b>	<b>9.795.789,00</b>	<b>71.512,42</b>
<b>Reserva Indicada</b>			
<b>Mod</b>			
Mod. 1 - abaixo de 160	7,135	1.146.493,50	8.180,23
Mod. 2 - abaixo de 160	6,280	269.771,25	1.694,16
Mod. 3	9,138	2.050.467,00	18.737,17
Mod. 4	4,158	1.352.791,50	5.624,91
<b>SUBTOTAL</b>	<b>7,104</b>	<b>4.819.523,25</b>	<b>34.237,90</b>
<b>Reserva Inferida (50% da reserva medida)</b>	<b>7,300</b>	<b>4.897.894,50</b>	<b>35.754,63</b>
<b>SUBTOTAL</b>	<b>7,300</b>	<b>4.897.894,50</b>	<b>35.754,63</b>
<b>RESERVA TOTAL</b>	<b>7,252</b>	<b>19.513.206,75</b>	<b>141.509,78</b>

QUADRO 1: Atualização do cálculo de reservas geológicas (base - junho / 90)



Em 1996, foi necessário um novo cálculo de reservas e uma nova modelagem dos corpos de minério. A seguir, serão descritos apenas os procedimentos adotados para cálculo do minério sulfetado, seguindo a sugestão da SME para a classificação de recursos e reservas.

O minério sulfetado está basicamente situado na Sequência Fazenda Brasileiro, onde a principal rocha hospedeira é o clorita-xisto "CLX". Os corpos apresentam uma geometria variada, podendo assumir formas de charutos e elipsóides.

Esses corpos possuem um caimento suave para leste (cerca de 10°) e apresentam dimensões variando de 200 a 800m, na direção de maior continuidade da mineralização. O contorno da mineralização em seções N-S é muito irregular, necessitando um detalhamento maior, que permita um planejamento adequado da lavra.

Os parâmetros utilizados na definição dos recursos de minério sulfetado são (GIMIW - SUMEN / CVRD, 1996):

- teor de corte: 3,0 g/t Au;
- espessura mínima do minério: 2,0m;
- massa específica do minério: 3,0 t/m<sup>3</sup>.

a) Recurso Medido:

É definido a partir de uma malha de sondagem com 100m de distância entre furos. A estimativa de teor médio é realizada a partir dos teores das amostras, após tratamento estatístico. O teor médio é obtido pela média ponderada dos intervalos mineralizados que interceptam cada corpo de minério.

b) Recurso Indicado:

Para um corpo de minério ser considerado como recurso indicado é necessário ser interceptado por, pelo menos, dois furos de sonda distintos e com afastamento ao longo do caimento do minério de, até, 400 metros.

Para cada furo são definidas, através das seções transversais e longitudinais, as seguintes variáveis, a partir das quais são calculados os volumes de minério: espessura do minério; influência ao longo do mergulho da camada (variável dependente da interpretação); influência lateral, ao longo da maior continuidade do minério. O volume é então obtido pela multiplicação dessas variáveis.

A influência lateral é considerada como a metade da distância entre dois furos adjacentes, até o limite de 50m para cada lado. Caso a distância entre furos seja maior que 100m e menor que 400m, as variáveis são obtidas pela média dos furos adjacentes; nesse caso, a influência lateral é igual à distância excedente (novamente até o limite de 50m).

O teor é calculado pela média ponderada dos intervalos mineralizados que interceptam cada corpo de minério.

c) Recurso Inferido:

Para cálculo do recurso inferido são utilizados dois métodos: o das seções transversais e uma taxa de geração de minério (TGM).

Nos locais onde se tem interseções mineralizadas, com distância lateral superior a 400m, é utilizado o método das seções transversais, de forma análoga ao utilizado para o recurso indicado, sendo que aqui a influência lateral é de 100 metros para cada lado.

Nos locais onde ainda não se obteve interseções mineralizadas é utilizada a TGM, que é uma taxa que considera o histórico dos recursos geológicos definidos até o momento, ou seja, exprime a quantidade de minério definido como recurso medido e indicado, nas áreas com densidade de informação de até 100m entre seções e 60m ao longo do mergulho da camada, em função da área de seu recobrimento. Essa taxa é de 5,63 t/m<sup>2</sup>.

d) Reserva Provada:

Para a estimativa da reserva provada são utilizados os fatores históricos da mina, considerando-se um fator de recuperação de lavra de 84% e um fator de recuperação metálica de 80%, sobre os valores obtidos como recurso medido.

e) Reserva Provável:

Aplicam-se os mesmos fatores 84% e 80%, sobre os valores obtidos como recurso indicado.

A reserva do “Corpo C”, em dezembro de 1996, consta do quadro 2. As reservas totais (minério oxidado + minério sulfetado), na mesma data, estão expressas na tabela 2.



## 5 - DESENVOLVIMENTO

Dadas as metas impostas de produção de Fazenda Brasileiro, definidas através da capacidade de produção da usina de tratamento, é necessária a adoção de um plano de trabalho, que venha a prover os dados necessários ao planejamento da lavra e ao desenvolvimento de novas reservas, para continuidade dos programas futuros de produção.

São elaborados programas de produção anual e plurianual, de acordo com as necessidades do planejamento de curto e médio prazos, visando a definição das áreas dos subníveis a serem lavradas, para atingir as metas de produção propostas para cada corpo.

Os programas de produção anual congregam dados de reserva provada, devido à necessidade imediata de extração do minério, sendo que os plurianuais contêm, principalmente, dados de reserva provável.

Os programas de desenvolvimento traduzem-se pela necessidade de acesso às partes parcialmente conhecidas dos corpos, para reposição de reservas. O planejamento do desenvolvimento inclui rampa de acesso, subidas (“raises”) de ventilação, galerias operacionais e desenvolvimento exploratório.

### 5.1) Amostragem de Controle da Produção do Desenvolvimento:

Enquanto se procede ao avanço das frentes de desenvolvimento, são feitas amostragens do material desmontado após cada detonação, para controle da produção.

A amostragem, no desenvolvimento exploratório, é feita durante a remoção do material das frentes para os pontos de estoque ou de extração, localizadas dentro dos subníveis.

Pelo caráter exploratório do desenvolvimento, quase toda extensão do subnível é amostrada, deixando de ser consideradas somente as galerias abertas no estéril, devido à ocorrência de problemas estruturais ou ausência de mineralização.

Os projetos de desenvolvimento são acompanhados pela geologia, que orienta o destino da produção e propõe modificações nos projetos, quando necessário.

Os critérios geológicos, utilizados para direcionamento da produção das frentes, consideram a variação litológica da camada, distribuição, tipo e concentração dos sulfetos, e comportamento estrutural da faixa mineralizada.

De acordo com os critérios geológicos observados, são tomadas as decisões de direcionamento da produção do desenvolvimento, para aproveitamento como minério (teor maior que 5,0 g/t), ou para estoque nas pilhas de superfície (teor entre 2,0 g/t e 5,0 g/t).

A amostragem no desenvolvimento dos subníveis, quando a produção é retirada diretamente do local para a superfície, é feita durante o carregamento dos caminhões e os critérios geológicos do direcionamento da produção são idênticos aos utilizados no desenvolvimento exploratório.

No desenvolvimento dos subníveis (lavra horizontal), o grau de acerto é maior, devido ao detalhamento geológico do painel, feito através da sondagem e efetuada a partir das galerias de desenvolvimento exploratório.

## 5.2) Amostragem de Controle da Produção da Lavra:

As informações geológicas do desenvolvimento, sondagem e amostragem nos subníveis, permitem conhecer com detalhe a geometria da estrutura mineralizada e a distribuição de teores em seu interior, possibilitando a avaliação das reservas e permitindo prever o comportamento geomecânico dos maciços, em resposta à lavra.

Assim, é possível delimitar o minério e a distribuição de teores através da área lavrável, em escala de detalhes, estabelecer a seqüência de lavra dos corpos, o método de esvaziamento e os arranjos da perfuração e extração.

Define-se a geometria e a seqüência de lavra dos painéis, visando atender os requisitos impostos pela recuperação necessária, diluição aceitável e configuração das cavidades nos vários estágios da lavra, tendo em conta aspectos de estabilidade da capa (hangingwall) em função do método de esvaziamento adotado.

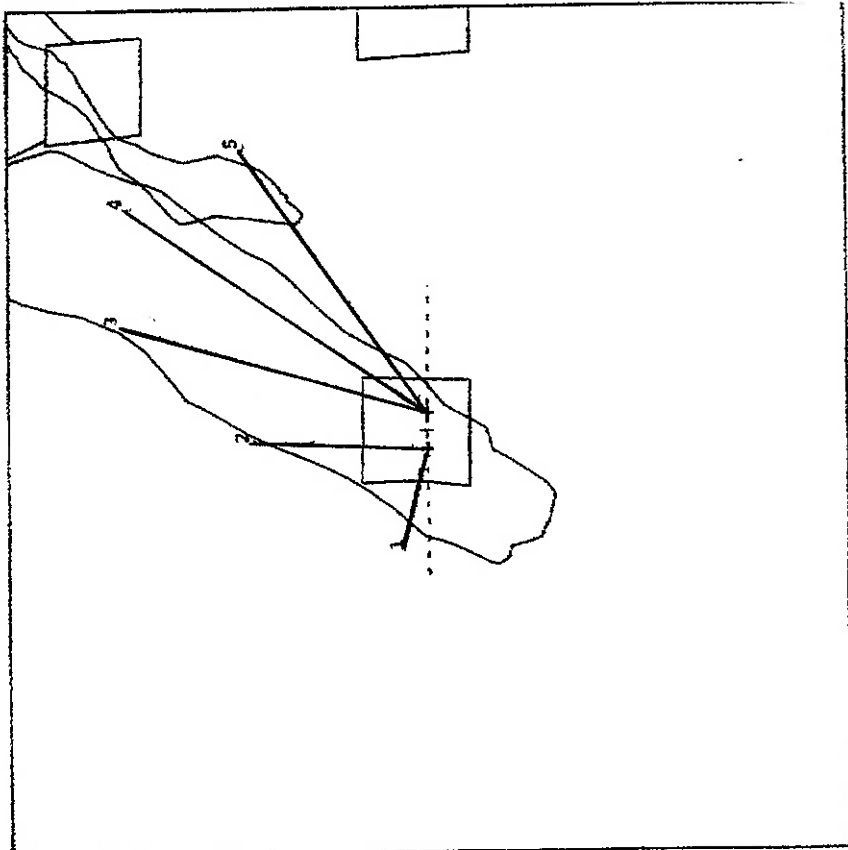
Nessa fase do trabalho utilizam-se perfis transversais geológico-geotécnicos, a cada 12,5m e plantas e perfis longitudinais em escala de 1:250. (fig.11).

Concluído o planejamento da lavra de um dado painel, é iniciado o desenvolvimento preparatório (lavra horizontal) e, posteriormente, demarcados os pontos para perfuração dos leques de produção da lavra vertical.

Durante a perfuração dos leques da lavra vertical, utilizando o equipamento “fan drill”, são feitas amostragens dos furos dos leques, a cada 9,0m, para confirmação da geometria do corpo e distribuição do teor. A reanálise dos dados permite, caso necessário, modificações no plano de detonação daqueles leques.

Toda a produção é acompanhada por amostragem de controle do minério desmontado. A amostragem é do tipo “grab sample”, coletada durante o enchimento dos caminhões. As amostras enviadas para análise representam coletas em 4 caminhões, ou 84t, pesando em média 24 kg. Este tipo de amostragem, embora muito aleatório e pouco representativo, se justifica pelo baixo custo e rapidez de obtenção, servindo apenas para um controle prévio do destino do material produzido, isto é, se vai para a usina de beneficiamento ou se vai para as pilhas de estocagem da superfície.

PROJETO DE PERFURACAO E DESMONTA  
 CORPO: C  
 SN: SN26.7 GALERIA: G1W  
 LEQUE: 488.3



Blathole Layout Report			
Layout : C26171			
Date : 12-Jan-98			
LEQUE DE AMOSTRAGEM $\frac{1}{2}$ $\frac{1}{2}$ $\frac{1}{2}$ $\frac{1}{2}$ $\frac{1}{2}$			
FURO	ANG	N/S	haste
1	13	S	2.96 2/2 1 3/4
2	87	N	4.90 4 2 3/4
3	74	N	10.89 9 6
4	56	N	12.97 // 4
5	36	N	11.86 10 6 1/2
Total Length		43.59	
ALFA = 75 GRAUS, FRENTE P / OESTE			

Figura 11: Leque de amostragem de controle da produção da lavra



## 6 – LAVRA

A lavra dos corpos auríferos da Fazenda Brasileiro é feita a céu aberto (minério oxidado) e subterraneamente (minério sulfetado).

### 6.1) Lavra a Céu Aberto:

É conduzida por método convencional de bancadas, gerando cavas de pequena profundidade (até 20m, no máximo), devido a situação topográfica local.

No desmonte utiliza-se uma combinação de explosivos e retro-escavadeira, sendo o material desmontado transportado por caminhões de 20t (atualmente estão em uso caminhões de 40t).

A mina opera em três turnos de 8h, cada, devendo atender a uma produção mensal de 30.000t de minério oxidado.

### 6.2) Lavra Subterrânea:

A CVRD, enquanto empresa estatal, dirigiu seus esforços essencialmente a projetos de grande porte. Nesse contexto várias mineralizações, consideradas restritas, não foram merecedoras de maior atenção.

Fazenda Brasileiro se revelou uma enorme jazida aurífera que se estendia, à época, por 9 km de extensão e cuja extensão ,hoje conhecida, é de cerca de 13 km.

Em função do interesse por projetos de grande porte, a escolha do método de lavra subterrânea para os corpos de minério de Fazenda Brasileiro considerou, entre outros, os seguintes fatores:

- produção em alta escala;
- mecanização intensa da lavra, visando uma boa produtividade;
- fuga da prática usual da Mineração Morro Velho, de trabalhar com métodos como Corte e Enchimento, Câmaras e Pilares, etc.

Embora o conhecimento da jazida e de suas encaixantes fosse restrito às informações da sondagem executada a partir da superfície e de algumas cavas da lavra a céu aberto, adotou-se como método de lavra o Método de Abatimento por Subníveis, método pouco utilizado em minas subterrâneas metálicas do Brasil.

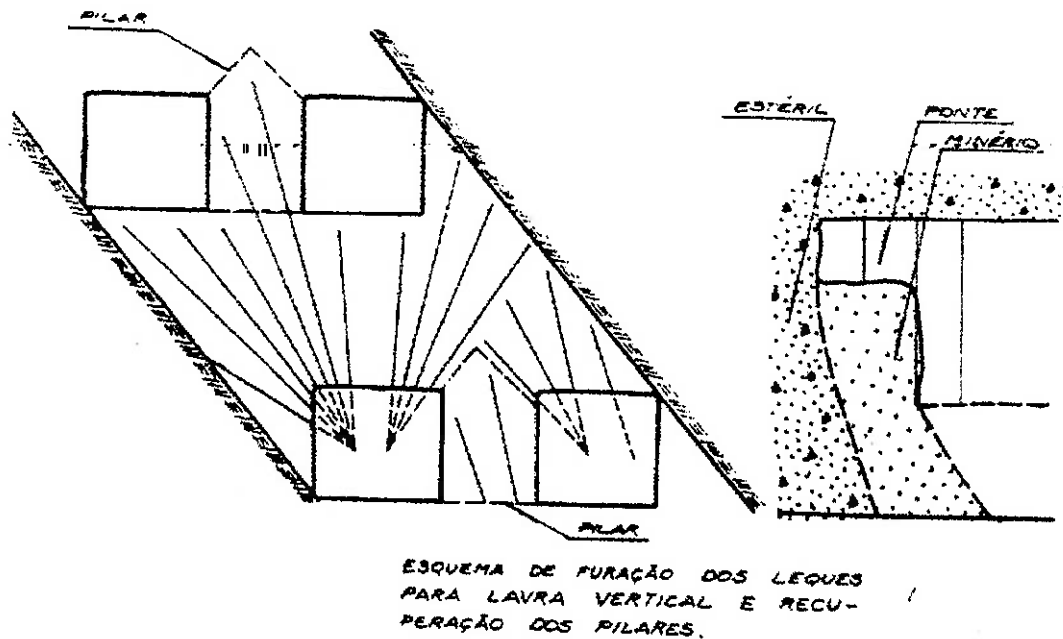
Após a abertura de alguns alargamentos experimentais, no “Corpo C”, surgiram vários problemas, (altas diluições, falta de abatimento do teto, etc.), que levaram a uma modificação do método, passando-se a utilizar uma combinação de métodos, entre o método inicial – Abatimento por Subníveis - e o Método de Recalque, ao qual deram o nome de Abatimento e Recalque por Subníveis. Os problemas não só persistiram, como foram agravados por altas perdas de minério.

Atualmente lava-se numa versão modificada do Método de Alargamentos Abertos por Subníveis, uma vez que a lavra é descendente, e não se utiliza do clássico subnível de carregamento com funis ou calhas de descarga do minério desmontado (fig.12).



**Figura 12: Método de lavra atual de Fazenda Brasileiro**

Como já mencionado anteriormente, a lavra é descendente, distando os níveis, verticalmente, de 40m e comportando dois subníveis de 13,3m (distâncias piso a piso). Atualmente, essas distâncias foram aumentadas para 75m e 15m, respectivamente, havendo um estudo para aumentos maiores (consequência de visitas de técnicos da CVRD à Mina Caraíba e minas do Canadá). A partir da rampa de acesso, nas distâncias anteriormente mencionadas, são feitas travessas de conexão com o minério e, a partir destas, são abertas cabeceiras dentro do corpo de minério (lavra horizontal), para a esquerda e para a direita das travessas, em toda a extensão do corpo mineralizado. Conforme a situação, essa cabeceira é alargada até aos contatos com as encaixantes, ou são abertas duas cabeceiras paralelas entre si. A partir dessa(s) cabeceira(s), são executados leques de furos de perfuratriz, distanciados de 1,5m (com diâmetro de 2 ½") a 1,75m (com diâmetro de 3") entre si, para desmonte dos subníveis (fig. 13).



**Figura 13:** Esquema de furação dos leques para lavra vertical e recuperação de pilares

~ **Confeção dos Leques de Desmonte (lavra vertical):**

A geração dos leques de desmonte de cada subnível é feita segundo a seguinte metodologia:

1) **Amostragem dos leques:**

São utilizadas as informações dos leques de sondagem, equidistantes de 12,5m entre si. Esta amostragem é bastante variável de corpo para corpo e, mesmo, de leque para leque, dependendo do conhecimento prévio da geologia naquele local e da posição do furo no leque. Às vezes, amostra-se haste a haste, às vezes compõe-se uma amostra única com o material produzido por duas ou mais hastes ou, até mesmo, uma única amostra de todo o furo, se existe a certeza que o furo é todo no minério. Podem ser amostrados todos os furos de um leque, ou apenas alguns.

2) Análise química:

Dosa-se apenas o ouro, por “Fire Assay” e Espectrofotometria da Absorção Atômica. Nessa fase não há controle mineralógico.

3) Lançamento dos resultados de análise:

Os resultados do laboratório são lançados na seção do leque. Só haverá redefinição dos contatos se os resultados forem discordantes dos resultados das sondagens de 25 em 25m, nos níveis principais. Nessa fase poderá haver um controle geológico, a nível de sulfetos e veios de quartzo presentes, na marcação dos novos contatos.

4) Confecção dos leques de desmonte (GIMIW - SUMEN / CVRD, 1996):

A confecção desses leques, via LYNX, segue a seguinte seqüência:

- O primeiro “stope” é projetado para um teor médio maior ou igual a 3,0 g/t Au;
- O segundo “stope” é projetado após a análise dos parâmetros geomecânicos, constantes do banco de dados;
- Os leques intermediários, distando de 1,5m ou 1,75m entre si, conforme o diâmetro dos furos, se baseia na extensão de influência dos leques de amostragem de 12,5 em 12,5m;
- A impressão dos leques intermediários é feita, via LYNX, com marcação dos furos de desmonte;
- O cálculo dos teores médios de cada leque é feito por média aritmética, uma vez que as hastes são de comprimento constante (1,2m ou 1,8m, dependendo do equipamento de furação);
- O cálculo da tonelagem a desmontar é feito considerando-se a influência entre leques.

Durante a confecção desses leques a equipe de planejamento de lavra reúne três profissionais diferentes, a saber: um engenheiro de minas, um geólogo de mina e um engenheiro ou geólogo atuante na área de Mecânica de Rochas. Com os recursos do LYNX e as ponderações dessa equipe, os leques são gerados, reproduzidos e distribuídos ao pessoal interessado (fig. 14).

PROJETO DE PERFURACAO E DESMONTE

GRUPO E SN 2482 SER. 748 5 DAL 31E

FURO	ANG	COMP	HASTE	TAMPAO	HASTE	DISS
	(°)	(m)	1 50	(m)	1 50	
1	132	15 50	12 3/4	3 55	8 1/2	_____
2	102	10 60	10 1/2	1 25	7	_____
3	111	11 10	9 1/4	2 48	6 1/4	_____
4	101	10 20	8 1/2	1 34	5 3/4	_____
5	95	10 20	8 1/2	1 58	5 3/4	_____
6	84	10 20	8 1/2	2 51	5 3/4	_____
7	72	10 80	9	1 36	6	_____
8	57	8 10	6 3/4	3 70	4 1/2	_____

COMP. FURADO (m)	38 50	VALIA	1 75 x 2 50
AREA TOTAL (m <sup>2</sup> )	121 19	DESMONTE (m <sup>3</sup> )	212 06
DENSIDADE	3 00	TUNELAGEM (m)	636 17
REL. BORCHA (m <sup>3</sup> )	3 70	NRO DE BORCHAS	52
PLC PREV (kg/m <sup>3</sup> )	3 50	CARRISADEIRA	400 E
SEIF. ESPECIFICA	7 19	RC PREV (kg/m <sup>3</sup> )	7 42

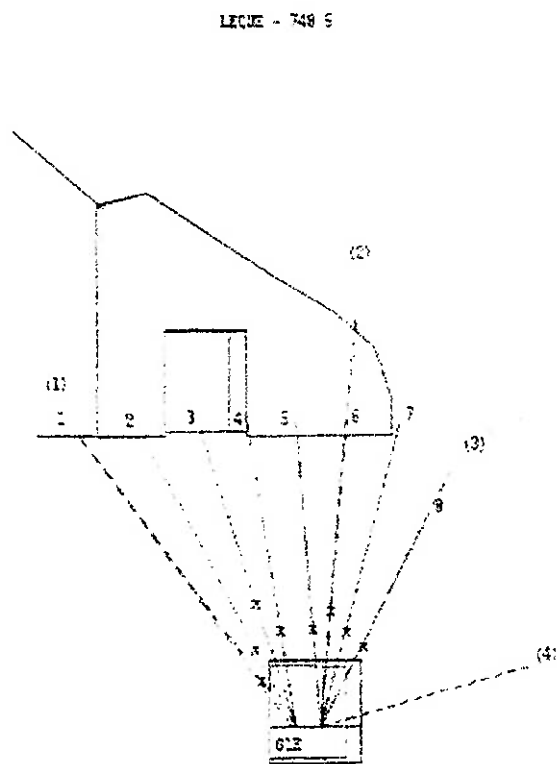
ALFA = 80 GRAUS PARA LESTE

USAR SIT DE 3 POLEGADAS

FURDS 1 A 6 VAMAM NA LAVRA CO SN22 7 62W INSISTIR 1/2 HASTE

ATENCAO ESSE LEQUE FOI AMOSTRADO E PARA APROVEITAR A PERACAO FAZER O SEGUINTE

- A- ELIMINAR FURD (4)
- B- COLOCAR TAMPAO DE FURDO NOS FURDS (2) -> 5,70m (3) -> 2,10m
- C- REPRESENTAR OS NOVOS FURDS 2,3,4,5 E 7



Perfurado por \_\_\_\_\_  
 Carregado por \_\_\_\_\_

SN2482  
 Gerente \_\_\_\_\_  
 Gerente \_\_\_\_\_

Data: \_\_\_\_\_  
 Data \_\_\_\_\_

FIGURA 14: Esquema de um leque de desmonte

O controle de extração da lavra segue cuidados especiais, objetivando a obtenção de minério com qualidade compatível com a alimentação do britador primário. Os parâmetros mais críticos desse controle são a recuperação de lavra e a diluição.

Após carregamento, detonação e batida de chocos, veículos “LHDs” retiram o material desmontado, carregando caminhões rebaixados de 20t de capacidade (atualmente estão trabalhando com “LHD”, com 10t de capacidade e caminhões de 40t de capacidade). São detonados, no máximo, dois leques por vez.

O controle do número de “LHDs” a ser retirado, no desmonte de cada leque, é acompanhado pelo supervisor de produção, levando em conta a previsão de produção feita pelo planejamento de mina.

Através do acompanhamento visual das frentes é possível distinguir o minério do estéril, sendo difícil a estimativa do teor, sendo que o material é direcionado, levando-se em conta a porcentagem de minério e estéril na massa desmontada.

O material é direcionado para o britador até que a proporção de minério atinja o valor de 50% do total desmontado. Dos 50% restantes, 25% são direcionados para a pilha de estoque na superfície, que mantém minério de teor entre 2,0 g/t e 5,0 g/t. Quando a proporção de minério cai para valores próximos de 25%, é considerado como minério marginal, de teor menor que 2,0 g/t, sendo parcialmente aproveitado ou descartado para estéril.

Durante a retirada de minério das frentes de lavra, são coletadas amostras do tipo “grab sample”. As amostras são enviadas para o laboratório de análise e os resultados são conhecidos no dia seguinte. Os resultados médios dos teores de alimentação do britador têm sido confirmados pela usina de beneficiamento, na amostragem feita antes da alimentação do moinho, com variação de mais ou menos 3,0%.

Na lavra do “Corpo C III”, blocos compreendidos entre o fundo da cava de superfície e o subnível 06 (SN-06), a recuperação foi de 88,0%, tendo sido extraídas 123.547,0t de minério, de uma reserva calculada em 140.613,0t. Atualmente a recuperação de lavra se mantém em 89%.



## 7 - DILUIÇÃO

A lavra subterrânea de uma jazida está inegavelmente associada com a diluição do minério. No item 3.4, desta dissertação, a diluição foi definida como sendo uma adição de estéril, ou minério de baixo teor, no minério lavrado. Diluição é também a ação de aumentar a tonelagem lavrada e reduzir seu teor. As figuras mostram o processo geral de criação da diluição (PLANETA & SZYMANSKY, 1996).

Durante a avaliação e a lavra do depósito existem duas fontes de diluição: diluição planejada (fig.15) e diluição adicional (fig.16).

A soma desses dois componentes constitui a diluição total, que é encontrada no minério lavrado (ROM). A diluição total é usada para determinar a reserva econômica de minério. Subdividindo-se a diluição em planejada, adicional e total podemos determinar a eficiência do método de lavra, para uma dada extensão do corpo de minério.

A diluição de planejamento resulta de estéril, ou minério de baixo teor, incorporado ao minério lavrável, como resultado do método de lavra e do desenho das aberturas. Pode ser gerada tanto pelos trabalhos de desenvolvimento, quando as dimensões das galerias são maiores que as dimensões do corpo mineralizado, quanto pelos trabalhos de lavra, na geração dos alargamentos de lavra (stopes), destacando-se dois casos:

- em depósitos tipo Lode (veios estreitos, resultantes de diminutas fissuras interligadas preenchidas pela mineralização);
- em depósitos maciços, onde as geometrias dos corpos são muito variadas.

Um fator que influencia fortemente na largura dos “stopes” é o porte dos equipamentos que trabalharão dentro deles.

A diluição adicional (diluição de operação) é aquela porção de estéril, ou minério de baixo teor, lavrada para fora ou além dos limites do alargamento planejado. Suas causas principais são:

- Deflexão (desvio) dos furos de desmonte;
- Manuseio do minério e do enchimento, quando é o caso;
- Abatimento do teto, por problemas geotécnicos – overbreakage.

Na mina de Fazenda Brasileiro o cálculo da diluição passou por uma evolução, sofrendo significativas modificações a partir de 1996:

a) Cálculo da Diluição (segundo procedimentos de 1991):

Ensaio preliminares determinaram que a diluição de planejamento representava 11% do minério, sendo que parte desse minério é lavrado através de lavra horizontal, nos subníveis, onde a seletividade consegue reduzir esse valor em 40%, decrescendo para 6,6%. A diluição de produção (diluição adicional), provocada por “overbreakage” foi estimada pelo planejamento de mina, no caso do “Corpo C”, em 3,3%.

Desta forma, a diluição total prevista seria da ordem de 10%, sendo este, portanto, o valor considerado para a diluição do “Corpo C”, no programa de produção.

O quadro 3 permite uma comparação entre o valor previsto para a diluição e o valor real da mesma, obtido com a lavra do subnível oito SN-08, do “Corpo C” (CHAVES, 1991).

DILUIÇÃO PLANEJADA  
INERENTE AO MÉTODO DE LAVURA

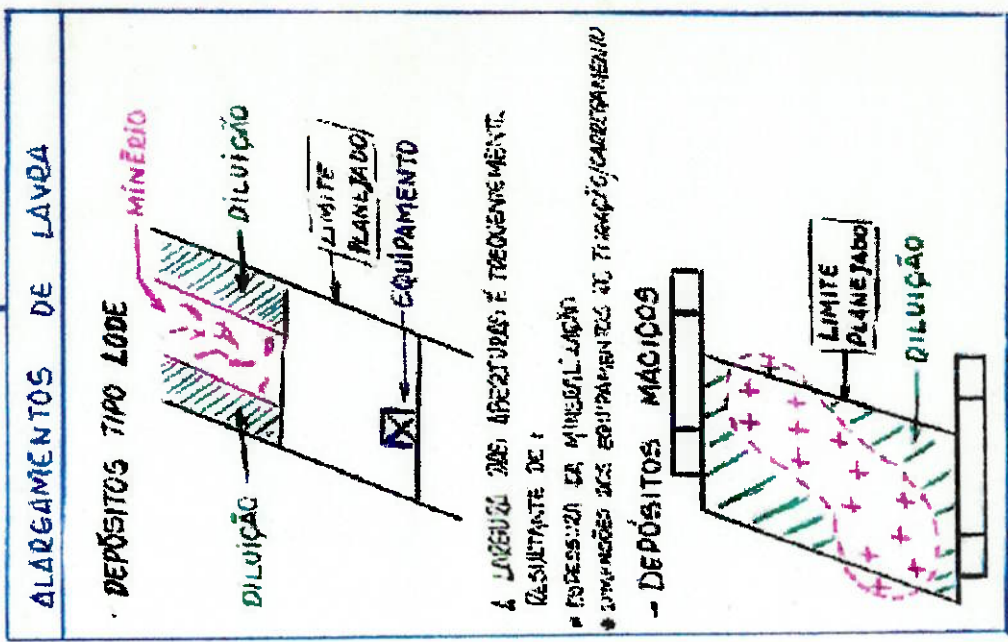
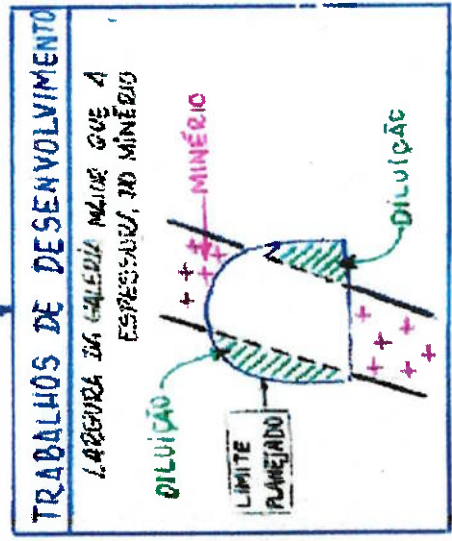


Figura 16: Ilustração das principais fontes de diluição planejada

Figura adaptada de PLANETA & SZYMANSKY

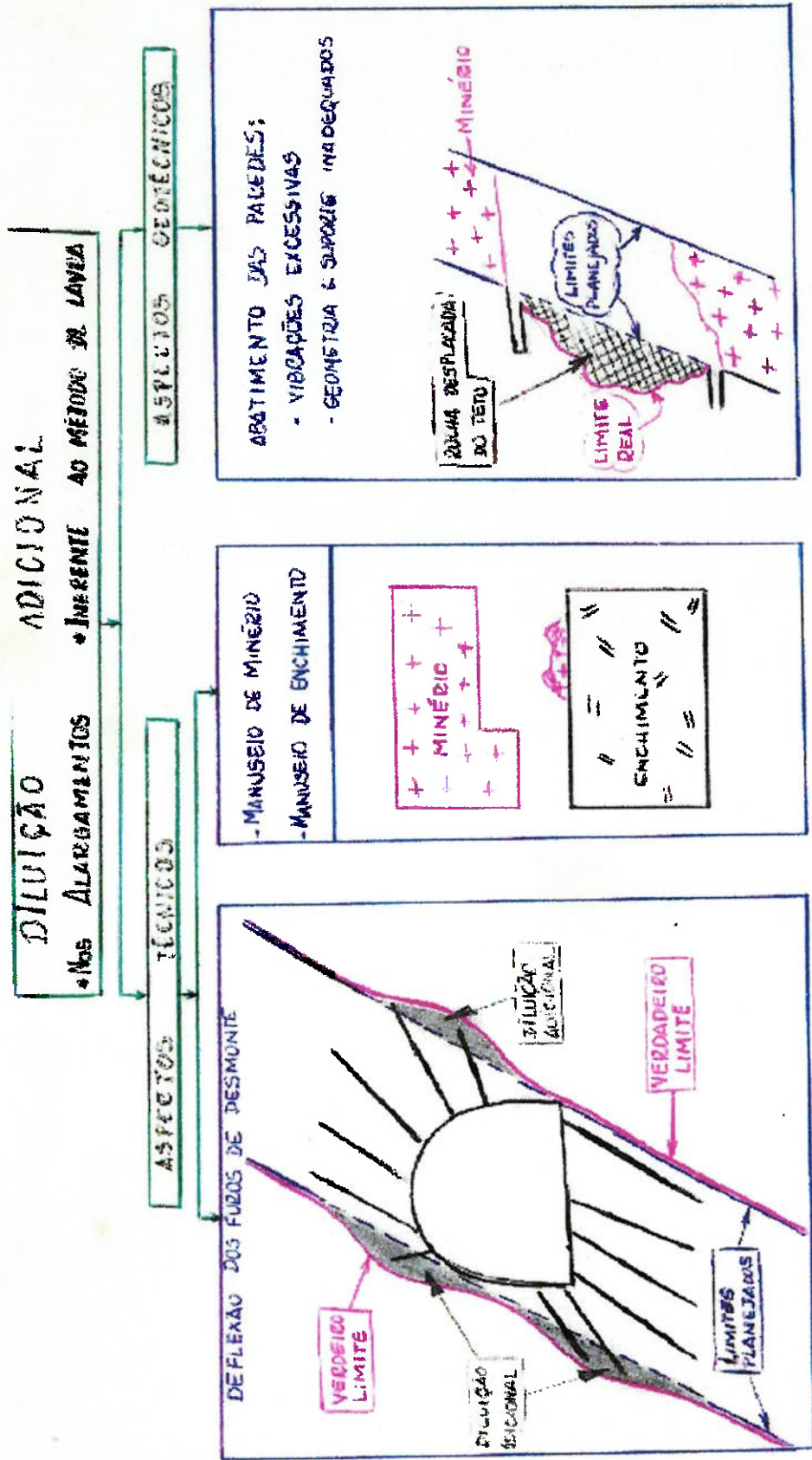


Figura 16: Ilustração das principais fontes de diluição adicional

Figura adaptada de PLANETA & SZYMANSKY, 1996

Nº PF	CMD				BRITADOR				TOTAL			
	MINÉRIO		DILUIÇÃO		MINÉRIO		DILUIÇÃO		MINÉRIO		DILUIÇÃO	
	t	g/t	t	g/t	t	g/t	t	g/t	t	g/t	t	g/t
21	72	3,28	69	1,73	430	3,32	92	2,62	522	4,96	161	2,23
24	46	13,00	23	1,59	1062	6,76	92	1,55	1108	7,02	115	1,56
17					1384	6,42	276	1,69	1384	6,42	276	1,69
18	160	4,74	92	2,50	374	6,20	276	1,83	1034	6,04	360	2,01
17	92	3,63	184	2,40	856	6,86	453	2,14	948	6,74	437	2,27
16	69	4,68	299	2,18	1463	7,90	322	2,12	1472	7,82	421	2,14
13			34	2,84	1322	4,76	368	2,02	1322	4,76	402	2,03
14			23	2,80	1299	5,45	368	1,85	1299	5,45	391	1,87
13			396	2,33	3639	6,72	385	2,40	3939	4,72	981	2,51
12	161	5,12	552	2,04	2299	5,16	494	2,28	2440	5,15	1046	2,15
43	484	4,26	150	1,34	2139	3,95	207	2,21	2623	3,63	357	1,92
44	46	13,00	42	1,60	4840	7,75	104	2,13	4886	7,01	226	2,03
45			191	1,66	2116	7,95	207	1,84	2116	7,95	390	1,75
58	223	6,64	234	1,83	2799	6,27	500	1,97	3022	6,29	734	1,92
59	195	3,26	235	0,94	2595	4,87	421	2,36	2770	4,75	854	1,97
60	322	5,94	368	2,27	391	5,14	104	2,25	713	5,48	552	2,26
42E					2606	9,36	210	2,47	2686	9,36	210	2,47
11E	92	5,65	184	2,59	1242	6,86	414	2,02	1334	6,77	598	2,75
TOTAL	1982	5,32	3076	2,36	33496	6,69	5853	2,18	35478	6,61	8929	2,13

QUADRO 3: Diferença entre diluição prevista e diluição real

Durante a extração do minério desse painel, totalmente direcionado para o britador, foi preciso redirecionar parte da produção para a pilha de superfície (CMD), devido a excesso de diluição. Este redirecionamento foi possível a partir da análise dos teores do material produzido (ROM).

De acordo com os dados apresentados no quadro 3, tem-se:

1 - Produção para o britador:

Material	Tonelagem (t)	Teor (g/t Au)	%
Minério	33496,0	6,69	85,0
Diluição	5853,0	2,18	15,0
TOTAL	39349,0	6,02	100,0

## 2 - Produção total (Britador + pilha CMD):

<b>Material</b>	<b>Tonelagem (t)</b>	<b>Teor (g/t Au)</b>	<b>%</b>
Minério	35478,0	6,61	80,0
Diluição	8929,0	2,13	20,0
<b>TOTAL</b>	<b>44407,0</b>	<b>5,71</b>	<b>100,0</b>

Considerando a diluição com teor zero, obtém-se:

$$D1 = [(6,69/6,02) - 1] \times 100 = 11,11\%$$

$$D2 = [(6,61/5,71) - 1] \times 100 = 15,76\%$$

A diluição de 15,76% corresponde ao valor total produzido, no entanto, considerando somente a produção enviada para o britador, a diluição se apresenta dentro do estimado para essa lavra, ou seja, próximo de 10%.

## b) Cálculo da Diluição (a partir de 1996):

Com o progresso da lavra para outros níveis do “Corpo C” e para outros corpos como D e E, cujas espessuras são menores que a do “Corpo C”, houve um significativo acréscimo da diluição, o que levou a modificar a metodologia de cálculo para a mesma.

Para um preciso controle da diluição, Fazenda Brasileiro possui hoje sofisticados equipamentos topográficos, a laser, que permitem fazer um levantamento rigoroso dos stopes ( alargamentos de lavra ), obtendo-se, assim, o volume total desmontado por stope.

Hoje trabalha-se com uma diluição planejada de 15%, chegando-se, na prática, a uma diluição total com valores próximos de 25%, para uma recuperação de lavra de 89%.

A figura 17 mostra a metodologia atual para cálculo da diluição (GIMIW - SUMEN / CVRD, 1996).

Os dados da sondagem a partir da superfície, mais os dados da fase de detalhamento, resultantes da abertura das galerias dos níveis e dos subníveis e da sondagem subterrânea, permitem delimitar o contorno da mineralização, considerada como recurso geológico.

Os parâmetros econômicos e geotécnicos permitem delimitar os alargamentos de lavra (stopes), obtendo-se, assim, a reserva lavrável.

As operações de desmonte e carregamento vão gerar os alargamentos reais, cujo material desmontado constitui o “ROM”, onde podem acontecer perdas de minério, adição de estéril por ultraquebra, etc.

Sabe-se que, quanto menor a espessura do minério, maior será a diluição total, pois os “stopes” terão que manter uma geometria e dimensões tais, que sejam compatíveis com a segurança da lavra, porte dos equipamentos e capacidade de produção dos mesmos. Nesse caso, a diluição de planejamento é a principal responsável pelos aumentos, sendo uma consequência de fatores naturais, que não estão sujeitos à atuação do planejador. Por outro lado, pode-se reduzir a diluição total minimizando a diluição de operação. Nessa parcela da soma ( diluição total = diluição de planejamento + diluição de operação ) o planejador pode e deve atuar. As principais variáveis a controlar são:

- controle das operações de desmonte, principalmente do uso de explosivos;
- controle das operações de carregamento, evitando perder minério desmontado ou carregar estéril, pensando ser minério;

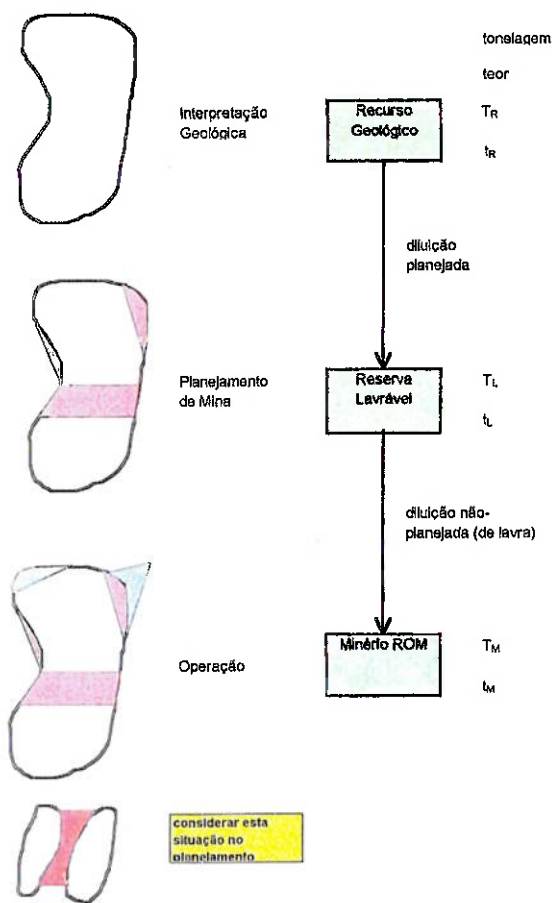


- controle da estabilidade do teto, introduzindo os suportes adequados, no momento mais oportuno, evitando-se, com isso, indesejáveis deslocamentos da rocha do teto (capa);
- adoção de um método de lavra mais seletivo e que minimize a diluição de operação, como o Corte e enchimento, por exemplo, etc.

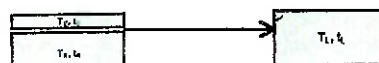
É claro que o controle de todas essas variáveis nem sempre é economicamente conveniente, mas o aumento descontrolado da diluição total trará sérias conseqüências, sobrecarregando a usina de beneficiamento com um "ROM" fora das especificações desejadas, além dos óbvios reflexos financeiros.

em: 08/01/97 por: RLR / PD

Considerando-se a evolução de um recurso até seu aproveitamento final, tem-se



Na passagem de uma determinada porção da mineralização de recurso para reserva lavrável, tem-se a situação figurada abaixo:



Se a recuperação de planejamento é de 100%, o conteúdo metálico é mantido.

Se  $t_E = 0$ , tem-se

$$T_L \cdot t_L = T_R \cdot t_R$$

pelo diagrama acima,

$$T_L = T_R + T_E$$

$$(T_R + T_E) \cdot t_L = T_R \cdot t_R$$

por definição,

$$d = T_E / T_R$$

logo

$$T_E = d \cdot T_R$$

então,

$$(T_R + d \cdot T_R) \cdot t_L = T_R \cdot t_R$$

desenvolvendo,

$$T_R \cdot (1 + d) \cdot t_L = T_R \cdot t_R$$

$$t_L = t_R / (1 + d)$$

Se a recuperação de planejamento é diferente (em geral menor que) 100%, há uma quebra de massa de  $r_p\%$  e vale a relação

$$T_L = r_p \cdot T_R$$

Na lavra de uma determinada porção da reserva lavrável, o processo é análogo e tem-se:

$$t_M = t_L / (1 + d_o)$$

Se a recuperação de lavra é diferente (em geral menor que) 100%, há uma quebra de massa de  $r_o\%$  e vale a relação

$$T_M = r_o \cdot T_L$$

Considerando-se todo o processo,

$$t_M = t_R / ((1 + d_p) \cdot (1 + d_o))$$

e

$$T_M = r_o \cdot r_p \cdot T_R$$

Figura 17: Metodologia de cálculo da diluição a partir de 1996

## 8 - RECOMENDAÇÕES

Como contribuição ao aprimoramento das metas a alcançar e dos procedimentos a adotar em Fazenda Brasileiro, serão feitas algumas recomendações e/ou sugestões à equipe do planejamento de lavra:

- 1ª) O uso de “grab samples”, nos controles de produção do desenvolvimento e da lavra, deve ser substituído por uma amostragem sistemática, nos pontos de carregamento dos caminhões. Isto porque uma “grab sample” é muito aleatória e pouco representativa, podendo conduzir a direcionamentos inadequados daquelas produções.
- 2ª) Os dados geomecânicos, embora constantes do banco de dados, têm sido pouco utilizados. Com o aprofundamento da lavra e ampliação dos vazios gerados pela lavra simultânea de vários corpos, devem começar a surgir problemas de estabilidade e intensificação dos deslocamentos da rocha do teto, o que interfere com a segurança da lavra e com o controle da diluição. Portanto, recomenda-se uma monitoração mais intensa dos aparelhos de medição e uma coleta mais freqüente de dados, que serão úteis também no planejamento dos novos alargamentos de lavra (stopes).
- 3ª) Observou-se, nas sucessivas visitas feitas, uma prática pouco recomendável na detonação dos leques de desmonte da lavra vertical. Nas primeiras visitas foram encontrados muitos leques carregados há vários dias, sem estarem tamponados e sem ter sido detonados. Nas últimas visitas, constatou-se o abandono daquela prática nociva, sendo carregados e detonados em seguida, no máximo dois leques por vez. Entretanto, eles continuam não sendo tamponados. Ora, como é utilizado um explosivo granulado, tipo ANFO, e sendo os furos ascendentes, mesmo que o carregamento se faça a altas pressões, nos carregadores pneumáticos, com o passar das horas, devido a variadas

vibrações no ambiente, o explosivo começa a se desprender e a correr para fora dos furos. Quando forem detonar aqueles furos, a carga ali existente não será mais inicialmente colocada dentro dos furos. Como consequência, resultarão as indesejáveis “pontes” e matacões. Recomenda-se, portanto, o tamponamento sistemático dos furos. Talvez um tampão feito com brita nº 1 seja viável de se utilizar.

4ª) Um fato concreto em Fazenda Brasileiro é o aumento da diluição na lavra dos novos corpos de minério, menos potentes que o “Corpo C”. Outro fato concreto é o aumento dos custos de produção, pelo menos até que se possa utilizar o poço vertical de acesso em construção. A curto prazo, acredita-se que não ocorrerá uma alta significativa do preço do ouro. Sabe-se que uma série de medidas foram e serão tomadas, com vistas a controlar o aumento desses custos, dentre outras, destacam-se:

- aumento do porte dos caminhões e das “LHDs”, visando reduzir os custos operacionais;
- utilização de um novo tipo de pilão na “lavra horizontal”, para aumentar a eficiência do desmonte por explosivos;
- construção do poço vertical de acesso, visando diminuir os custos de transporte;
- aumento da distância vertical dos níveis, de 40m para 75m e dos subníveis, de 13,3m para 15m, visando reduzir os custos de desenvolvimento e de lavra, etc.

Entretanto, existem dois fatores que são considerados preocupantes:

- o método de lavra atualmente utilizado, Alargamentos Abertos por Subníveis, é pouco seletivo e não contribui para minimizar as diluições;
- o aumento do teor de corte para a lavra subterrânea, que seria uma solução tecnicamente viável, do ponto de vista econômico é catastrófica, reduzindo drasticamente as reservas lavráveis.

Acredita-se que, a médio prazo, deva ser estudada a adoção de um novo método de lavra, mais seletivo e que possibilite maiores recuperações. Talvez o Método de Corte e Enchimento, que ainda pode contribuir para minimizar os impactos ambientais, causados por barragens de rejeitos e pilhas de estéreis.

Acredita-se que o crescente aperfeiçoamento das técnicas de amostragem, tanto nos furos de perfuratriz como de materiais desmontados, bem como uma melhor compreensão da variabilidade dos corpos minerais, constituirão uma poderosa ferramenta de otimização de operações, que o planejamento da lavra, a perfuração e o carregamento dos furos, terá em mãos. Salienta-se que todas essas informações passam por um aprimorado reconhecimento das características geológicas e estruturais da mineralização.

## 9 – CONCLUSÕES

1ª) Até dezembro de 1966 foram feitos maciços investimentos em pesquisa mineral, na área de Fazenda Brasileiro, totalizando US\$ 22,827,994.61 (tab. 1). Como retorno desses e de outros investimentos (desenvolvimento, lavra, etc.), foram produzidas 33,83t de ouro. O quadro 4 fornece o cronograma físico-financeiro, até o ano 2001, com investimentos de mais US\$ 24,576,000.00 em pesquisa mineral, totalizando US\$ 47,403,994.61. Cabe observar que à época da elaboração desse quadro, a CVRD ainda era uma empresa estatal (dezembro/1996).

CRONOGRAMA FÍSICO - FINANCEIRO PARA PESQUISA GEOLÓGICA / 1997

SERVIÇOS	UNID.	MESES					TOTAL	
		1967	1968	1969	2000	2001		
Abertura de Trinchas	m	36.000,0	13.000,0				49.000,0	
	US\$	108.000,0	39.000,0				147.000,0	
Sondagem Subsolo	m	42.000,0	42.000,0	42.000,0	42.000,0	42.000,0	210.000,0	
	US\$	1.590.000,0	1.590.000,0	1.590.000,0	1.590.000,0	1.590.000,0	7.950.000,0	
Sonagem Superfície	m	36.000,0	36.000,0	18.500,0	14.400,0	12.000,0	115.200,0	
	US\$	3.420.000,0	3.420.000,0	1.850.000,0	1.440.000,0	1.200.000,0	11.180.000,0	
GEOLÓGICA	CSAANT	Km	50,0	40,0				90,0
		US\$	160.000,0	120.000,0				280.000,0
	T.E.M.	Km	32,0	32,0				64,0
		US\$	1.000,0	1.000,0				2.000,0
Trator p/ Praça de Jarda e Picada	Ub	54.000,0	54.000,0	480.000,0	480.000,0	480.000,0	1.548.000,0	
Mão de Oera, Materiais Armadragem e Outros	US\$	660.000,0	840.000,0	660.000,0	660.000,0	660.000,0	3.480.000,0	
TOTAL US\$		5.993.000,0	8.084.000,0	4.410.000,0	4.170.000,0	3.830.000,0	24.567.000,0	

C - Carlo M  
 FW - F. Weber  
 LG - Lagoa do Gato  
 LN - Lagoa Norte  
 CSA - Continuidade da Serra Azul  
 BB - Barrocas Oeste/Bandeira  
 PP - Pau a Figueira  
 SA - Serra Azul  
 AP - Almirante  
 DS - Domo de Salicristallo

### QUADRO 4: Cronograma físico-financeiro para pesquisa geológica

Face ao montante de investimentos em pesquisa mineral e desenvolvimento exploratório, a quantidade e qualidade das informações repassadas ao planejamento de lavra é ampla e diversificada propiciando a geração de um volumoso banco de dados.

2ª) A metodologia utilizada na amostragem dos corpos de minério e o tratamento que é dado às amostras, obedece a padrões internacionais, o que assegura qualidade, fidelidade e representatividade às informações, entretanto, face à complexidade da mineralização, necessita-se, ainda, de maiores cuidados na interpretação dos resultados, para obter estimativas confiáveis e um planejamento eficiente.

3ª) A irregularidade morfológica dos corpos de minério de Fazenda Brasileiro ainda é um desafio para os geólogos e engenheiros de minas do planejamento e, mesmo dispondo de um volumoso banco de dados e sofisticados recursos computacionais, necessita-se aprimorar o "modelo" dos corpos de minério que compõem a jazida, pois as interpretações, ocasionalmente, mostraram-se imperfeitas, conduzindo a decisões equivocadas.

4ª) O abandono dos métodos de lavra iniciais, de abatimento controlado do teto, foi uma decisão correta, confirmada por um melhor conhecimento do "modelo" da jazida e de suas características geomecânicas.

5ª) É conveniente adotar um método de lavra mais seletivo e que minimize as diluições, principalmente para a lavra dos corpos de minério mais estreitos e para trechos em que o minério se dispõe em lentes ou charutos estreitos, mais ou menos paralelos, intercalados com material estéril.

## REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ALATALO, R.; HEDEN, H.; RONNBACK, L. Large scale sublevel caving in LKAB Maimberget mine. In: INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON LARGE SCALE UNDERGROUND MINING, Lulea, 1985. **Large scale underground mining: proceedings** ; ed. by G. Almgren. Lulea, Centek, 1985. p. 139-43.
- CHAVES, J. L. **Técnicas de controle de qualidade aplicadas na exploração dos corpos mineralizados de Fazenda Brasileiro**. Relatório interno da DIGEW. Fazenda Brasileiro, CVRD-BA, 1991. 19p. \*
- ELBRAND, J. **Ore losses, rock dilution and recovery in estimation design and operation**. Montreal, Canadá, 1986.
- FALCONE, P.R.M. **Diretrizes para a estimativa de recursos e reservas**. Fazenda Brasileiro, CVRD / SUMEN, 1992. 27 p. (Relatório Interno). \*
- GIMIW-SUMEN / CVRD. **Estimativa de reserva das minas de ouro da gerência geral de mineração**. Fazenda Brasileiro, 1996. 42p. (Relatório Interno).\*
- JULIN, D.; KVAPIL, R. In: **Underground mining methods handbook – Caving methods**. Section 4, p.873 - 997. Hustrulid, W. A., ed. N. York, SME-AIME, 1982. 282p.
- LUCAS, J.R.; HAYCOCKS, C. Underground mining systems and equipment. In: GIVEN, I.A., ed. **Mining engineering handbook**. New York, AIME, 1973. v.1, sec. 12, p.12 –1/12-262.
- MAIA, J. **Notas de aula de mineração IV**. Ouro Preto, Ed. UFOP, 1978. 105p. (apostila).

- MARQUES, C.G.M. **Projeto Santa Luz**. Relatório I. Área Weber. Rel. I. DOCEGEO, 1979. (Relatório Interno).\*
- PEELE, R. **Mining engineers' handbook**. N. York, John Wiley, 1961.
- PLANETA, S; SZYMANSKY, J. Ore dilution in underground mines - interpretation and evaluation problems. In: **Mine planning and equipment selection**, Rotterdam, 1996. eds. Hennies, W. T.; Ayres da Silva, L. A. & Chaves, A. P. Balkema, Rotterdam, 1996. p.71-9.
- SME. **A guide for reporting exploration information, resources and reserves**. New York, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, SME, 1991. p. 379-84.
- SUMEN / GITEW. **Projeto básico da mina subterrânea de Fazenda Brasileiro**. Teofilândia, 1986. 73p. (Relatório Interno).\*
- SUMEN / GITEW. **Reavaliação das reservas de ouro da mina de Fazenda Brasileiro**. Teofilândia, 1986. 55p. (Relatório encaminhado ao DNPM).\*
- VIAL, D.S. **Geologia da mina de Fazenda Brasileiro**. Teofilândia, 1986. 32p. (Relatório Interno).\*
- YAMAMOTO, J.K; ROCHA, M.M. **Revisão e recomendações para o cálculo e classificação de reservas**. Revista Brasileira de Geociências, 1996. v.26, n.4, p. 244-52.

\* Documento acessível mediante autorização da empresa.



**BIBLIOGRAFIA RECOMENDADA**

- ANNELS, A.E. **Mineral deposit evaluation - a practical approach**. London, Chapman & Hall, 1995.
- CHAMPGNY, N; ARMSTRONG, M. Geostatistics for the estimaton of gold deposits – a review and survey of current practice up to 1989. **Mineralium Deposita**, v.28, n.4, p.279-82, 1993.
- DAVID, M. Dilution and geostatistics. **CIM - Bulletin**, Montreal, 1988. v. 81, p.29-35.
- DAVID, M.; TOH, E. Grade control problems dilution and geostatistics - choosing the required quality and number for grade control. **CIM - Bulletin**, Montreal, 1989. v.82, p.53-60.
- DEUTSCHE, C. Mineral inventory estimation in vein type gold deposits - case study on the Eastmain Deposit. **CIM - Bulletin**, Montreal, 1989. v.82, p.62-67.
- DNPM. **Métodos e técnicas de pesquisa mineral**. Brasília, 1985. 355p.
- DNPM e CVRD. **Principais depósitos minerais do Brasil**. Brasília, 1988. v.3, p. 431-44.
- DNPM. **Relatório de pesquisa de Fazenda Brasileiro**. Alvará N° 3 329/DNPM 802 206/75, 1985.
- ERICKSON JR, A. J. **Applied mining geology**. New York, AIME, 1984.
- GUIDICINI, G.; NIEBLE, C.M. **Estabilidade de taludes naturais e de escavação**. São Paulo, 1984. Edgard Blücher, 2ª ed., 194p.
- HARTMAN, H.L. **Introductory mining engineering**. New York, John Wiley & Sons, 1987.
- JONES, M..J. **Geological mining and metallurgical sampling**. London, Institution of Mining and Metallurgy, 1974.

- KREITER, V.M. **Geological prospecting and exploration**. Moscou, MIR pub., 1968.
- KWA, B.L.; MOUSSET, J.P.F. **Mineral reserve estimation of gold deposits** - a survey of practices. London, Inst. Min. and Metall., 1986.
- MACKINSTRY, H. E. **Mining geology**. New York, Prentice Hall Inc, 1949.
- MAIA, J. **Pesquisa mineral** - Abertura de acessos e galerias. Ouro Preto, Ed. UFOP/PLANFAP, 1974. 282p. (Apostila).
- MAIA, J. **Pesquisa mineral** - Mapeamentos geológicos e topográficos. Ouro Preto, Ed. UFOP, 1979. 255p. (Apostila).
- MARANHÃO, R. J. L. **Introdução à pesquisa mineral**. 3. ed. Fortaleza, Banco do Nordeste do Brasil, 1985.
- PARK, J. A. **Text-book of mining geology**. London, Charles Griffin & Company Limited, 1984.
- PARKS, R. **Examination and valuation of mineral property**. Massachusetts, Addison-Wesley, 1967.
- PULKKINEN, J.; FRII, J. Sublevel stoping in Kotalahti mine – a case history. In: INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON LARGE SCALE UNDERGROUND MINING, Lulea, 1985. **Large scale underground mining**: proceedings; ed. by G. Almgren. Lulea, Centek, 1985. p. 145-55.
- SAD, J. H. G. **Fundamentos sobre a variabilidade dos depósitos minerais**. Belo Horizonte, DNPM/CPRM - GEOSOL, 1986. 141p.
- SANDIER, G. **Mise en valeur de gisements métallifères**. Paris, Masson, 1962.
- STOCES, B. **Elección y crítica de los metodos de explotación em minería**. Barcelona, Omega, 1963.

TRUSCOTT, S. J. **Mine economics**. London, Mining Publications LTD. Salisbury House, 1937.

VALENTE, J.M.G.P. **Geomatemática - Lições de Geoestatística**. Ouro Preto, Ed. Fundação Gorceix, vol. III e IV, 1982.