

LEONCIO TEOFILO CARNERO CARNERO

**METODOLOGIA CONSTRUTIVA DO POÇO DE PRODUÇÃO DA
MINA FAZENDA BRASILEIRO - CVRD**

Tese apresentada à Escola Politécnica da
Universidade de São Paulo para obtenção do
título de Doutor em Engenharia.

São Paulo

2000

LEONCIO TEOFILO CARNERO CARNERO

**METODOLOGIA CONSTRUTIVA DO POÇO DE PRODUÇÃO DA
MINA FAZENDA BRASILEIRO - CVRD**

Tese apresentada à Escola Politécnica da
Universidade de São Paulo para obtenção do
título de Doutor em Engenharia.

Área de Concentração: Engenharia Mineral

Orientador: Prof. Dr. Fernando Fujimura

São Paulo

2000

Carnero, Leoncio Teofilo Carnero

**Metodologia Construtiva do Poço de Produção da Mina
Fazenda Brasileiro - CVRD. São Paulo: 2000**

**Tese (Doutorado) - Escola Politécnica da Universidade
de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas.**

**1. Mineração - CVRD. 2. Mineração -. Poço de
produção da Mina Fazenda Brasileiro. 3. Metodologia
Construtiva. I Universidade de São Paulo. Escola
Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas. II. t**

À Angélica, Nora, Omar e Mericita

Razão e estímulo de superação

À memória de minha mãe

Mery Laura, de Luís e

Maria Mazzarello

Meu Pai e Irmãos

AGRADECIMENTOS

- Especial agradecimento ao Prof. Dr. Fernando Fujimura, grande Mestre e Orientador, pelo apoio, incentivo e permanente orientação no desenvolvimento desta tese.
- Aos Prof. Dr. Antonio Stellin Junior e Prof. Dr. Lindolfo Soares, pela amizade, recomendações e críticas da pesquisa no exame de qualificação.
- Ao Prof. Dr. Wildor Theodoro Hennies, pela confiança, amizade e sugestões sobre a pesquisa.
- Ao Prof. Dr. Lineu Azuaga Ayres da Silva, pelo apoio, recomendações e amizade no Departamento de Engenharia de Minas da EPUSP.
- Ao Prof. Dr. Helmut Born, Mestre e amigo, pelo apoio e amizade.
- Ao Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves, pelo incentivo e permanente amizade
- Ao Prof. Dr. Eldon Azevedo Masini, pela amizade na Escola Politécnica.
- Ao Prof. Dr. Jose Renato B. de Lima, pelo apoio e amizade na EPUSP.
- Ao Prof. Homero Delboni Junior, Coordenador da pós-graduação, pela amizade.
- Aos engenheiros da Companhia Vale do Rio Doce da mina Fazenda Brasileiro, Ruy Lacourt Rodrigues, Alexandre Dietlef e aos geólogos Roberto Albuquerque, Carlos M. Assis e Paulo H. Orlandi, pela recepção hospitaleira nas visitas técnicas, suporte material e fornecimento de dados e informações.
- A Maria Cristina Martinez Bonesio, pelo apoio na pesquisa e revisão das referências bibliográficas.
- Aos colegas Eduardo Sansone, Marcelo e Eder, pelo apoio no laboratório de Mecânica de Rochas e no Laboratório LAPDEM, do Departamento de Engenharia de Minas.
- Aos colegas da pós-graduação do Departamento de Engenharia de Minas da EPUSP, pela amizade e apoio na Escola Politécnica.
- Aos técnicos de laboratórios, funcionários pelo apoio nos trabalhos de testes e ensaios.
- Ao Programa CAPES/DEMANDA SOCIAL, pelo apoio com a bolsa de estudo.

SUMÁRIO

Lista de figuras

Lista de fotos

Lista de tabelas

Lista de abreviaturas

Lista de símbolos

Resumo

“Abstract”

| | | |
|----------|---|----------|
| 1 | INTRODUÇÃO | 1 |
| 1.1 | Objetivos | 3 |
| 1.2 | Organização da tese | 3 |
| 1.3 | Fontes de consulta | 4 |
| 1.4 | Resenha histórica da CVRD | 5 |
| 2 | REVISÃO BIBLIOGRÁFICA | |
| 2.1 | Generalidades | 13 |
| 2.2 | Poços na mineração | 18 |
| 2.3 | Projeto e construção de poços de mina | 19 |
| 2.3.1 | Fatores geológicos e geotécnicos | 21 |
| 2.3.2 | Relevo e mergulho dos corpos de minério | 21 |
| 2.3.3 | Fatores funcionais | 22 |
| 2.4 | Métodos de escavação | 23 |

| | | |
|----------|---|-----------|
| 2.4.1 | Método convencional | 23 |
| 2.4.2 | Métodos mecânicos | 23 |
| 3 | MINA FAZENDA BRASILEIRO | 26 |
| 3.1 | Localização e acesso | 27 |
| 3.2 | Clima e recursos da região | 29 |
| 3.3 | Geologia local do depósito | 30 |
| 3.3.1 | Tipos litológicos | 31 |
| 3.3.2 | Geologia estrutural | 33 |
| 3.3.3 | Depósito mineral | 34 |
| 3.3.4 | Reservas minerais | 36 |
| 3.4 | Métodos de lavra | 37 |
| 3.5 | Planejamento operacional da mina | 38 |
| 3.5.1 | Trabalhos de desenvolvimento subterrâneo | 39 |
| 3.5.2 | Detalhamento do corpo mineral | 40 |
| 3.5.3 | Galerias de lavra | 41 |
| 3.6 | Concentração de minerais | 43 |
| 3.7 | Mina e meio ambiente | 44 |
| 3.8 | Organograma da mina Fazenda Brasileiro (CVRD, 1997) | 46 |
| 4 | PARÂMETROS GEOMECÂNICOS DA MINA | 47 |
| 4.1 | Caracterização geotécnica e geomecânica | 49 |
| 4.1.1 | Coleta de dados e mapeamento geotécnico | 49 |
| 4.1.2 | Classificação geomecânica preliminar | 54 |
| 4.2 | Ensaio de laboratório em rocha intacta | 56 |
| 4.2.1 | Ensaio de compressão simples (R_c) | 56 |
| 4.2.2 | Módulo de elasticidade em compressão simples | 59 |
| 4.2.3 | Módulo de elasticidade em compressão triaxial | 60 |
| 4.2.4 | Coefficiente de Poisson | 61 |
| 4.2.5 | Resistência à tração (R_t) | 61 |

| | | |
|----------|--|-----------|
| 4.3 | Parâmetros de Hoek; Brown (1980 e modificações) | 62 |
| 4.4 | Parâmetros geomecânicos dos maciços rochosos | 63 |
| 4.4.1 | Resistência à compressão (R_{cm}) | 63 |
| 4.4.2 | Módulo de deformabilidade (E_m) | 64 |
| 4.4.3 | Resistência à tração (R_{tm}) | 64 |
| 4.4.4 | Parâmetros de resistência ao cisalhamento | 65 |
| 4.5 | Estado de tensão dos maciços rochosos | 67 |
| 4.5.1 | Determinação no campo | 68 |
| 4.6 | Modelo geomecânico da mina Fazenda Brasileiro | 69 |
| 5 | PROJETO DO POÇO DE PRODUÇÃO DA MINA | 71 |
| 5.1 | Estudo de viabilidade: poço × rampas | 72 |
| 5.2 | Características operacionais do poço de produção | 75 |
| 5.3 | Localização do poço e escavações auxiliares | 76 |
| 5.4 | Estudos geológicos-geotécnicos do local do poço | 77 |
| 5.5 | Perfuração do poço de produção | 77 |
| 5.5.1 | Metodologia construtiva | 78 |
| 5.5.2 | Alargamento do diâmetro do poço | 79 |
| 5.5.3 | Escavações auxiliares do poço | 82 |
| 5.6 | Torre de içamento | 82 |
| 5.7 | Guincho de fricção | 84 |
| 5.8 | Cabos de aço | 86 |
| 5.9 | Dados e condições operacionais do esquipe | 87 |
| 5.9.1 | Dados relativos à produção: na primeira etapa | 88 |
| 5.9.2 | Transporte de pessoal | 88 |
| 6 | REFORÇO E SUPORTE DE MACIÇOS ROCHOSOS | 89 |
| 6.1 | Técnicas de reforço por atirantamento | 90 |
| 6.2 | Metodologia de aplicação dos chumbadores | 92 |
| 6.3 | Metodologia de aplicação dos “cable bolts” | 92 |

| | | |
|----------|--|------------|
| 6.4 | Revestimento com concreto projetado | 93 |
| 6.5 | Reforços especiais | 94 |
| 7 | SIMULAÇÕES POR TÉCNICAS COMPUTACIONAIS | 95 |
| 7.1 | Parâmetros geomecânicos na modelagem | 96 |
| 7.2 | Simulação da lavra subterrâneas | 97 |
| 7.2.1 | Programa COSMOS /M | 98 |
| 7.2.2 | Programa PHASES | 104 |
| 7.2.3 | Programa UNWEDGE | 107 |
| 7.2.4 | Programa SAFEX | 108 |
| 8 | CONCLUSÕES E CONSIDERAÇÕES FINAIS | 114 |
| | REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS | 116 |
| | ANEXO A: Instruções de supervisão e controle operacional. | 123 |
| | ANEXO B : Plantas e Desenhos. | 129 |

LISTA DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| Figura 2.1 – Sistema de içamento através de um poço de mina (HAMRIN, 1982). | 20 |
| Figura 3.1 – Mapa de localização da mina Fazenda Brasileiro (CVRD, 1997). | 28 |
| Figura 3.2 - Mapa geológico da Faixa Weber (modificado de Teixeira, 1984. In: SANTOS , et al. 1988). | 30 |
| Figura 3.3 – Mapa geológico do subnível 8, corpo C (SANTOS et al., 1988). | 32 |
| Figura 3.4 – Perfil longitudinal de alguns corpos minerais (SANTOS et al., 1988). | 34 |
| Figura 3.5 – Perfil geológico transversal mostrando os corpos de mineral próximos à camada CLX (SANTOS et al., 1988). | 35 |
| Figura 3.6 – Seqüência de operações – método de realce aberto em subníveis (CVRD, 1997). | 38 |
| Figura 3.7 – Posição da galeria de lavra e realce com relação ao xisto grafitoso (SOUZA, et al., 1997). | 42 |
| Figura 3.8 – Fluxograma do processo de tratamento do ouro (CVRD, 1997). | 44 |
| Figura 4.1 – Procedimento para definição dos tipos de maciços através de sondagem rotativa (CVRD, 1997). | 50 |
| Figura 4.2 – Procedimento padrão para definição dos tipos de maciços rochosos a partir do mapeamento (CVRD, 1997). | 51 |
| Figura 4.3 – Mapa geotécnico da galeria (ALBUQUERQUE, et al. 1990). | 52 |
| Figura 4.4.- Tipologia dos maciços rochosos de Fazenda Brasileiro (CVRD, 1997). | 53 |
| Figura 4.5 – Modelo geomecânico da Fazenda Brasileiro (CVRD, 1997). | 69 |
| Figura 5.1 – Esquema de transporte na expansão da mina Fazenda Brasileiro (CVRD, 1995). | 74 |
| Figura 5.2 – Perfil esquemático do sistema de transporte por poço na mina Fazenda Brasileiro (CVRD, 1995). | 74 |
| Figura 5.3 – Esquema de transferência de cargas (CVRD, 1995). | 75 |

| | |
|--|-----|
| Figura 5.4 – Escavações auxiliares do poço de produção da mina Fazenda Brasileiro (BRITO, 1998). | 76 |
| Figura 5.5 – Esquema de perfuração do poço com uma “raise boring”. | 78 |
| Figura 5.6 – Esquema da galeria de retirada de entulhos do poço EL – 383 m. | 79 |
| Figura 5.7 – Instalação dos equipamentos no interior do poço (CVRD, 1999a). | 87 |
| Figura 6.1 – Mapa de localização de tratamentos no nível 400 (BRITO, 1998). | 91 |
| Figura 6.2 – Esquema de instalação de “cable bolts”. | 93 |
| Figura 6.3 – Reforços especiais no fundo do poço (BRITO, 1998). | 94 |
| Figura 7.1 – Malha com 1755 pontos nodais e 1815 elementos planos. | 99 |
| Figura 7.2 – Representação do realce lavrado logo abaixo da cava. | 99 |
| Figura 7.3 – Campo inicial de tensões horizontais assumido no modelo. | 100 |
| Figura 7.4 – Campo inicial de tensões verticais assumido no modelo. | 100 |
| Figura 7.5 – Detalhe das tensões horizontais na região do realce aberto. | 101 |
| Figura 7.6 – Detalhe das tensões verticais na região do realce aberto. | 102 |
| Figura 7.7 – Detalhe das tensões horizontais após desabamento do realce. | 103 |
| Figura 7.8 – Detalhe das tensões verticais após desabamento do realce. | 103 |
| Figura 7.9 – Distribuição da tensão principal maior. | 105 |
| Figura 7.10 – Distribuição da tensão principal menor. | 105 |
| Figura 7.11 – Deslocamentos totais em torno do poço. | 106 |
| Figura 7.12 – Fatores de segurança e zona de plastificação. | 106 |
| Figura 7.13 – Mostra a formação das cunhas na parede do poço. | 108 |
| Figura 7.14 – Relação dos tipos e formas de blocos na estabilidade das escavações (THOMPSON; WINDSOR, 1992). | 109 |
| Figura 7.15 – Tipos de blocos segundo conceito de blocos “removíveis” (WINDSOR; THOMPSON, 1992). | 110 |

LISTA DE FOTOS

| | |
|--|----|
| Foto 1 – Sistema de carga e transporte por caminhões basculantes. | 37 |
| Foto 2 – Cava sendo preenchida com estéril. | 45 |
| Foto 3 – Alargamento do diâmetro na embocadura do poço. | 80 |
| Foto 4 – Colar do poço com estrutura de concreto armado. | 81 |
| Foto 5 – Instalação do primeiro módulo da torre de içamento. | 83 |
| Foto 6 – A torre de içamento completamente montada. | 83 |
| Foto 7 – Instalações da correia transportadora de minério no sentido da usina. | 84 |

LISTA DE TABELAS

| | |
|---|-----|
| Tabela 3.1 – Reservas de minério sulfetado da mina Fazenda Brasileiro. | 36 |
| Tabela 3.2 – Reservas de minério oxidado da mina Fazenda Brasileiro. | 36 |
| Tabela 4.1 – Perfil geotécnico de um furo de sondage (Albuquerque et al., 1990). | 54 |
| Tabela 4.2 – Caracterização dos tipos de maciços da Fazenda Brasileiro (CVRD, 1997). | 55 |
| Tabela 4.3 – Resistência à compressão simples (R_c). | 56 |
| Tabela 4.4 – Descrição do tipo de ruptura observados na R_c . | 57 |
| Tabela 4.5 – Resistência à compressão por tipos de ruptura. | 57 |
| Tabela 4.6 – Valores adotados na mina Fazenda Brasileiro segundo diferentes graus de intemperismo (CVRD, s.d.). | 58 |
| Tabela 4.7 – Módulo de elasticidade (E) MPa (CVRD, s.d). | 59 |
| Tabela 4.8 – Valores dos módulos de elasticidade. | 60 |
| Tabela 4.9 – Valor médio de E. | 60 |
| Tabela 4.10 – Influência da xistosidade na resistência à tração (R_t). | 61 |
| Tabela 4.11 – Valores adotados da influência da xistosidade na R_t . | 61 |
| Tabela 4.12 – Relação entre R_t e R_c . | 62 |
| Tabela 4.13 – Resultados da coesão e ângulo de atrito interno (CVRD, s.d). | 62 |
| Tabela 4.14 – Parâmetros usando o critério de Hoek & Brown (1988) | 62 |
| Tabela 4.15 – Comparações de critérios do módulo E_m . | 64 |
| Tabela 4.16 – Parâmetros de Hoek & Braown (1980 e modif.) nos maciços da Fazenda Brasileiro (CVRD, s.d). | 66 |
| Tabela 5.1 – NPVs e custos unitários de transporte (Marques, 1994). | 72 |
| Tabela 5.2 – Resumo da opção analisada com dois tipos de caminhões (CVRD, 1995). | 73 |
| Tabela 5.3 – Tipos e características dos cabos utilizados. | 86 |
| Tabela 7.1 – Propriedades do maciço rochoso. | 104 |
| Tabela 7.2 – Tabela de blocos poliédricos – poço de produção. | 111 |

LISTA DE ABREVIATURAS

| | |
|---------|--|
| CVRD | Companhia Vale do Rio Doce. |
| IPT | Instituto de Pesquisas do Estado de São Paulo. |
| EFVM | Empresa Ferroviária de Vitória a Minas Gerais. |
| DOCEGEO | Rio Doce Geologia e Mineração. |
| DNPM | Departamento Nacional de Produção Mineral. |
| SUMEN | Superintendência de Metais Nobres. |
| COELBA | Companhia de Eletrificação do Estado da Bahia. |
| BNDES | Banco Nacional de Desenvolvimento Econômico e Social. |
| LAPDEM | Laboratório de Computação em Pesquisa e Desenvolvimento Mineral. |
| INPUT | Metodologia de levantamento aerogeofísico. |
| CCX | Carbonato – Clorita – xisto. |
| GRX | Grafita – Carbonato – Sericita – Clorita – Xisto.. |
| CLX | Quartzo – Clorita – Xisto. |
| CAX | Sericita – Clorita – Carbonato – Xisto. |
| PAX | Plagioclásio – Actinolita – Xisto. |
| SUF | Sulfetos. |
| MGB | Metagabro. |
| AGV | Meta-Aglomerados Vulcânicos. |
| QZO | Quartzo leitoso. |
| CAP | Carbonato – Plagioclásio – Quartzo. |
| CIP | “Carbon in Pulp”. |
| HL | “Heap Leaching”. |
| RMR | “Rock Mass Rating” (Bieniawski). |
| Q | Sistema Q (Barton). |
| NPV | “Net present value”. |
| EZR | Extensão das zonas de ruptura. |

LISTA DE SÍMBOLOS

| | |
|------------|---|
| S_n | Xistosidade principal. |
| S_{n+1} | Clivagem plano axial. |
| J | Juntas. |
| R_c | Resistência à compressão simples. |
| R_t | Resistência à tração. |
| E | Módulo de elasticidade. |
| ν | Coefficiente de Poisson. |
| c | coesão. |
| ϕ | Ângulo de atrito. |
| ρ | Massa específica aparente. |
| R_{cm} | Resistência à compressão de maciços. |
| R_{tm} | Resistência à tração de maciços. |
| E_c | Módulo de deformabilidade do maciço confinado. |
| E_d | Módulo de deformabilidade do maciço desconfinado. |
| m | Constante da rocha que a forma da curva σ_1 vs σ_3 . |
| s | Constante de rocha que controla a localização no espaço da curva σ_1 vs σ_3 . |
| A e B | Constantes que dependem de m, que remetem ao critério de ruptura de Mohr-Coulomb. |
| σ_1 | Tensão principal maior na condição de ruptura. |
| σ_3 | Tensão principal menor na condição de ruptura. |
| σ_c | Resistência à compressão uniaxial de amostras de rocha intacta. |
| σ_n | Tensão Normal. |
| τ | Tensão tangencial ou de cisalhamento |
| K | Relação entre S_h e S_v . |
| S_v | Tensão vertical. |
| S_h | Tensão horizontal. |
| Z | Profundidade. |
| S_{h1} | Tensão na horizontal (x). |

| | |
|-------------|--------------------------------|
| Sh2 | Tensão na horizontal (y). |
| AX | Diâmetro de sondagem de 33 mm. |
| A1, A2, ... | Graus de intemperismo. |

RESUMO

A construção de poços de grande profundidade em mineração, é uma das atividades mais complexas da engenharia subterrânea, repletas de desafios e alternativas em função das condições geomecânicas dos maciços rochosos e necessidades operativas da mina.

No passado, os poços de produção raramente atingiam 500 m de profundidade e sua construção durava vários anos com inúmeros acidentes de trabalho antes de serem concluídos.

Atualmente, com a melhoria da tecnologia na perfuração de rocha, desenvolvimento de cabos de alta resistência à deterioração por fadiga e aumentos de diâmetro dos tambores de fricção, o aprofundamento de poços facilmente atinge a níveis muitos profundos. Assim, esquipas de 21 t de capacidade transportam minérios desde 3000 – 3500 m profundidades a velocidades de 20 a 25 m/s.

Como resultado a produção aumenta, reduzem os custos de operação, melhoram a segurança e qualidade dos trabalhos na mineração subterrânea.

A presente tese enfoca a experiência obtida na construção do poço de produção na mina de ouro da Fazenda Brasileiro, por ser um marco técnico de contribuição à metodologia de perfuração de poço profundo não somente para a engenharia nacional, como também para a mineração mundial.

Algumas simulações, por técnicas computacionais, foram realizadas com o intuito de apresentar a sua versatilidade na interpretação de fenômenos tensionais em problemas complexos de lavra e aberturas subterrâneas.

ABSTRACT

The construction of deep mining shafts is one of the most exciting and complex activities in the underground engineering practices, full of challenges and technologies due to the close requirements between site geomechanic conditions and shaft operating functions.

In the former ages of underground mining methods, the shafts have been rarely reached deep level as 500 m depths and its constructions, sometimes, took several years and many working accidents before completed.

Nowadays, after tremendous technology improvements on rock drilling methods and shaft boring equipment, deep shafts are easily perforated. Additionally the advent of higher strength ropes reduced fatigue deterioration and increased drum diameters. So, skips of 21t capacity are hoisting ores from 3000-3500 m depths at speeds from 20 to 25 m/s. The results are increased production with concurrent reduced operation costs and significant improved safety and working quality in underground mining.

This thesis focuses the experience gained from deep shaft construction at Fazenda Brasileiro gold mine, because its perforation became a great technical contribution on construction methodology, not only for domestic engineering but to the worldwide mining industry also.

Some computer model simulations were performed in order to show how the digital tools can easily solve complicated stress problems of rock masses in the underground mining.

1 INTRODUÇÃO

A necessidade de aumentar a produção e a vida útil da mina subterrânea com desenvolvimento de novas reservas, freqüentemente altera todo o processo produtivo, frente à nova dinâmica das atividades operacionais no interior da mina. As vias de locomoção ficam saturadas devido ao maior movimento de máquinas, pessoal e fluxo mineral, nas rampas e galerias de produção.

Diante das dificuldades operacionais a alternativa é procurar um meio que ofereça, de modo eficiente, uma solução para transporte rápido, econômico e seguro dos minérios, no interior da mina. Uma das alternativas é a construção de um poço que permita atender a demanda em questão. A tarefa não é fácil, já que devem ser considerados uma série de detalhes como localização, topografia do terreno, geologia, conhecimento do comportamento geomecânico dos maciços rochosos, método de construção, tempo de execução, volume de transporte, etc.

Na mina Fazenda Brasileiro da Companhia Vale do Rio Doce – CVRD o aproveitamento de suas reservas é feito na maior parte em ambiente subterrâneo. No estágio atual de desenvolvimento e conhecimentos geológicos, o minério de ouro é extraído de profundidades superiores o nível 320m, sem dificuldade, com uma produção aproximadamente um milhão de t/ano até este ano, inclusive.

A CVRD, tendo a meta de se posicionar entre os grandes produtores mundiais de ouro, prevê aumentar a produção da mina Fazenda Brasileiro de 4.5t para atingir 7t de ouro a partir de 2001. Assim, o planejamento da produção vem sofrendo profundas modificações e o trabalho de extração do minério foi ampliado em níveis mais profundos para atingir 130 mil t/mês (95.2% de minério e 4,8% de estéril). Este volume nas atuais condições de acesso por rampas e galerias ocasionaria grandes transtornos nos sistemas e vias de locomoção e transporte na mina.

A CVRD, estudou várias alternativas de transporte na ampliação da mina, e divulgou o resultado no Seminário de Estudos realizado em 1995 (CVRD, 1995), tendo considerado a construção de um poço de produção, como a alternativa mais viável.

Na realidade o poço representa um elemento primordial não apenas para atingir as camadas mais profundas de mineralização, mas, também, para propiciar um meio eficiente de transporte de pessoal, equipamentos, extração de minério e ventilação.

Entretanto, esta solução representa ser um dos desafios mais complexos numa mina subterrânea, pois exige compatibilização plena com a geomecânica dos maciços rochosos, além das funções operacionais exigidas.

Os estudos geomecânicos se tornam fundamentais a começar do mapa geológico para estabelecer uma classificação das condições estruturais do maciço, estudo das tensões naturais e das suas mudanças produzidas pela abertura da escavação, apoiado em tecnologias mais recentes de análise e interpretação.

Os estudos da hidrogeologia, são de suma importância já que a presença de águas superficiais e subterrâneas produz infiltrações nas zonas fraturadas do maciço, provocando problemas nas paredes das escavações.

A experiência obtida na construção do poço de produção da Fazenda Brasileiro, se tornou um marco de contribuição técnica à metodologia de construção de poços profundos, não só no âmbito da engenharia nacional mas também no meio internacional, em razão dos desafios superados.

1.1 OBJETIVOS

- Revisão bibliográfica das atuais técnicas de construção de poços profundos e descrição da experiência obtida na construção do poço de produção da mina Fazenda Brasileiro da Companhia Vale do Rio Doce - CVRD.
- Metodologia de caracterização e classificação geomecânica dos maciços rochosos atravessados pelo poço e escavações auxiliares e definição dos parâmetros geomecânicos utilizados.
- Simulações computacionais de análise e estudos aplicáveis a lavra subterrânea e construção do poço, suportes e reforços.

1.2 ORGANIZAÇÃO DA TESE

A presente tese aborda no Capítulo I as justificativas e objetivos do trabalho. Uma resenha histórica da Companhia Vale do Rio Doce é incluída pela sua importância no contexto da mineração brasileira e empresa de sucesso internacional e competitiva no setor.

No Capítulo II, é feita uma revisão bibliográfica sobre construção de poços de mina para salientar a importância dessa obra na dinâmica e segurança das operações mineiras.

O Capítulo III, destaca algumas informações da mina Fazenda Brasileiro, enfocando a importância da jazida e da sua reserva econômica por ser um dos maiores depósitos de ouro do País. São também descritos os métodos de lavra, processamento do minério, conservação do meio ambiente e recuperação de áreas degradadas, em cumprimento a legislação vigente e política ambiental da Empresa.

No Capítulo IV, são descritos os parâmetros geomecânicos dos maciços rochosos da mina, obtidos do levantamento geotécnico e de ensaios de laboratório, e dados para o modelo geomecânico da mina.

O Capítulo V, trata sobre o projeto do poço de produção da mina Fazenda Brasileiro. Nesta parte, destaca-se o estudo realizado na escolha do transporte subterrâneo vertical em construção. São também, abordadas as

características técnico-construtivas do poço, escavações auxiliares e futuro sistema de içamento do minério.

No Capítulo VI, é descrita a metodologia de reforço e suporte utilizada na estabilização das escavações tanto do poço de mina, salão central do nível 400, das câmaras de britagem, silos de minério e estéril, chutes, estações de carga, etc.

No Capítulo VII, são descritas as técnicas computacionais e programas atualmente disponíveis no Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Foram feitas algumas simulações de escavações, suportes e reforços de maciços rochosos e distribuição das tensões no entorno das escavações utilizando-se de parâmetros e seções geométricas das escavações da Fazenda Brasileiro.

No Capítulo VIII, são apresentadas as conclusões da tese e as considerações finais.

As referências bibliográficas estão apresentadas após o Capítulo VIII.

1.3 FONTES DE CONSULTA

Pesquisas bibliográficas realizadas nas bibliotecas dos Departamento de Engenharia de Minas e Engenharia Civil da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, Instituto de Pesquisas Tecnológicas do Estado de São Paulo (IPT), Departamento de Geotecnia da Escola de São Carlos da USP, acervos particulares de professores e na rede Internet.

Trabalhos de campo efetuados nas visitas técnicas à mina Fazenda Brasileiro da CVRD, localizada na Bahia, coleta de dados e informações da mina e, principalmente, nos locais do poço de produção e escavações auxiliares, objeto da tese.

Estudos prévios do projeto inicial e alternativas nos sistemas de transporte subterrâneo de minério e estéril em relatórios internos da CVRD. Levantamento de dados geológicos, estruturais e geotécnicos na área de implantação do poço de produção e escavações auxiliares. Seleção de parâmetros geotécnicos de interesse para a modelagem computacional.

Acompanhamento da técnica construtiva do poço de produção, escavações auxiliares e testes operativos de funcionamento dos equipamentos e controles de carregamento, transporte e içamento, em subsolo e superfície.

1.4 RESENHA HISTÓRICA DA CVRD

A história da Companhia Vale do Rio Doce, começa antes da sua fundação em 1942. Seu início data de 1902, quando ocorriam os primeiros debates políticos em favor da industrialização do Brasil. Nesse tempo, alguns grupos brasileiros fundaram a Companhia da Linha Ferroviária de Vitória a Minas unindo a cidade de Diamantina em Minas Gerais ao porto de Vitória, no litoral de Espírito Santo.

A construção da linha ferroviária iniciou-se em 1903. Em 1907, o governo fixou diretrizes de pesquisas para o conhecimento de estruturas geológicas e mineralógicas do País. O recém criado Serviço Geológico e Tecnológico do Brasil iniciou estudos técnicos e econômicos da mineração de ferro na região de Conselheiro Lafayete, Mariana, Itabira e Sabará.

Os estudos revelaram a existência potencial de minério de ferro de ótima qualidade em Itabira (MG). O engenheiro inglês Murley Cotto da "City Improvements", obteve essas informações e comprou grandes faixas de terra na região por 200 contos de réis, adquirindo o direito de posse das imensas riquezas, em 1908.

Nesse ano, Cotto, em contato com outros grupos de industriais ingleses, iniciou negociações com governo brasileiro para modificar o traçado inicial da Linha Ferroviária de Vitória a Minas (EFVM), para possibilitar o transporte do minério de ferro de Itabira. Aceitas as mudanças em 1909 e com garantia sobre as terras em Itabira, o grupo britânico fundou a Companhia "Brazilian Hematite Syndicate", constituída por industriais e banqueiros ingleses, que tinham como objetivo a exploração e extração do minério de ferro das jazidas de Itabira (BRASIL MINERAL, 1985).

Os ingleses, queriam viabilizar um esquema de exportação em grande escala. Por esta razão, em 1909, adquiriram o controle acionário da

Companhia da Linha Ferroviária Vitória a Minas e solicitaram ao governo a autorização para uma nova modificação do traçado da via férrea, prolongando a mesma até Itabira. O governo deu a autorização mas em contra partida pediu uma planta siderúrgica com uma capacidade mínima de mil t/ano.

Antes da "Brazilian Hematite Syndicate" conseguir colocar seus planos em prática, surgiu uma nova empresa a "Itabira Iron Co.", também de capitais ingleses em 1911. A empresa liderada por Percival Farguhar, adquiriu os direitos das minas de Itabira de "Brazilian Hematite Syndicate", assim como sua participação na via ferroviária de Vitória a Minas.

Entretanto, a "Itabira Iron Co." quase paralisou suas operações em 1913, por não ter conseguido os recursos necessários para a implantação do empreendimento. Em 1916, a empresa retomou suas negociações com o governo federal, com o intento de tornar facultativa a exigência da implantação de uma usina siderúrgica na região do projeto. A intenção da "Itabira Iron Co.", encontrou grande resistência do governo de Minas Gerais, que tinha o desejo de ver instalada a siderúrgica no Estado.

Os impasses continuaram até 1920, quando a "Itabira Iron Co." resolveu mudar sua posição dando uma nova proposta ao governo de Minas Gerais, tentando contornar sua situação e preservar seus interesses. Assim, pediu a autorização para instalar uma usina siderúrgica menor com capacidade mínima para 150 mil t/ano de aço. Mas, em contra partida, a empresa também pediu que o governo lhe desse permissão para construir duas outras linhas ferroviárias de uso privado: uma unindo as minas de Itabira (MG) à linha EFVM e outra de Aracruz (ES) à mesma linha ferroviária. Esta última solicitação, provocou forte oposição de grupos brasileiros e até mesmo do sindicato estrangeiro dono de jazidas no Brasil com o monopólio de transporte ferroviário.

O contrato, portanto, não foi referendado pelo governo, já que o próprio Tribunal de Contas recusou registrá-lo por considerá-lo lesivo a interesses nacionais. Somente mais tarde, em 1928, que o contrato pôde ser legalizado, em função da mudança do governo de Minas.

No entanto, em 1927, o governo já tinha firmado outro contrato com a "Itabira Iron Co". concedendo-lhe uma redução na taxa de exportação do mineral de ferro, por um período de 30 anos, desde que a empresa fornecesse 5% de sua produção de minério de ferro em aço. Mas a "Itabira Iron Co." teve que ceder a exclusividade de transporte na linha férrea e também das instalações portuárias.

Entretanto, os acontecimentos não foram favoráveis à firma inglesa, porque depois de resolver os problemas políticos o grupo se viu envolvido em crises econômicas de 1929, que não lhe permitiu obter os financiamentos para operar a mina de ferro.

A "Itabira Iron Co." não teve condições de cumprir os compromissos contratuais assumidos. Em 1930, o governo de Vargas exigiu que a empresa cumprisse suas obrigações e negou o pedido de prorrogação de prazos estabelecidos no contrato. Em 1931, Vargas declarou caduco o contrato firmado com a "Itabira Iron Co."; mas depois, resolveu suspender a medida para rever o contrato.

O processo de revisão continuou até 1935, quando o contrato foi encaminhado ao Congresso Nacional, para sua avaliação. Dois anos depois ocorreu o golpe do "Estado Novo", em Novembro de 1937, que fechou o Congresso passando o Presidente Vargas a legislar por meio de Decretos Leis.

Getulio Vargas, que considerava como prioritária a implantação de uma usina siderúrgica no País e independência econômica com o empreendimento dos ingleses, selou o destino da "Itabira Iron Co." em 1939, declarando caduco e irrevogável o contrato (BRASIL MINERAL, 1985).

NASCIMENTO DA COMPANHIA VALE DO RIO DOCE.

Iniciada a Segunda Guerra Mundial, o provisionamento de alguns bens minerais tornou-se estratégico, as grandes potências tentaram estabelecer laços com os países possuidores de grandes reservas de mineral com a finalidade de assegurar seu abastecimento. Sob essa perspectiva, em 1942,

Estados Unidos e Grã Bretanha firmaram uma série de acordos com o Brasil, denominados acordos de Washington, onde se incluía entre outros itens, a extração, transporte e exportação do minério de ferro da jazida de Itabira.

O acordo firmado a 3 de março de 1942 previa o aproveitamento econômico das minas de Itabira por uma empresa brasileira, sendo todo o mineral produzido, destinado aos Estados Unidos e Grã Bretanha. Surgiam assim as bases da Companhia Vale do Rio Doce em 1º de Julho de 1942, através do Decreto Lei no 4352.

A CVRD, foi criada com um capital inicial de 200 mil contos de reis que correspondiam a ações ordinárias subscritas pelo Tesouro Nacional e 90 mil contos de reis em ações preferenciais distribuídas entre o Tesouro Nacional, Institutos e Caixas de Previdência. Seus órgãos deliberativos eram a Diretoria, o Conselho Fiscal e a Assembléia Geral, sendo a Diretoria composta por cinco membros: um presidente, dois diretores brasileiros e dois diretores norte-americanos. Em termos de estrutura, a empresa tinha dois departamentos básicos, um responsável pela ferrovia (Empresa da Ferrovia de Vitória - Minas, e administrado por diretores brasileiros, permanecendo a parte das minas, sob a direção de brasileiros e norte-americanos.

A primeira diretoria da CVRD foi presidida por Israel Pinheiro e tinha como diretores: Denis Horta Barbosa e João Punaro Bley (brasileiros), Robert K. West e Alvim Lourenson (norte-americanos).

Em 1943, conforme previsto pelos acordos de Washington, foi firmado um acordo financeiro entre o "Eximbank" e o governo brasileiro, que estabelecia que o banco concederia um empréstimo de 14 milhões de dólares para a compra de equipamentos a serem utilizados na mecanização da mina e reconstrução da ferrovia de Vitória a Minas. Nessa década, a CVRD enfrentou muitas dificuldades, principalmente, em função dos problemas técnicos operacionais das minas e ingerência política do "Eximbank".

O programa de reformas das minas, ferrovia e o porto caminharam lentamente porque concomitante com as obras, a empresa tinha que continuar as exportações para os Estados Unidos e Inglaterra, conforme estabelecido nos acordos e as exportações ficaram longe do previsto. O contrato previa a

exportação de 4,5 milhões de toneladas em três anos, a empresa exportou apenas entre 1943 e 1945, um total de 291.180 t do minério (BRASIL MINERAL, 1985).

Em 1945, com o fim da guerra, os norte-americanos apartaram-se da exclusividade na compra do mineral de ferro e a CVRD passou a ser responsável por suas vendas num mercado difícil, já que a demanda diminuiu no final do conflito mundial. Para agravar ainda mais essa situação, a Empresa não possuía uma estrutura montada de comercialização, tendo que submeter-se a intermediários pouco compensadores, financeiramente.

Em 1945, cai o “Estado Novo”, eleições diretas são realizadas e Israel Pinheiro foi eleito deputado federal, deixando a presidência da CVRD. Em seu lugar assume o Eng. Dermeval Pimenta, que teve uma atuação decisiva na consolidação da Empresa.

Em 1947, foi elegida uma nova Diretoria da CVRD. O “Eximbank” para conceder financiamento exigiu mudanças na estrutura administrativa da Empresa para ter controle da mesma, mais obteve forte oposição do seu presidente Dermeval Pimenta.

Em 1948, uma assembléia de acionistas aprova as exigências de “Eximbank”, que na prática colocava todo o poder nas mãos da Diretoria e Superintendência Geral, deixando ao Presidente a opção de veto que não tinha nenhum efeito prático, já que podia ser anulado pelos membros da Diretoria.

Em 1949, o Ministro de Fazenda Correia e Castro é substituído por Guilherme da Silva Filho. Isto motivou a Dermeval Pimenta a lutar contra as medidas impostas pelo “Eximbank” e tentou recompor o controle presidencial da CVRD. Formou uma Comissão de Revisão dos Estatutos e elaborou uma proposta aprovada em 1950. “Eximbank”, protestou veementemente junto ao governo brasileiro e exigiu sua anulação. Ante a negativa do governo a “Eximbank” retirou seu representante da Diretoria. A partir de então a Companhia Vale do Rio Doce, passava a ser controlada totalmente por brasileiros (BRASIL MINERAL, 1985).

Livre das ingerências externas, em 1955, a CVRD experimentou um processo de rápida modernização com a renovação do leito da ferrovia, mecanização completa da mina e a conclusão da drenagem do porto Vitória para permitir o atraque de navios de maior tonelagem. Nessa época, a Empresa, todavia, estava presa ao contrato de financiamento com o “Eximbank” e padecia dos efeitos das cláusulas que estabelecia um baixo preço de venda aos norte-americanos. Esta situação, manteve a Empresa em condição financeira difícil. Entretanto, foi a rota de diversificação comercial da CVRD, fechando um contrato de venda de minério de ferro a Polônia, criando um sério conflito diplomático por tratar-se de um país socialista.

Na década de 60 marca a consolidação da CVRD como Empresa exportadora a nível internacional. A Empresa assumiu a política de comercialização direta, firmando contratos com vários países da Europa e Japão, alcançando uma produção de 15 milhões de t/ano. A Empresa competiu no mercado transoceânico com sua própria frota de navios, criando a Rio Doce Navegação.

Em 1963, foi instalada uma planta de pelotização (“pellets”) e no ano seguinte instalou uma segunda, capacitando à empresa a disputar o crescente mercado internacional do minério de ferro. Os investimentos foram através de uma política de autofinanciamento e contratos internacionais de empréstimos sem dificuldades, devido ao prestígio que a companhia desfrutava no mercado exterior.

Na primeira metade da década de 70, o volume de exportações da CVRD, bateu recorde nunca imaginado. Exportou 47,3 milhões de t em 1975, tornando-se a maior exportadora de mineral de ferro do mundo, e foi na época a maior fonte de divisas ao País (717 milhões de dólares). Diversificou exportações com a produção de bauxita, manganês, titânio, fosfatos/fertilizantes e madeira/celulose/papel. Associou-se com grupos nacionais e estrangeiros transformando a CVRD em um grande conglomerado de empresas com mais de duas dezenas de subsidiárias controladas e coligadas.

Criou a Rio Doce Geologia e Mineração (DOCEGEO), que promoveu o maior programa de geologia e mineração realizado no Brasil em toda sua história (BRASIL MINERAL, 1997). Graças a esta Empresa, o patrimônio mineral aumentou para 35 novos depósitos, com 11 minerais diferentes em 13 Estados do País num total de 1151 alvarás de investigação e lavra. Em 1972, pesquisas feitas na serra de Carajás, ao Sul de Pará, revelaram a maior reserva de mineral de ferro do mundo, com 18 bilhões de t. Ainda mais, na região, determinou a existência de depósitos de magnésio, níquel, cobre, ouro e prata.

Na década de 80, ainda com cenário econômico desfavorável e recessivo, a CVRD se tornou como a maior produtora de mineral de ferro do mundo, com clientes em mais de 30 países. Em 1985, entrou em operação o complexo de Carajás, aumentando a capacidade produtiva da Empresa aliviando as minas de Itabira, direcionando estas para manter o consumo do mercado interno. Também nessa época, a Empresa se transformou na corporação envolvendo a produção, industrialização, transporte, embarcação e comercialização de dezenas de milhões de produtos de origem florestal, através da Florestas Rio Doce.

Em 1984, a CVRD deu início às operações do Projeto Fazenda Brasileiro, a céu aberto, inaugurando sua atuação em minério de ouro com 154 kg de metal/ano. Aumentou essa produção com novas minas em Igarapé Bahia, também em Carajás, de tal maneira que em 1986 alcançou sua primeira tonelada.

A produção de ouro foi crescendo gradualmente e, em 1988, com a mina subterrânea e da usina hidrometalúrgica CIP ("Carbon in Pulp"), a produção de ouro aumentou rapidamente a 4 t/ano e atualmente produz ao redor de 5 t/ano com um movimento mensal de 80 mil t de minério, com teor médio de 5 g/t da mina subterrânea e 25 mil t da mina a céu aberto, com teor médio de 1 g/t. Já em 1996, a CVRD liderava a produção de ouro na América Latina com 18 t/ano, no total, soma de todas as minas em operação.

A CVRD, completa este ano 58 anos de fundação e no terceiro ano de privatização cumpre um novo lance de sua história, colocando em marcha o

projeto Salobo, associado com a Morro Velho (Anglo American), com uma inversão de 1750 milhões de dólares. A produção a ser iniciada em 2001, será de 200 mil t/ano de cobre, 8 t de ouro e 37 t de prata. Somente em 1996, o projeto recebeu 50 milhões de dólares para os estudos de viabilidade.

Atualmente, tem um programa de exploração numa área de aproximadamente 2 milhões de hectares na região de Carajás com grande potencial de ouro, cobre e prata, com uma inversão prevista de 410 milhões de dólares com os recursos do BNDES.

2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 GENERALIDADES

Os poços mineiros são vias subterrâneas verticais ou subverticais, geralmente, de formas circulares, retangulares ou elípticas (CHAN & BEUS, 1985), construídos para extração de recursos minerais do subsolo. A extração compreende o transporte até superfície dos materiais desmontados na lavra subterrânea. Têm importância considerável nas minerações, não só pela profundidade cada vez maior que se atinge mas, também, pela importância nos custos operacionais da mina. As dificuldades aumentam com o crescimento destas duas variáveis que se interagem mutuamente, pois para conservar o rendimento de extração às profundidades crescentes, é necessário aumentar o fluxo de materiais extraídos e, por outra parte, os custos aumentam cada vez mais.

Em minas subterrâneas profundas o poço principal constitui o órgão central da mina e pode ser conjugado com poços inclinados, galerias ou túneis de encosta com fins de atingir os corpos de minério. É uma via rápida de acesso às frentes de trabalho e adequada à extração de minérios a grandes profundidades. É o caminho mais curto para atingir uma determinada profundidade e proporciona maior velocidade de transporte. Sua conservação é mais barata, possibilita uma maior capacidade de transporte e evita terrenos

desfavoráveis, tudo isto, quando comparado com um túnel ou galeria. Mas seu custo de abertura é maior e aumenta proporcionalmente com a profundidade.

Segundo STEVENS (1973), o poço além de sua função na produção não deixa de ter outras funções como: ventilação, via de serviços, evacuação e segurança.

MAIA (1980) considera a profundidade de uma jazida como “pouco profunda” se a lavra é inferior a 500 m, “medianamente profunda” se está em torno de 500 a 1.000 m e “muito profundas” aquelas minas que atingem mais de 1.000 m. Existem casos, como nas minas auríferas do Rand, na África do Sul, onde o mergulho está em torno de 50° a 60°, diminuindo com a profundidade até atingir 30°. Isto dificulta a locação inicial do poço tornando-o inadequado até o mesmo ineficiente para a lavra em profundidade.

Nestes casos é inevitável que a capacidade inicial de transporte se reduza, a resistência a ventilação aumentada e necessidades posteriores de construção das travessas para atingir o corpo mineral. Outra alternativa de solução seria abrir um novo poço com maior capacidade de extração e ventilação que o primitivo, locado próximo ao limite do corpo em profundidade. Também, pode-se ter a solução com sistemas mistos de poços e rampas.

Soluções como estas foram adotadas em muitas minas profundas, mas a tendência atual é o emprego de poços verticais de até 2.000 m de profundidade ou superiores.

Nos anos de 1915 a 1932, a profundidade média dos poços em minas metálicas, na América, era em torno de 500 a 775 m. São exemplos notáveis os “shaft” Sacramento, Bisbee, Arizona (1915 - 1916), que atingia uma profundidade de 501,5 m; o “shaft” Ajax, Cripple Creek, Colorado (1915 - 1916), profundidade de 451,5 m; o “shaft” Porphyry da mina Inspiration, Arizona (1922), profundidade de 427,6 m; o “shaft” Magma No. 5, Arizona (1925 - 1928), profundidade de 772,7 m; o “shaft” Matahambre No. 2, Cuba (1929 - 1931), profundidade de 627 m; o “shaft” Magma No. 7, Arizona (1931), profundidade de 446,5 m (CARR, 1941).

Segundo HEISE & HERBST (1943), os poços na bacia carbonífera do Ruhr, Alemanha, atingiam profundidades ao redor de 600 a 800 m, no início da

década de 40. Nas minas metálicas e de potássio, os poços verticais ultrapassavam os 1.000m.

Na década de 50, a extração por um único poço era limitada entre 1.500 m a 1.800 m de profundidade, devido a resistência dos cabos, tempo de percurso dos equipamentos de elevação, dificuldades mecânicas de guinchos de içamento, etc. (MAIA, 1980).

Com o avanço da tecnologia de cabos de alta tensão, controle eletrônico das acelerações e frenagens, diminuição de fatores de atrito, novos equipamentos e técnicas de abertura subterrâneas possibilitaram a construção de poços com mais de 2.000 m de profundidade. Em 1969, o recorde de profundidade era de 2.330 m, na África do Sul. O limite atual está na ordem de 2.500 m a 3.000 m. Em Gatshand Hill, próximo de Joanesburgo, África do Sul, a Western Deep Levels pretende levar o "Carbon Leader Reef" até 4.000 m de profundidade, para extração do ouro. Esta mina foi iniciada com dois poços em série de 1.800 m cada um, diâmetro livre de 6,10 m, capacidade diária de 12.000 t a 15.000 t. Para se ter uma idéia, existem minas cujos guinchos de tração têm tambor de 11 m de diâmetro, motor de 8.500 HP, cabo de 3" de diâmetro, torres de 70 m de altura com polia de 8 m de diâmetro e esquipas de 24 toneladas de carga útil.

Minas com poços de mais de 2.000 m de profundidade não são muitas e podem ser enumeradas como: Vaal Reef Exploration of Mining Co., na África do Sul, poço de 2.150 m de profundidade; Vlakfontein Gold Mining, na África do Sul, poço de 2.103 m; Champion Reef, na Índia, poço de 2.003 m; West Rand, na África do Sul, poço de 2.080 m; Kloof Gold Mine, na África do Sul, poço de 2.042 m; Creighton, em Sundburg, Ontário - Canadá, um poço de 2.180 m; President Steyn Gold Mining Co. Ltd, em Orange, África do Sul, poço de 2.348 m de profundidade.

No Brasil, as minas estão na ordem de pouco profundas a medianamente profundas. A mina de ouro Morro Velho, localizada em Minas Gerais, é a mais profunda com um poço principal que atinge diretamente os 800 metros de profundidade. Poços auxiliares verticais internos e planos inclinados conduzem a extração até os 2.000 metros de profundidade. Em

outras minas como a Caraíba Metais, há um poço de 685 m de profundidade, diâmetro de 6,5 m, revestido em concreto; a mina Fazenda São Bento em Santa Bárbara, MG, possui um poço vertical de 910 m de profundidade e 5,20 m de diâmetro (SÃO BENTO MINERAÇÃO S.A., 1992); a mina de Taquari-Vassouras da Companhia Vale do Rio Doce - CVRD, no município de Rosário do Catete, nordeste do Estado de Sergipe, com dois poços, um de produção com 455 m de profundidade e diâmetro de 5,0 metros e outro de serviço de 430 m de profundidade e 5,0 m de diâmetro (CHAVES, 1997), e em algumas outras minas de carvão no Rio Grande do Sul.

Na abertura de um poço muitos fatores devem ser considerados, desde a escolha do local adequado, a qualidade de terreno que vai atravessar e as necessidades de suporte. O volume de água de infiltração é um dos condicionantes que influi, também, na determinação do esquema construtivo a ser empregado.

Os métodos de escavação evoluíram através do tempo pela prática e experiência. A aparição de condições geológicas impróprias e terrenos difíceis sempre exigem modificação dos métodos existentes e desenvolvimentos de outros novos. Entretanto, os métodos atuais da técnica construtiva oferecem soluções para quase todas as condições de terrenos possíveis de ocorrerem.

O comportamento geomecânico da rocha e do maciço rochoso é essencial para qualquer projeto de escavações subterrâneas e, de forma especial, para abertura de poços em minas. As relações tensão-deformações, resistência da rocha e características das descontinuidades são os aspectos mais importantes da questão. Os efeitos da água e do tempo, são também muito importantes na estabilidade global do maciço. As diferenças de comportamento de blocos de rocha individuais e do maciço rochoso em conjunto são sempre determinantes e merecem atenção especial.

A heterogeneidade do maciço, produzida pelas suas descontinuidades, não permite que ele se comporte como um meio contínuo. As superfícies das descontinuidades ocasionam variações bruscas nas propriedades físicas e mecânicas do mesmo, seja pelo tipo rochoso, abertura, preenchimento, orientação, persistência, etc.

As tensões induzidas por escavações subterrâneas produzem deformações, por vezes até o limite de resistência das rochas e pode ocasionar colapsos estruturais. A ruptura sempre se manifesta inicialmente nas superfícies de menor resistência, nas discontinuidades, exatamente por possuírem menor resistência que a rocha intacta do maciço.

As deformações e rupturas em subsolo podem levar à subsidência de uma imensa área na superfície, por deformações e deslizamentos do material rochoso em direção ao vazio da escavação subterrânea.

Merece reiterar que um dos piores problemas no avanço do poço é a presença de água. A dificuldade é superada mediante tratamento adequado, em geral com pre-injeção de cimento. Se a água é localizada numa área definida, a zona é previamente injetada desde a superfície. Na África do Sul, é comum fazer um “pregrouting” nos locais do poço, com 3 ou 5 furos injetados de cimento em estágios de vários níveis de pressão. Os furos são feitos circunferencialmente em torno do poço e podem ser injetados simultaneamente, sendo este método utilizado com muito sucesso em diferentes condições de terrenos. Técnicas similares são utilizadas nos Estados Unidos e em outras partes do mundo.

Em alguns casos pode-se usar a injeção química juntamente com o cimento. Em formações rochosas sedimentares este tipo de injeção tem sido bem sucedido por conferir maior resistência às formações e controle de fluxos d'água. No mercado existem diferentes marcas de produtos químicos, especificamente para estes fins. A presença da água em maciços muito permeáveis e saturados apresentam sérios problemas e requerem, por vezes, técnicas de congelamento.

Em regiões sob o efeito de tensões conturbadas e não aliviadas, o acesso ao corpo de minério pode apresentar fenômenos de “rock burst” nas paredes e no fundo do poço. Este fenômeno, vem acompanhado de tremores e explosões de rocha com uma intensidade parecida com o de desmonte explosivo. Um estudo de caso foi apresentado por JEREMIC (1982), com ocorrência de “rock burst” durante o avanço do poço em “Thierry Mine”, no distrito de Kenora, Noroeste de Ontário, Canada.

2.2 POÇOS NA MINERAÇÃO

Métodos modernos de escavação de poços, por perfuração mecânica, foram introduzidos na mineração, em sua maioria, no início dos anos 60, e apresentam uma série de vantagens sobre os métodos tradicionais de perfuração e desmonte explosivo, nas quais se destacam:

- Maior segurança para o pessoal e quantidade mínima de pessoas na escavação;
- Maior estabilidade das paredes rochosas com superfícies lisas, menor necessidade de reforço ou suporte e menor resistência do ar.
- Maior velocidade de perfuração e, em consequência, menor tempo de execução.
- Menores custos em razão da maior da produtividade.

Por tais razões, os métodos mecânicos tornaram-se de uso mais freqüentes em mineração, sendo os métodos convencionais utilizados em casos restritos ou em locais de difícil acesso da máquina perfuradora.

Na atualidade, as novas tecnologias abrem imensas possibilidades na construção de obras subterrâneas; por exemplo a robótica, no trabalho de perfuração profunda, está abrindo uma página revolucionária na arte da engenharia subterrânea. Esta realidade, nos dias atuais, ainda que vagamente, é capaz de projetar uma tendência futura que aponta avanços tecnológicos espetaculares nesta área.

O suporte e revestimento de poços compõem uma parte importante na técnica de abertura de poços. Poços totalmente desprovidos de reforços são exceções. O madeiramento simples é usado em poços menos importantes, passando pelo uso de perfis de aço, até revestimento de concreto nos poços principais de extração e representam um item importante nos custos de construção. Existem casos que, este componente, representa gastos várias vezes superiores ao da perfuração propriamente dita, no método de abertura tradicional. O madeiramento com quadros encaixados é mais empregado em poços de seção retangular; alvenaria em poços de seção circular ou elíptica, tubagem ou blindagem com anéis de aço ou concreto impermeável em poços

circulares.

Segundo JOUNG (1955), o içamento com gaiolas constitui o sistema mais conveniente para a movimentação de materiais, suprimentos e pessoal. A gaiola continua sendo muito utilizada na mineração de carvão na Europa. No entanto, na mineração metálica vem sendo paulatinamente substituída por esquipas. Na América o uso de esquipas é rotineiro nas minas metálicas e minerais industriais servidas por poços.

Os esquipas funcionam com sistemas automáticos de controle facilitando as operações de carga e descarga, aumentando notavelmente a capacidade de extração. Existem minas de elevada produção que utilizam gaiolas para transporte de pessoal e materiais e esquipas para extração de minério, seja em compartimentos separados ou em poços diferentes especialmente equipados para estes serviços.

Em minas metálicas profundas, o serviço de poços exige normalmente vários níveis de carga, o que não acontece na mineração de carvão onde as atividades concentram-se unicamente num nível.

Os cabos que sustentam gaiolas e esquipas podem ser únicos não equilibrados; cabos parcialmente equilibrados, dois cabos parcialmente equilibrados ou super-equilibrados, tudo em função da finalidade. A operação com cabo único só se emprega na prospeção e pequenas lavras, também, em planos inclinados de 30° ou inclinações menores em minas pouco profundas ou então para serviços auxiliares. O sistema de dois cabos de equilíbrio parcial é mais utilizado em mineração metálica e de carvão. Atualmente é utilizado com contrapeso equilibrado para içamento de gaiolas. Neste caso, o contrapeso pesa igual à gaiola e precisa de um contrapeso adicional de igual peso à metade da carga útil da gaiola.

2.3 PROJETO E CONSTRUÇÃO DE POÇOS DE MINA

O projeto de um poço ou conjunto de poços requer um procedimento para assegurar-se de que todos os aspectos importantes sejam incluídos. Assim, EDWARDS (1988), sugere os seguintes itens como base para os poços

de uma dada jazida:

- número de poços necessários;
- número de transportadores e compartimentos;
- orientação e arranjo dos compartimentos;
- geometria externa da escavação;
- projeto dos elementos interiores, guias, tubulações, etc.
- projeto do revestimento do poço.
- ventilação.
- projeto de estabilização do terreno.
- métodos de colocação de anel no poço.
- métodos de escavação do poço.
- avaliação e modificação do projeto, se necessário.

Deve, ainda, constar o projeto do elevador da mina que é um dos itens mais caros. Segundo STELLIN (s.d.), seu valor corresponde a cerca de 5 a 10% de todo investimento feito no desenvolvimento das atividades extrativas. O sistema é constituído por instalações em superfície, no poço e em subterrâneo, tal como pode-se observar na figura 2.1.

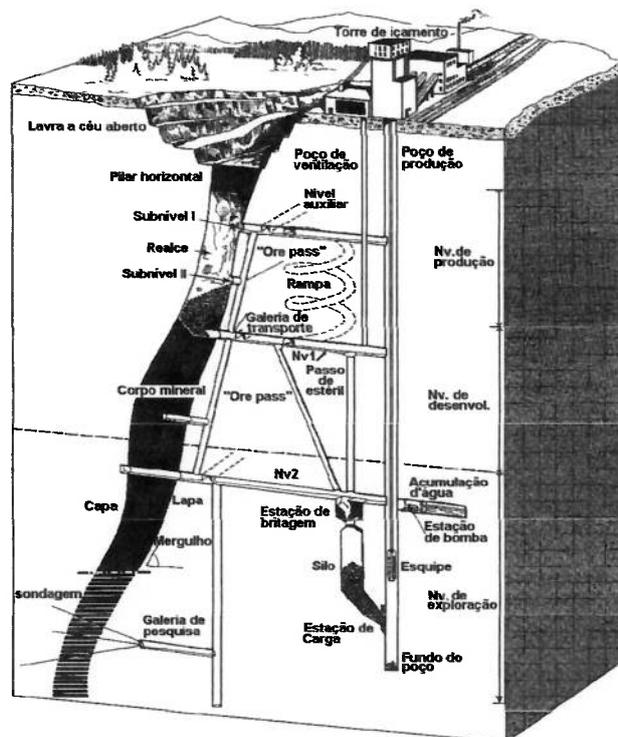


Figura 2.1 - Sistema de içamento através de um poço de mina (HAMRIN, 1982)

No projeto do poço devem constar as hipóteses de carga e os critérios técnicos adotados na feitura do projeto, nos quais são imprescindíveis uma série de fatores descritos a seguir:

2.3.1 FATORES GEOLÓGICOS E GEOTÉCNICOS

Muitos exemplos de obras, comprovaram a grande importância dos fatores geológicos. Os estudos geológico-geomecânicos, nesta fase, são mandatórios e a partir de um programa de investigação: prospeção geofísica, sondagens e ensaios laboratoriais, faz-se uma avaliação inicial dos possíveis sistemas estruturais dominantes e dos mecanismos de ruptura da rocha e, assim, estabelecer uma classificação básica do maciço rochoso e prever medidas iniciais de reforços.

Nas folhas de registro de dados são incluídos os tipos de rocha, dureza, características das famílias de descontinuidades como localização, orientação, abertura, etc., dividindo o maciço em regiões ou domínios estruturais que podem afetar a estabilidade das paredes da escavação.

A presença da água no maciço e, especialmente, infiltrações pelas zonas de descontinuidades com remoções de materiais de preenchimento são particularmente danosas, pois diminuem a resistência coesiva das descontinuidades, desestrutura e desestabiliza os blocos da parede rochosa provocando quedas ou desmoronamentos entre outros.

2.3.2 RELEVO E MERGULHO DOS CORPOS DE MINÉRIO

São fatores que condicionam as soluções por poços. Assim, podem ser verticais, inclinados e combinação de ambos.

- em terreno plano ou pouco acidentado, com um corpo horizontal ou vertical, recomenda-se o poço vertical. A rampa helicoidal pode ser feita como acesso supletivo.
- em terreno plano ou pouco acidentado e um corpo inclinado, recomenda-se poço vertical nas encaixantes. Uma boa alternativa é um poço combinado,

ou seja, vertical seguido de inclinado. Também, não se descarta a solução por rampa helicoidal.

- em terrenos acidentados, recomenda-se poço vertical ou inclinado, dependendo do relevo e via de acesso ao poço. A localização pode ser na capa do filão ou corpo mineral, na lapa ou no próprio corpo. O túnel travessa pode ser a 2a. opção de acesso para interceptar o corpo mineral.

MAIA (1980), por outro lado, dá indicações de modo genérico as soluções em função da localização espacial do corpo mineral:

- Para corpos aflorantes ou pouco profundos, com mergulho até 50°, em alguns casos até 70°, recomenda planos inclinados usualmente abertos na lapa, distantes de 5 a 15 m do corpo. Para planos de declividade superiores a 20°, recomenda esquipas e para declividades inferiores a 18°, recomenda correias transportadoras, se for viável combinar com a britagem subterrânea de minério.
- Para corpos de grande profundidade, verticais ou com forte mergulho; recomenda poço vertical feito na lapa.

2.3.3 FATORES FUNCIONAIS

Ao projetar um poço um dos primeiros itens de ser examinado é a identificação de sua função. Segundo EDWARDS, 1988 os poços normalmente pertencem a uma ou combinação das seguintes categorias:

- Produção: transporte vertical de minérios, resíduos e estéril;
- Serviço: transporte de pessoal e materiais;
- Ventilação: vias de fluxo de ar ascendente e descendente;
- Exploração: desenvolvimento da mina e pesquisa mineral;
- Fuga: evacuação de emergência.

De fato, a função do poço na operação da mina já determina uma série de parâmetros operacionais como: profundidade, diâmetro, forma da seção, localização e tipo de revestimento ou reforço mais adequado. Esses parâmetros, além dos fatores geológicos e geotécnicos, afetam diretamente os custos de construção pois dependem do método construtivo a ser

empregado.

2.4 MÉTODOS DE ESCAVAÇÃO

2.4.1 MÉTODO CONVENCIONAL

Perfuração e desmonte com explosivos constituem o método convencional de abertura de poços em maciço rochoso. O avanço se dá por ciclos sucessivos de eventos de perfuração, detonação, limpeza e aplicação de suporte temporário ou definitivo, em função do maciço atravessado. Cada ciclo pode durar até 8 horas de trabalho ininterrupto, não permitindo avançar mais do que 6 a 8 m/dia. As dificuldades se avolumam a medida que as profundidades crescem e possuem sérias limitações para grandes profundidades.

2.4.2 MÉTODOS MECÂNICOS

Os métodos mecânicos, que incluem o uso de perfuradoras de grande diâmetro, utilizados com muito sucesso em obras civis a partir dos anos 50, passaram a ser aplicados mais freqüentemente na mineração, no início dos anos 60, e se tornaram itens importantes na segurança e economia das operações mineiras subterrâneas.

Existem pelo menos três tipos fundamentais de máquinas, com pequenas diferenças entre elas, assim, tem-se:

“SHAFT DRILLING”

É considerado como uma extensão das técnicas convencionais de perfuração rotativa utilizadas na perfuração de poços de petróleo. O desenvolvimento desta técnica deve-se a Atomic Energy Commission (AEC), nos anos 60 como parte de um programa de testes nucleares em Nevada/USA.

Esta técnica solucionou várias construções em locais e condições adversas de terrenos. A técnica consiste em escavar o poço em sentido

descendente utilizando uma torre de perfuração localizada na superfície, dotada de perfuratriz de grande diâmetro. A escavação do poço pode dar-se em uma etapa ou etapas sucessivas de aprofundamento. A retirada dos detritos da furação é feita mediante circulação da lama de perfuração. Em terrenos desfavoráveis esta lama mantém a estabilidade das paredes do poço e impede que o fluxo d'água invada o poço durante a instalação do revestimento.

“SHAFT BORING”

É a tecnologia mais recente e provavelmente a mais avançada na construção de poços, embora o desenvolvimento desta ocorresse há quase 40 anos. O equipamento é denominado máquina perfuradora de poços (“shaft boring machine”) dotada de cabeça perfuradora de diâmetro superior a 5 m com mira laser, sendo semelhante as máquinas tuneleiras (“tunnel boring machine”) com pessoal a bordo, e sistema automático de retirada de detritos da perfuração.

As principais empresas fabricantes de equipamentos “shaft boring” são Wirth GmbH de Erkelenz da Alemanha e a Robbins Company de Seattle nos Estados Unidos.

“RAISE BORING”

Conhecidas também como “raise drilling”, é um sistema de escavação de poços e chaminés entre dois níveis de trabalho. Todos os níveis podem ser em subsolo ou o nível superior na superfície.

Este método foi desenvolvido nos Estados Unidos nos anos 50 e consiste em efetuar primeiro um furo piloto seguido de alargamento do furo no sentido ascendente, utilizando-se sucessivamente uma cabeça de corte de maior diâmetro em várias etapas até atingir o diâmetro desejado.

Esta máquina foi utilizada pela primeira vez na mina Homer Wanseca em Michigan. Foi iniciado com um furo piloto de 250 mm de diâmetro até atingir o diâmetro final de 1016 mm.

A partir desta experiência diversas inovações foram introduzidas para

conectar perpendicularmente as galerias horizontais em diferentes níveis. A potência das máquinas aumentaram de 75 kW, para 250 kW e atinge os 400 kW atualmente.

Com o avanço tecnológico das máquinas, cresceu o número de países usuários das máquinas na construção de chaminés e furos pilotos de poços de grandes diâmetros para içamento de minério, estéril e ventilação, e na construção de centrais hidroelétricas e depósitos subterrâneos. Podem ser utilizadas para diâmetros entre 2 a 3 m e profundidades de 100 a 200 m.

Um dos maiores poços realizados por este método é o poço de ventilação da mina de Rusternberg Plate na África do Sul, com um diâmetro de 6 m e 1.099 m de profundidade.

A aplicação iniciada nos EUA, se estendeu para outros países, entre eles Austrália, Canadá, México, Brasil, África do Sul e finalmente Europa.

3. MINA FAZENDA BRASILEIRO

O início das investigações geológicas da região se deu em 1972 através de um Programa de Prospeção Regional, executado pela DOCEGEO tendo como objetivo principal descobrir depósitos de metais básicos.

Em 1976, foi feito um levantamento aerogeofísico pelo sistema INPUT, que proporcionou o reconhecimento de 2500 anomalias, das quais foram selecionadas 300. Da avaliação das anomalias resultou em escolher 62 pontos objetivos onde realizaram-se campanhas de geoquímica do solo, geofísica terrestre e mapeamento geológico dos mesmos. Em um dos pontos selecionados, situado sobre a "Faixa Weber", segundo denominação de MARQUES (1979), foi descoberto um afloramento de rocha quartzo-feldspática rica em sulfetos, com um teor de 2 g/t em ouro, que juntamente com outros fatores de ordem econômica, provocou uma reviravolta no objetivo principal de prospeção da área. Com a mudança, foi criado o projeto WEBER para o desenvolvimento dos trabalhos de investigação de superfície e de subsolo.

Em 1982, a DOCEGEO apresentou ao Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM) um relatório de investigação com as seguintes reservas: 211 430 toneladas de mineral intemperizado com um teor médio de 5,4 g/t de ouro e 3 800 mil t de mineral sulfatado com um conteúdo médio de 7,7 g/t de ouro (SANTOS, et al. 1988).

Em 1983, a CVRD, contratou a empresa de projetos e consultoria Paulo Abib Engenharia S.A., para realizar estudos de viabilidade econômica e beneficiamento mineral pelo método de pilhas “heap leaching” (HL), para recuperar o minério intemperizado. O método foi rapidamente viabilizado e os primeiros testes de funcionamento já no final de 1984.

Com a criação da Superintendência de Metais Nobres SUMEN em 1985, intensificaram-se os trabalhos de desenvolvimento subterrâneo da mina, proporcionando a definição de um controle de corpos de minério em subterrâneo.

Nesse mesmo ano, foram iniciados os estudos para escolha do método de lavra subterrânea e beneficiamento do minério sulfetado. Os primeiros trabalhos de desenvolvimento da mina foram iniciados em 1986.

A mina subterrânea iniciou sua produção em Outubro de 1988, com uma capacidade inicial de 1,8 t de ouro por ano, utilizando-se o método de lavra por desabamento em subníveis (sublevel caving).

Em 1991, problemas de subsidências em superfície e necessidade de aumentar a capacidade de produção, leva a CVRD a realizar um extenso programa de investigações geotécnicas com participação de profissionais da empresa e consultoria externa.

Do trabalho de caracterização e classificação do depósito mineral resultou um modelo geomecânico da mina Fazenda Brasileiro, que até hoje vem sendo utilizado nos estudos de estabilidade das atividades de lavra subterrânea pelo método de realce aberto em subnível (“sublevel open stoping”), com uma produção de 80 mil t/mês, de minério de ouro

O projeto Fazenda Brasileiro 2000, consolida a ampliação das reservas de mineral sulfetado em níveis mais profundos e aumenta da produção da mina para 7 t de ouro/ano, a partir do ano 2001.

3.1 LOCALIZAÇÃO E ACESSO

A mina de ouro de Fazenda Brasileiro está localizada em Serrinha, na região Norte do Estado da Bahia, no Município de Araci, a 12 Km a Oeste da cidade de Teofilândia e a 180 km a Noroeste de Salvador. Suas coordenadas

geográficas $11^{\circ} 27'$ de latitude Sul e $39^{\circ} 04'$ de longitude Oeste, estão contidas no mapa de localização na Figura 3.1.

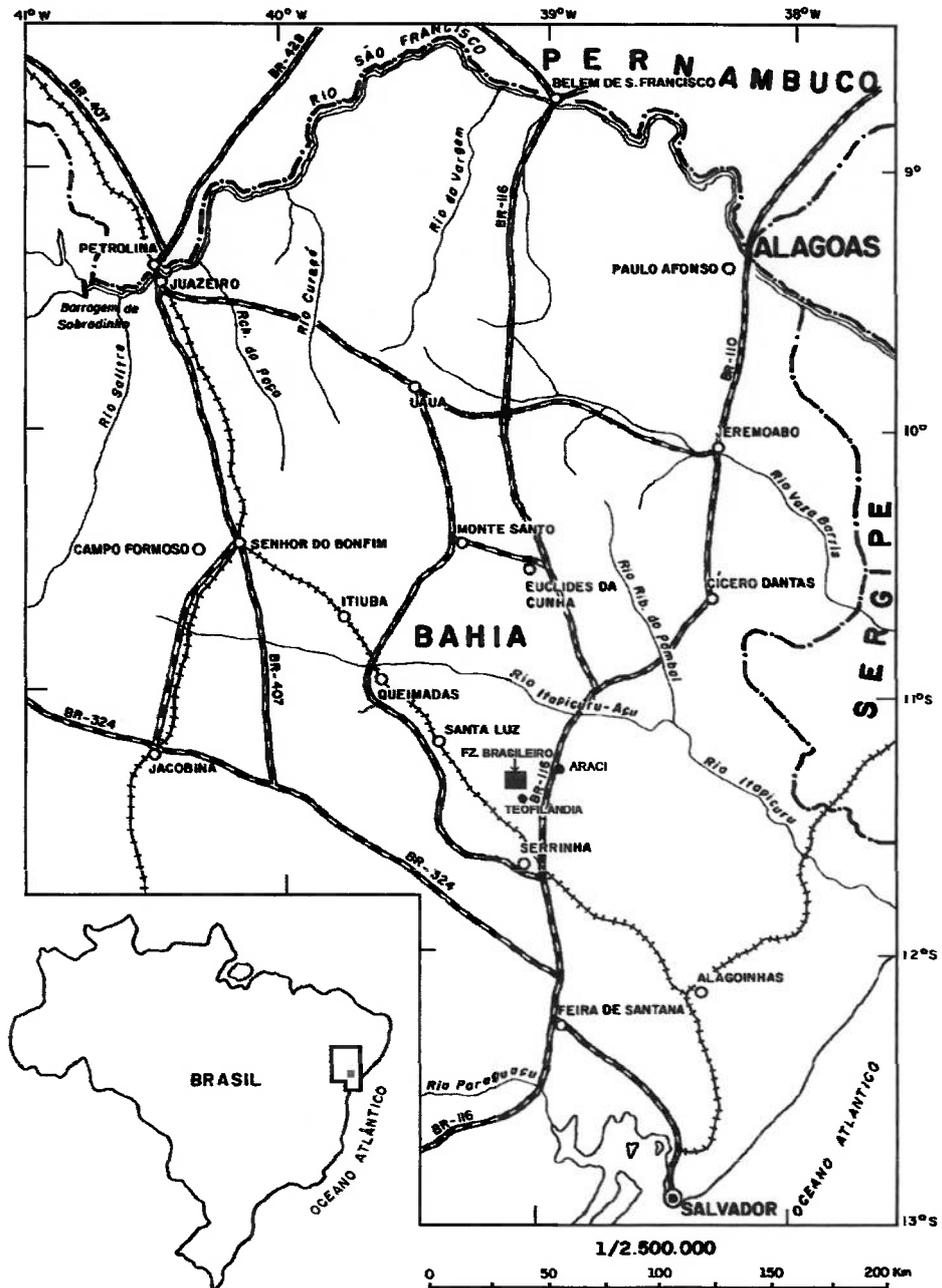


Figura 3.1 - Mapa de localização da mina Fazenda Brasileiro (CVRD,1997).

O acesso a partir de Salvador é pela via BR - 324 até Feira de Santana, e pela BR - 116 até Teofilândia, com um total de 210 km de estrada asfaltada. De

Teofilândia mais 12 km de estrada de terra, bem conservada, se chega às instalações da mina Fazenda Brasileiro.

3.2 CLIMA E RECURSOS DA REGIÃO

O clima é semi árido, com temperaturas médias anuais entre 24 e 26°C, com sol na maior parte do ano e chuvas só em determinadas épocas, geralmente, em outono e primavera.

Anualmente no Nordeste do Brasil chove até 500 mm, não sendo assim, na maior parte do País onde as chuvas anuais ficam entre 1.000 a 2.000 mm. O clima no Nordeste do Brasil, em 1982, 1984 e 1998, foi afetado pelo fenômeno “El niño”, produzindo-se uma seca de proporções catastróficas. Ultimamente, no início de agosto do 2000, precipitações pluviométricas ocasionaram grandes inundações.

A água sub-superficial circulante é reduzida, sendo captada de poços e por sistema de bombas é armazenada em pequenos lagos construídos para estes fins. Esta água é consumida pela população da zona rural e por animais domésticos. O núcleo habitacional e residências de funcionários da CVRD, contam com serviço de água potável.

A mão de obra é proveniente das localidades vizinhas como Teofilândia, Serrinha e Araci. Os profissionais técnicos, geólogos e engenheiros são de Institutos Superiores e Universidades de Salvador e de outras partes do País.

Os empregados para trabalhar nas diferentes dependências da mina são treinados, através de programas de qualidade de vida e segurança no trabalho.

A energia elétrica utilizada na mina provém da Companhia de Eletrificação do Estado da Bahia (COELBA). O serviço de energia é terceirizado pela Engenharia e Serviços S.A. que encarrega-se do suprimento para equipamentos de mina, usina e consumo no núcleo de habitação da CVRD.

A mina possui serviço médico permanente. Conta com serviço odontológico, oftalmológico para todos os trabalhadores e seus familiares. A empresa fornece serviço de restaurante subvencionado para todos seus trabalhadores em ambiente de camaradagem, não se distinguindo chefes e

subordinados. No núcleo habitacional, com jardins e arranjos paisagísticos funcionam escolas de primeiro e segundo grau, para todos os filhos dos trabalhadores.

3.3 GEOLOGIA LOCAL DO DEPÓSITO

A configuração topográfica da área é de relevo plano a suavemente ondulado com presença de elevações moderadas que atingem até 50 m. O solo esta conformado por material quaternário de espessura variável de 1 a 3 m, coberto de vegetação típica da zona circundada por pequenos bosques e pastos silvestres, que são aproveitados para pastagem de animais.

O depósito mineral esta localizado ao extremo sul do “Greenstone Belt” do rio Itapicuru (Bahia), no contato entre as unidades metavulcânicas máfica e félsica onde é encontrada uma faixa de rochas vulcânico-sedimentares que se estendem por 10 km, com direção geral E-W, denominado por MARQUES (1979) de faixa “Weber”. TEIXEIRA (1984), dividiu a geologia local em 3 seqüências, vistas na Figura 3.2.

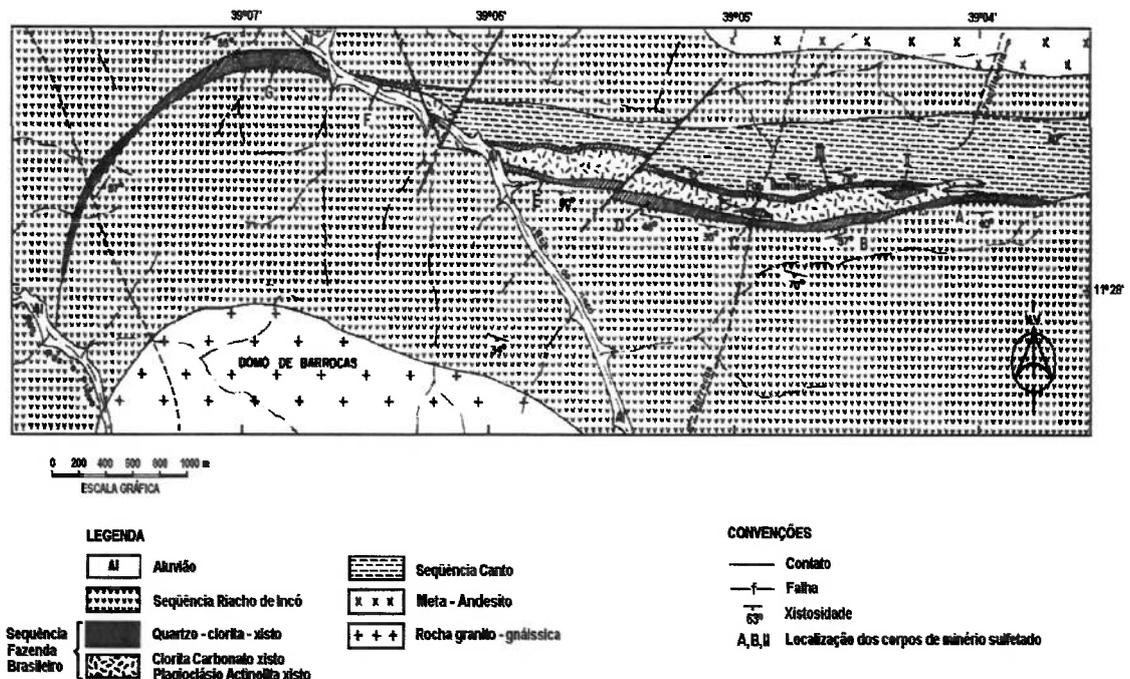


Figura 3.2 - Mapa geológico da Faixa Weber (modificado de Teixeira – 1984. In: SANTOS, et al. 1988).

- a) Seqüência Riacho do Incó, conformada por carbonato-clorita-xistos com intercalações de material carbonoso. Na base dessa seqüência, encontra-se uma camada contínua de 3,0 m de espessura média, composta de grafita-carbonato-sericita-clorita-xisto.
- b) Seqüência Fazenda Brasileiro, formada por dois níveis: 1^o nível de quartzo-carbonato-clorita-xisto, seguido de um pacote intermediário de quartzo-sericita-clorita-carbonato-xisto e metagabro. No 2^o nível, de quartzo-carbonato-clorita-xisto. Os dois níveis apresentam-se localmente com magnetita.
- c) Seqüência Canto, é constituída por meta-tufos e meta-aglomerados vulcânicos com intercalações de metapelitos carbonosos.

A mineralização na seqüência Fazenda Brasileiro é encontrada nos dois níveis de quartzo-carbonato-clorita-xisto. Os corpos de minério (A, B, II) nesta seqüência são formados por veios de quartzo-albita-carbonato, sulfetos (arsenopirita, pirita e pirrotita) e ouro, apresentando formas irregulares ao longo do mergulho como da direção de mergulho da camada. O conjunto apresenta-se localmente deslocado por falhamentos posteriores de direção aproximadamente N-S.

3.3.1 TIPOS LITOLÓGICOS

Segundo VIAL (1986), foi possível a identificação de oito tipos litológicos. Uma descrição resumida da litologia feita pelo autor, incluindo algumas modificações posteriores incluídas pela equipe de geologia da mina é apresentado a seguir (SANTOS, et al., 1988):

- a) CCX - Carbonato-clorita-xisto, de cor verde claro, granulação fina, podendo conter porções ricas em anfíbolito;
- b) GRX - Carbonato-sericita-clorita-xisto com grafita, de granulação fina, cor cinza a negro apresentando localmente textura laminada;
- c) CLX - Quartzo-clorita-xisto, de cor verde, granulação média e localmente apresentando cristais idióblásticos de magnetita. O quartzo geralmente está na forma de pórfiros azulados. A clorita geralmente apresenta uma razão Fe/Mg de

- 15/1, e em porções ricas em ferroactinolita a razão de Fe/Mg de 5,5 a 6,0/1, segundo Lopes (1982), In: SANTOS et al. (1988);
- d) CAX - Sericita-clorita-carbonato-xisto, de cor cinza claro e granulação fina. A porcentagem dos minerais varia bastante de amostra para amostra e é marcante a abundância em carbonato. É comum também a ocorrência de pequenas porcentagens de biotita e plagioclásio sericitizado;
- e) PAX - Plagioclásio-actinolita-xisto, de cor verde claro e granulação média. O plagioclásio encontra-se epidotizado e contem pequenas porcentagens de carbonato e clorita. É comum nesta rocha a presença de textura ofítica a subofítica preservada;
- f) SUF - rocha com mais de 5% de conteúdo de sulfetos (arsenopirita, pirita e pirrotita), englobando quartzo-clorita-xisto (CLX) sulfetado, veios de quartzo com plagioclásio e sulfetos e, também, massas irregulares de arsenopirita maciça. Este tipo litológico constitui o minério sulfetado.
- g) QZO - veios de quartzo leitosos ou cinzentos, localmente contem sulfetos (menos de 5%), não é raro observar ouro livre;
- h) CAP - rocha composta por carbonato, plagioclásio e quartzo, de cor cinza claro, textura microcristalina e localmente laminada.

Através da figura 3.3, é apresentado o mapa geológico do Corpo C–Snr 8.

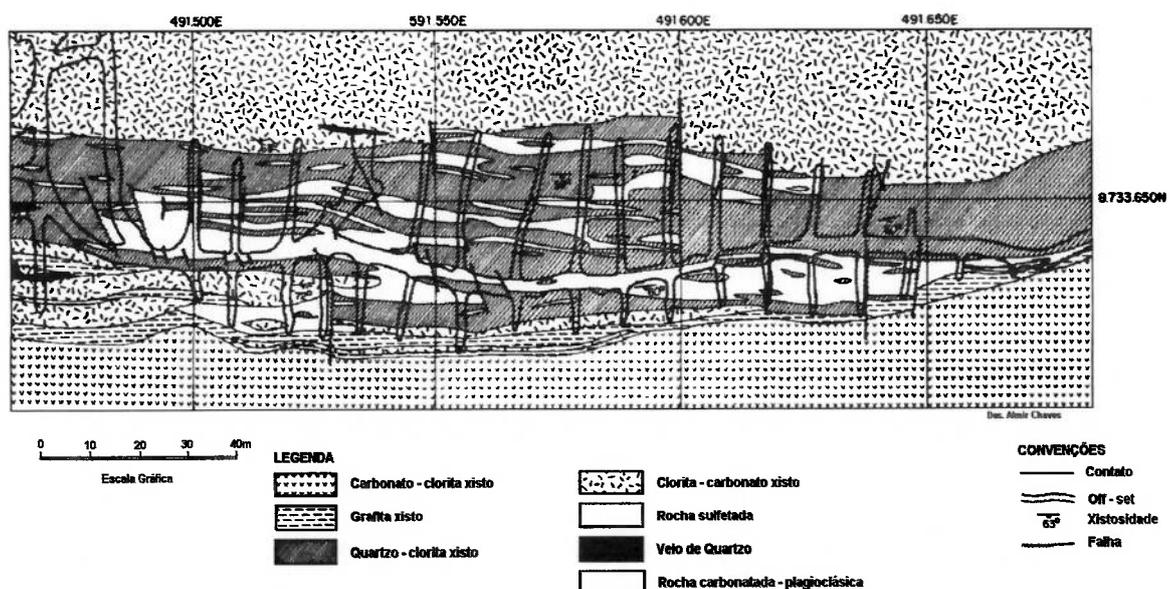


Figura 3.3 - Mapa Geológico do subnível 8 (corpo C, cota 286 m. In: SANTOS, et al. 1988).

A figura mostra uma coluna de distribuição dos tipos litológicos na seqüência de topo para a base tal como são encontrados atualmente e sem nenhuma conotação estratigráfica.

Os contatos entre os diversos tipos litológicos são geralmente transicionais, principalmente da camada principal de CLX com CAX da base, onde o intervalo de transição chega a ter 5 metros de espessura. O CAP e os veios de quartzo (QZO) apresentam sempre contatos bruscos com as rochas encaixantes. O CAP ocorre sob a forma de lentes ou "sills" subconcordantes encaixados em vários tipos litológicos (SANTOS et al. 1988).

3.3.2 GEOLOGIA ESTRUTURAL

No mapeamento foram identificados elementos estruturais indicando que ocorreram pelo menos 3 fases de dobramento (SANTOS op. cit):

- a) A primeira fase representada pela xistosidade principal (S_n), que é paralela á estratificação e pode ser interpretada como sendo uma clivagem plano axial de dobramentos isoclinais. Estes dobramentos, todavia, não foram identificados na área de influência da mina. A direção geral da xistosidade é E-W com um mergulho médio de 50° para Sul.
- b) A xistosidade principal encontra-se dobrada desenvolvendo uma clivagem plano axial (S_{n+1}) também de direção E-W e mergulhando em torno de 70° para o Norte. Estes dobramentos apresentam um padrão em "Z". O eixo dos mesmos tem uma atitude em torno de $S85^\circ E/11^\circ$, com o desenvolvimento de lineação que condiciona a mineralização;
- c) Os elementos da terceira fase observada são dobramentos abertos, de plano axial subvertical, de direção próxima ao N-S, associada a uma lineação que possui atitude de $S38^\circ W/54^\circ$.

Intenso cisalhamento pode ser observado ao longo de todo o pacote de rochas, caracterizado por planos de direção preferencial E-W com mergulho variável. Muitas vezes esses planos de cisalhamento estão paralelos com a xistosidade dificultando sua observação ao longo de toda a extensão.

O maciço apresenta também um sistema de fraturas e falhas, geralmente com pequenos segmentos, nas direções NE e NW, com um mergulho vertical.

O estudo estatístico das juntas permitiu a identificação de 5 famílias com as seguintes atitudes: J1 (N57°E/71°NW); J2 (N36°W/88°NE); J3 (N25°E/88°NW); J4(E-W/15°N) e J5 (N-S/84°W). A família J2 apresenta algumas variações de atitude em alguns subníveis do corpo (ALBUQUERQUE, et al. 1990).

3.3.3 DEPÓSITO MINERAL

A mineralização aurífera de Fazenda Brasileiro está encaixada num cinturão de rochas verdes, perto de 10 km de extensão, onde constam 10 corpos minerais completamente identificados (vide Figura 3.4).

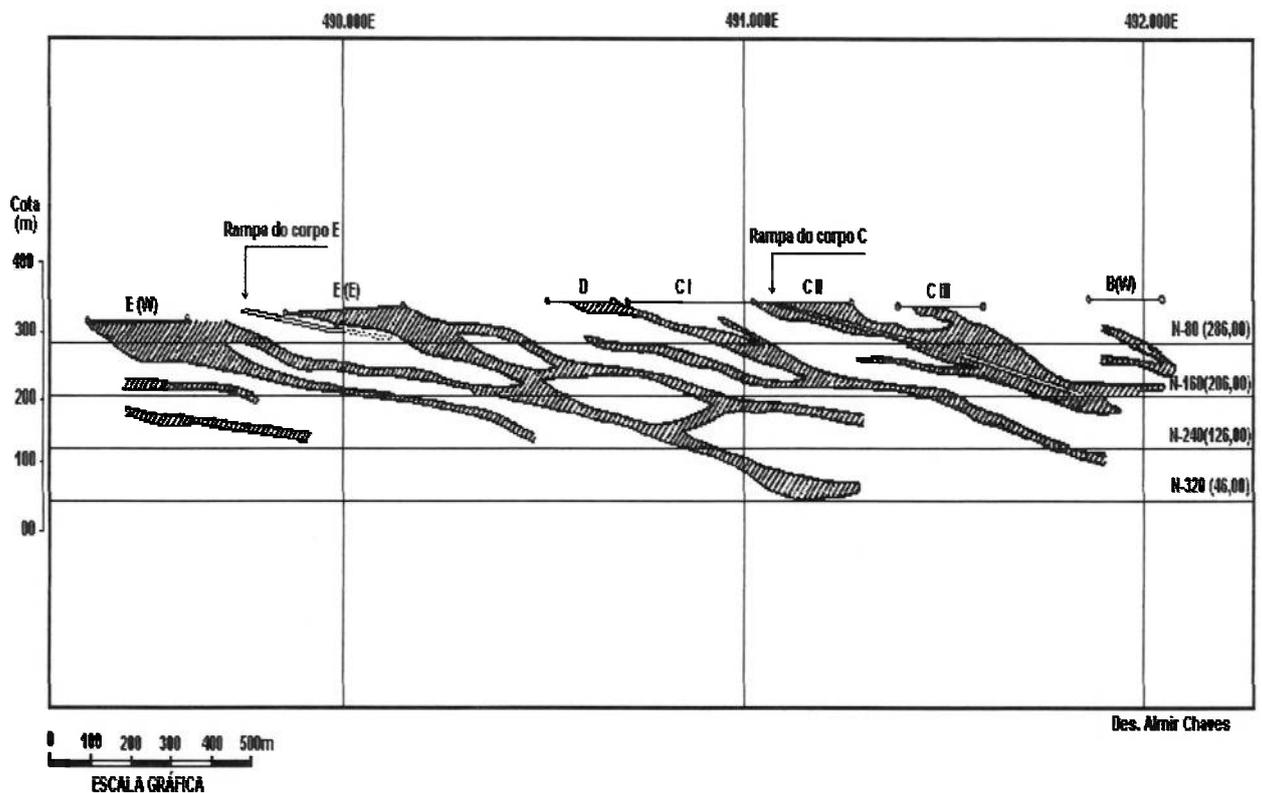


Figura 3.4 - Perfil longitudinal de alguns corpos minerais. (SANTOS et al., 1988).

O minério de ouro é constituído por veios sulfetados encaixados em quartzo-clorita-xisto, com espessura média de 20 m, pode chegar a 35 m, e por veios de quartzo com ouro livre, com espessura média de 10 m e pode chegar a 30 m, encaixados em carbonato-clorita-xisto.

A rocha encaixante na lapa e sericita-clorita-carbonato-xisto com 40 m de espessura e o teto é carbonato-sericita-clorita-xisto com grafite de 3 a 4 m de espessura ao qual se sobrepõe um carbonato-clorita-xisto, tal como pode ver-se na seção da Figura 3.5

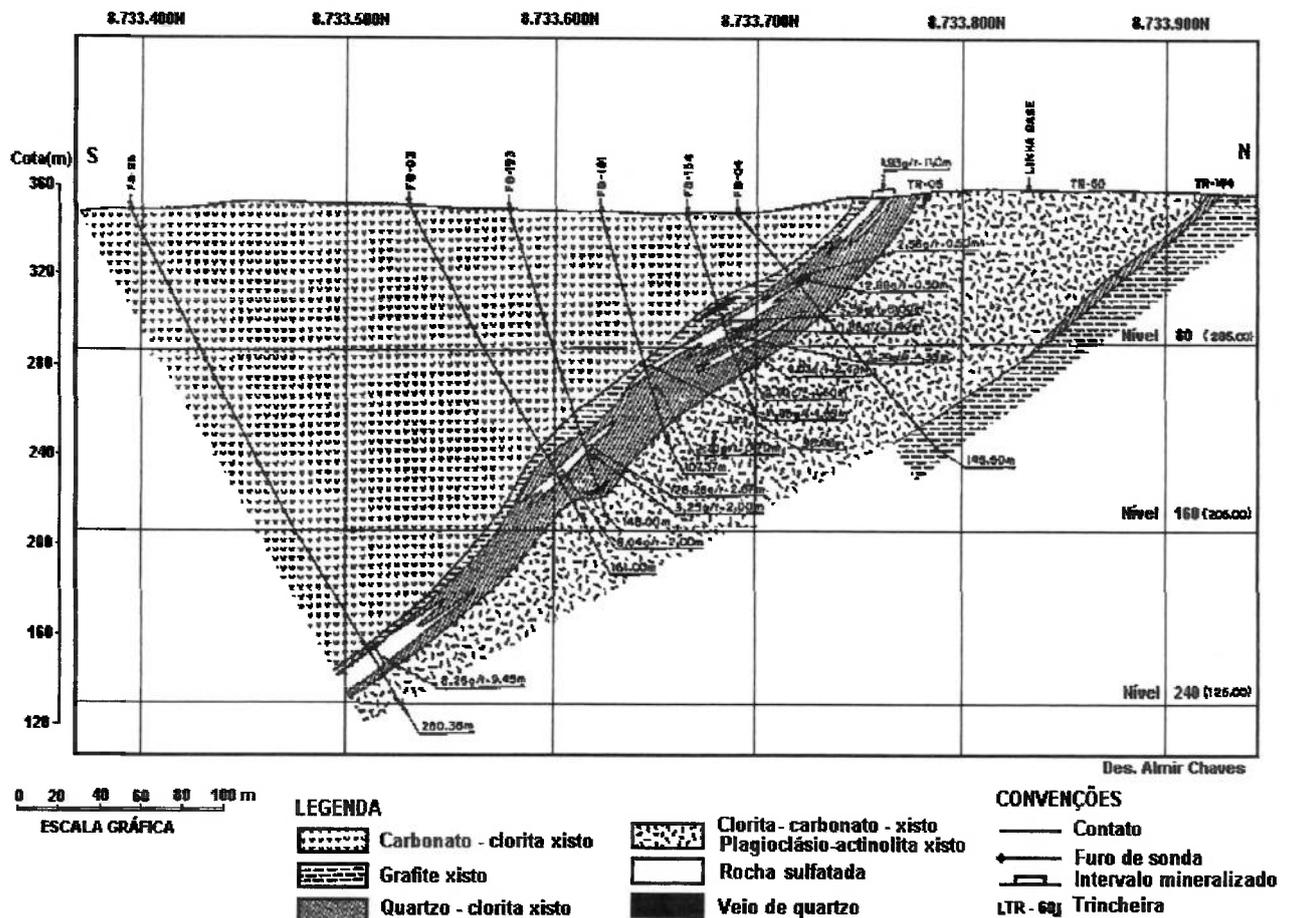


Figura 3.5 - Perfil geológico transversal mostrando os corpos de mineral próximos à camada CLX (SANTOS, et al., 1988).

Os corpos de mineral são concordantes com a estrutura, alinhando-se na direção E-W, mergulhando em média 50° para o Sul.

3.3.4. RESERVAS MINERAIS

Nos cálculos da reserva da mina Fazenda Brasileiro foram consideradas todas as informações obtidas através da amostragem por canais, escavações em corpos minerais lavrados, furos de sondagem e aberturas subterrâneas. Os dados foram lançados em planta e perfis para a quantificação do volume e respectiva tonelagem através do método da área de influência (polígonos e seções).

Periodicamente são realizadas avaliações das reservas, a medida que novas informações são obtidas por trabalhos de desenvolvimento exploratórios e de sondagens. A informática é sistematicamente utilizada aplicando métodos interativos nos cálculos de reserva. Tal procedimento permite uma melhor e rápida interação da grande quantidade de dados conhecidos, frente às novas informações, permitindo a constante atualização de reservas (vide Tabelas 3.1 e 3.2).

Tabela 3.1 - Reservas de minério sulfetado ao 31/12/99 *

| CLASSES DE RESERVAS | TONELAGEM (Mt) | TEOR (gAu/t) |
|---------------------|----------------|--------------|
| Reserva provada | 1.00 | 5,35 |
| Reserva provável | 2.81 | 4,83 |
| Recurso inferido | 14.11 | 6,62 |

Tabela 3.2 - Reservas de minério oxidado ao 31/12/99 *

| CLASSES DE RESERVAS | TONELAGEM (Mt) | TEOR (gAu/t) |
|---------------------|----------------|--------------|
| Reserva provada | 0,02 | 1,84 |
| Reserva provável | 0.02 | 1,80 |
| Recurso inferido | 0.13 | 1,50 |

* Informação fornecida por Paulo H. Orlandi, 23/8/2000

3.4 MÉTODOS DE LAVRA

Na mina Fazenda Brasileiro o minério é lavrado por dois conjuntos de operações mineiras fundamentais. Para o minério superficial aplica-se a lavra a céu aberto e para o minério mais profundo em subsolo a lavra subterrânea.

A lavra a céu aberto é feita até uma profundidade de 20 m, aproveitando-se o mineral oxidado de superfície que é britado e conduzido para a lixiviação em pilhas.

A lavra do minério é feita em bancadas com escavadoras e caminhões basculantes comuns (vide Foto 1). Por vezes, o desmonte com explosivo é necessário para fragmentação da porção menos alterada do minério.



Foto 1 – Sistema de carga e transporte por caminhões basculantes.

A lavra subterrânea, iniciada em Outubro de 1988, consistia no método de desmoronamento em subníveis (“sublevel caving”) e sua variante, desmoronamento em subníveis com enchimento (“sublevel shrinkage-caving”).

Com o aprofundamento da mina e melhora da qualidade do maciço rochoso, o método passou a ser o de realce aberto em subníveis (“sublevel open stoping”), vide Figura 3.6.

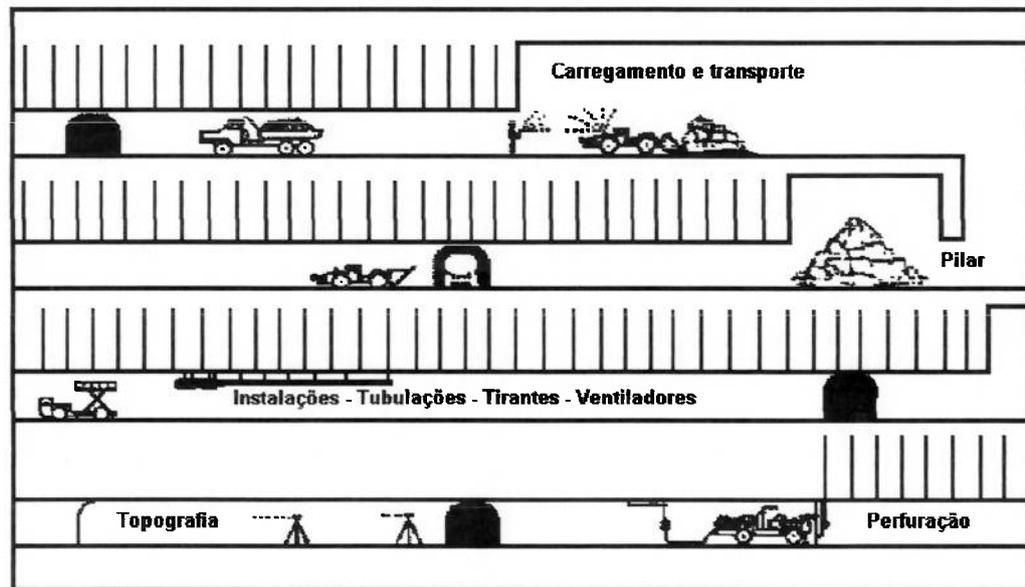


Figura 3.6 - Seqüência de operações - método de realce aberto em subníveis (modificado, relatório CVRD, 1997).

Este último é o principal método hoje utilizado devido a:

- flexibilidade operacional de máquinas e serviços;
- elevado índice de mecanização de operações e alta produtividade;
- alta taxa de desenvolvimento por tonelada removida.

A fim de melhorar a produtividade, a altura entre subníveis aumentou gradativamente de 10 a 13 m e, atualmente, já opera a 15 m. Existem estudos visando possibilidade de aumentar até a uma altura de 20 m, o que permitirá aumentar a produção com redução de custos.

3.5 PLANEJAMENTO OPERACIONAL DA MINA

A mina conta com uma equipe de planejamento composta de três engenheiros de minas, dois técnicos em minas e uma técnica em geologia. A distribuição de tarefas é da seguinte forma:

- 1 engenheiro de minas para planejamento operacional a longo prazo;
- 2 engenheiros de minas para planejamento operacional a curto e médio prazo;
- 1 técnico de minas para controle de ventilação;
- 1 técnico em minas, para apoio às operações de lavra;
- 1 técnica em geologia processamento de dados.

Esta equipe dispõe de uma estação servidora IBM 7010-160, com 2 Gb de disco rígido e 128 Mb de memória RAM, três terminais HP, além disso de estações de trabalho ligados a rede interna da Fazenda Brasileiro.

Utiliza o programa LYNX para modelagem geológica, aplicações geoestatísticas e trabalhos de engenharia. Complementando o LYNX, foram desenvolvidos alguns programas em PASCAL, que são continuamente atualizados atendendo as solicitações por parte do pessoal de operações da mina. Recentemente adquiriram o sistema VULCAN, para modelagem digital da jazida, ainda em fase experimental e testes do aplicativo.

O setor de topografia encontra-se totalmente informatizada. O uso do programa TOPOGRAPH tornou os trabalhos de gabinete bastante ágil e preciso, com instrumentos de última geração como teodolitos e níveis eletrônicos de mira laser, dotados de coletores automático de dados. Existem 3 equipes para os trabalhos em subsolo e uma para superfície, perfazendo 7 técnicos, 8 auxiliares e um gerente (SOUZA et al., 1997).

Além dos programas de computadores já citados são utilizados o VNETPC, aplicado em ventilação, o COSMOS/M, EXAMINE 2D e PHASES aplicados em geomecânica.

3.5.1 TRABALHOS DE DESENVOLVIMENTO SUBTERRÂNEO

Com base nas informações de sondagens feitas, a partir das galerias já abertas, com seções espaçadas de 100 em 100 m, são localizadas as futuras rampas de acesso e as galerias de investigação. As rampas constituem, hoje, o principal meio de acesso ao corpo mineral e tem uma seção de 5,0 × 4,0 m (largura × altura) e inclinação de 15 %. As galerias de investigação partem das rampas de acesso e tem uma seção de 4,0 × 4,0 m ou 4,5 × 4,0 m, com

inclinação de 1 %, posteriormente serão utilizadas como vias de transporte de materiais entre o realce e as rampas (SOUSA, et al., 1997).

As rampas sempre são localizadas no piso dos corpos, enquanto que as galerias de investigação podem estar localizadas tanto no piso como no teto, dependendo da zona a ser investigada e leva em conta os parâmetros como distância dos pilares em relação à zona lavrada, distância de acesso ao corpo mineralizado e parâmetros geométricos de acordo com as dimensões e raios de giro das máquinas mineiras.

Ao longo das rampas e das galerias de investigação são abertos, a cada 25 m, nichos de sondagens de definição do corpo mineral e galerias de produção ou lavra.

3.5.2 DETALHAMENTO DO CORPO MINERAL

Com dados de topografia subterrânea é criado um mapa e um perfil longitudinal ao longo da galeria de investigação. Com ajuda do programa complementar desenvolvido para o LYNX, seções perpendiculares ao eixo da galeria são geradas automaticamente e espaçadas de acordo com a malha de perfuração. As seções são ajustadas de forma a ser mais perpendicular possível ao eixo da galeria, já que estas influirão no posicionamento espacial das informações coletadas (SOUSA, et al., 1997).

A cada seção o programa LYNX associa uma planilha de perfuração onde consta todos os dados necessários para a execução dos furos, tais como:

- ângulo de posicionamento da perfuratriz para cada furo;
- inclinação frontal do leque de perfurações;
- comprimento de cada furo;
- diâmetro do “bit” ou broca a ser utilizada;
- posição dos furos com relação ao nível superior ou galerias laterais

Nestas seções são, também, feitos furos com perfuratrizes roto-percussivas para coleta de amostras para análises químicas. As amostras são enviadas ao laboratório para determinação do conteúdo em ouro. De posse

desses resultados, é planejada a malha de perfuração para o desmonte do minério na galeria.

3.5.3 GALERIAS DE LAVRA

Uma vez definido o corpo mineral com teores, forma, tamanho e limites geométricos no espaço é idealizado o modelo tridimensional do realce (stope) da seção que abarca tudo que é considerado minério. A partir desta “reserva”, um novo realce é reprojetoado considerando agora os aspetos do método de lavra, sua forma geométrica, diluição e parâmetros de perfuração e desmonte.

Os realces em seqüência formam um “sólido” que representa todo o minério a ser desmontado naquela galeria. Para tal, análises geomecânicas definem se a viga deixada, entre os realces e camada de xisto grafitoso, oferece segurança durante os trabalhos de desmonte. Estas análises determinam a espessura da viga que permanecerá estável, sem risco à operação contínua das máquinas LHD's dentro do realce, mesmo que sejam controladas remotamente.

Após feitas as modificações necessárias em pilares vigas e/ou alteração na posição ou nas dimensões dos realces, são posicionadas as galerias de lavra e o plano de perfuração em leque é completado para as atividades de desmontes.

O explosivo tipo ANFO é o mais empregado no desmonte, com uma razão de carga linear de 2,3 kg/m para malha de 1,50 × 2,25 m e de 3,5 kg/m para malha de 1,75 × 2,60 m, o que dá uma média de 500 g/t na razão de carregamento (SOUSA et al., 1997). O sistema de iniciação utilizado é do tipo não elétrico (NONEL).

Os subníveis são espaçados de 15 metros cada, medidos na vertical, e as galerias de lavra de seção 4 × 4 m e inclinação de 1% são abertas até os limites da mineralização em cada subnível. O acesso a cada subnível em geral desemboca no centro, permitindo a abertura de galerias em ambos sentidos de até 400 m para cada lado.

Ao longo das galerias de lavra e a cada 100 m existem pontos de carga/manobra que permitem o acesso das LHD's até a frente de trabalho. Um

parâmetro fundamental respeitado é a espessura da laje relativamente ao estrato de grafite GRX, de resistência mecânica fraca, vide Figura 3.7.

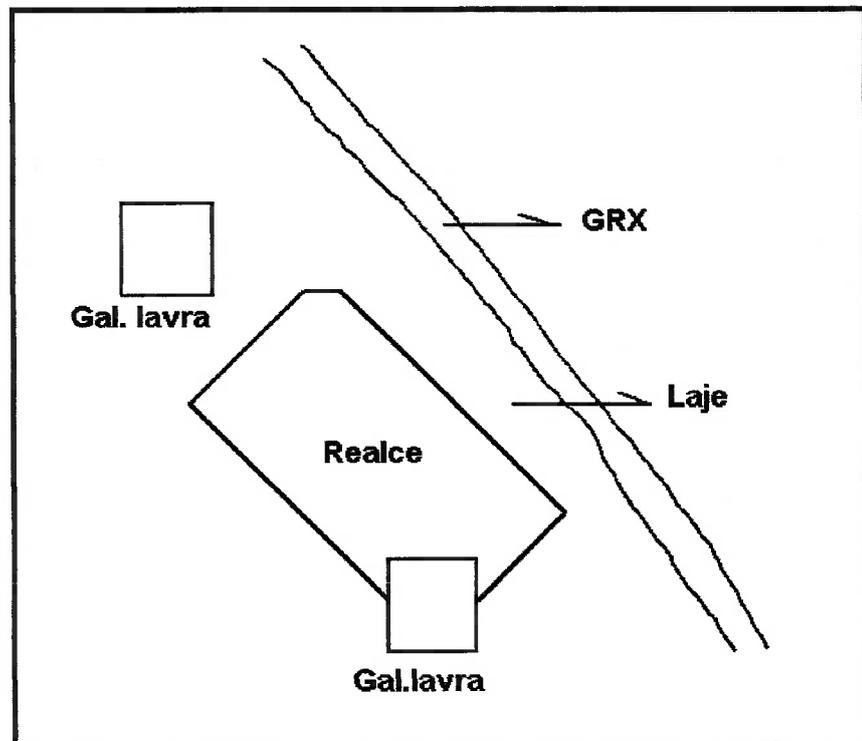


Figura 3.7 - Posição da galeria de lavra e realce com relação ao xisto grafitoso (SOUZA et al., 1997).

A camada de xisto grafitoso não é autoportante e interfere na segurança e nas operações do realce, além de contaminar o minério no processo de recuperação do ouro. A prática da lavra mostra que espessura da laje não deve ser inferior a 4 m.

A equipe de planejamento com o programa VNETPC analisa os diversos circuitos e efetua as simulações necessárias para um melhor sistema de ventilação da mina. Este programa permite a inclusão ou exclusão de um ou mais ventiladores dos circuitos e prevê o que acontece na interligação de rampas, subníveis, influência de novas aberturas de ventilação, instalação de portas reguladoras, mudanças nas características dos ventiladores (alteração do "pitch" das paletas), cálculo de resistências em um ou mais circuitos, determinação da vazão nos diversos trechos, cálculo da pressão total de ventiladores, cálculo das perdas de pressão ao longo dos circuitos, etc.

3.6 CONCENTRAÇÃO DE MINERAIS

O minério extraído da mina subterrânea e a céu aberto é beneficiado nas usinas de concentração CIP ("Carbon in Pulp") para mineral sulfetado com um conteúdo $\geq 3,0$ g/t. A concentração HL ("Heap Leaching") para mineral oxidado com um conteúdo $< 3,0$ g/t. A produção é de 408 kg de Au/mês na planta CIP e de 20 kg/mês na HL.

A recuperação nas usinas em 1996 foi de 94.82% para a CIP (projeto 95%) e de 78% para lixiviação em pilhas, isto demonstra um bom desempenho.

O minério sulfetado na planta CIP passa por três estágios de britagem, depois por correias transportadoras é conduzido para a unidade de moagem úmida. A polpa passa por hidrociclones para classificação das partículas minerais. Entre as baterias de hidrociclones o ouro livre é retido e retirado do circuito por "jigues" (agitadores) e mesas vibratórias. Aproximadamente 40% do metal é recuperado nesta etapa, produzindo concentrado de 30% de ouro, que é enviado à fundição.

O restante da polpa, ainda contendo ouro, é bombeada para o espessador para recuperar a água de processo. Após é transferida para duas linhas de cianetação onde ocorre a dissolução química e o ouro é absorvido em carvão ativado. Removido o ouro da polpa, o rejeito é transferido para a barragem de rejeitos onde a água é clarificada e retorna à usina. A barragem de rejeitos é impermeabilizada por mantas de PVC, com fins de evitar a percolação das soluções e provocar danos ambientais.

O carvão ativado com ouro é classificado, dissolvido e bombeado para células de eletrodeposição onde o ouro se deposita na superfície dos cátodos com lã de aço. Os cátodos são fundidos e o "bullion" moldado em barras de 12 kg, com um conteúdo de 90% de ouro, 8% de prata e 2% de outros elementos. O carvão após dessorção é reativado. (vide fluxograma do processo, na Figura 3.8).

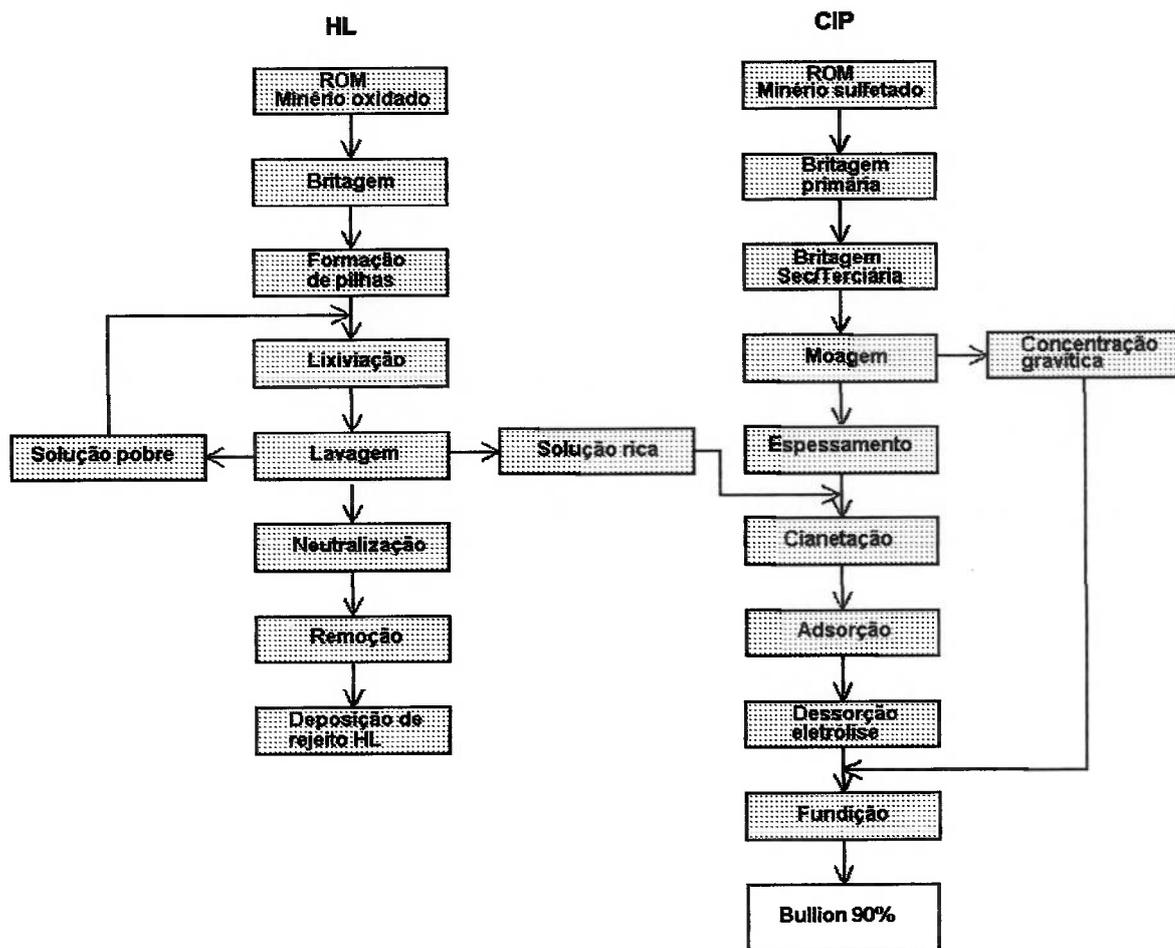


Figura 3.8.- Fluxograma do processo de tratamento do ouro (CVRD, 1997)

O minério oxidado no processo HL é britado e aglomerado em pilhas. A lixiviação é realizada por aspensão de uma solução de cianeto de sódio. O ciclo de lixiviação e lavagem é de 60 dias. A solução rica em ouro é transferida para a planta CIP, onde se recupera o ouro. O resíduo sólido é desintoxicado e transportado a uma área apropriada.

3.7 MINA E MEIO AMBIENTE

Desde a implantação da mina, trata-se com muita preocupação a questão ambiental. Os trabalhos de preservação do meio ambiente envolve atividades na área de recursos naturais, engenharia e educação ambiental.

Nos processos de extração de ouro, a preocupação da Fazenda Brasileiro é grande devido à utilização de produtos tóxicos. A instalação de revestimentos de manta de PVC nas áreas do reservatório, pilhas de lixiviação e barragem de rejeitos garantem a manutenção da qualidade ambiental evitando a contaminação do solo e águas subterrâneas.

A recuperação de áreas degradadas é o ponto alto de modo a assegurar o cumprimento da política ambiental da Empresa atendendo a legislação. Assim, as cavas abertas na lavra a céu aberto são preenchidas com material estéril (vide Foto 2). Após, é recolocado camadas de solo fértil e efetuado o plantio de vegetação procedentes do viveiro de plantas da região realizando-se desta forma, o processo de reflorestamento para recuperar a paisagem natural.

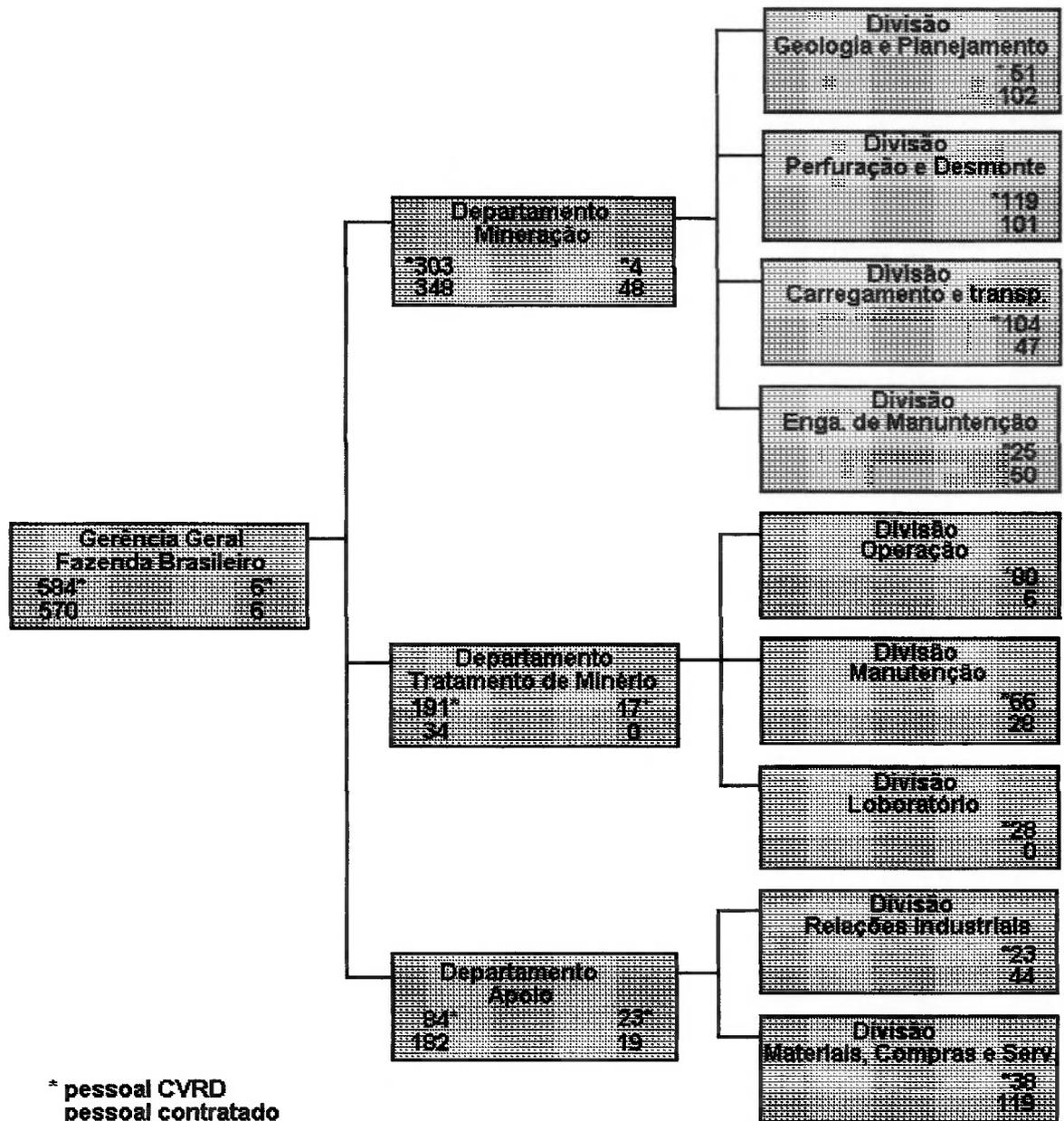


Foto 2.- Cava sendo preenchida com estéril.

Em 1997, a CVRD foi premiada com um certificado pela norma ISO 14001, indicada pela Empresa de Auditoria "Bureau Veritas Quality International",

colocando à CVRD como a primeira empresa de mineração do mundo a receber a chamado *selo verde*, o sistema de gestão ambiental universalmente aceito (BRASIL MINERAL, 1997).

3.8 ORGANOGRAMA DA MINA FAZENDA BRASILEIRO (CVRD, 1997)



4 PARÂMETROS GEOMECÂNICOS DA MINA

No início, todos os estudos foram baseados nos métodos empíricos de classificação geomecânica de BARTON et al. (1974) e LAUBSCHER (1977), para avaliação do tempo de auto-suporte dos maciços e dimensionamento de suportes. A grande aceitação destes métodos e do sucesso obtido deveram-se em parte do domínio das escavações de desenvolvimento sobre as de lavra.

Entretanto, com o passar do tempo a situação se inverteu, pois a lavra passou a exigir parâmetros geomecânicos de maior precisão, para os trabalhos de desmonte e produção de minérios. Assim, iniciaram-se os estudos para obtenção desses parâmetros mediante ensaios de laboratório executados no Agrupamento de Mecânica de Rochas do Instituto de Pesquisas Tecnológicas do Estado de São Paulo, IPT, obtendo-se a resistência à compressão, tração, módulo de elasticidade e tipos de ruptura. Foi o primeiro passo, na mina Fazenda Brasileiro, para a estimativa dos parâmetros geomecânicos mais realistas (CVRD, 1997).

O enfoque geomecânico da lavra subterrânea na época, ainda pouco profunda, era por estimativa do tempo de auto-suporte das paredes e teto das escavações. Este enfoque foi, entretanto, perdendo terreno por sua ineficácia e a atenção se voltou às rupturas de lajes da capa dos realces, gerando o modelo de lajes que passou a dominar o novo enfoque geomecânico.

Antecipando-se às mudanças que ocorreriam no ambiente subterrâneo mais profundo com o prosseguimento da lavra, foi feita uma campanha de ensaios de compressão triaxial e diametral sobre testemunhos de rocha no laboratório da Companhia Energética de São Paulo, CESP, para determinar a coesão, ângulo de atrito e tipos de ruptura por cisalhamento. Com esse banco de dados, foi elaborado o primeiro relatório de consolidação dos parâmetros geomecânicos da mina (CVRD, 1997).

Entretanto, dois problemas sérios relacionados com desabamentos mostraram que o modelo de laje adotado, ainda muito dominado pelo empirismo, era incapaz de tratar adequadamente os problemas: **subsidiência** observada em superfície causada por desabamento interno e **instabilidade** da capa em forma de lajes nos painéis da lavra subterrânea.

Diante desses problemas, foram iniciados estudos pelo método de análises de equilíbrio limite em modelo de vigas (SMITH, 1988) e experiências com os modelos de subsidiência progressiva de HOEK(1974) e de "crown pillar", que compuseram a segunda fase dos estudos geomecânicos. Grande atenção foi dada às rupturas da capa para calibrar o modelo de vigas adotado. Como resultado teve-se outro modelo conhecido simplesmente como de "lajes" (PAULO A. E., 1988), sendo esta uma variante do anterior.

As rupturas e desabamentos ocorridos foram bem monitorados por meio de instrumentação, o que permitiu estabelecer comparações de valores dos parâmetros geomecânicos obtidos por ensaios de laboratório. Foi um passo fundamental para aperfeiçoar o modelo de "lajes" e consolidar dos parâmetros geomecânicos de classificação dos maciços rochosos e obter como resultado um modelo geomecânico, até hoje utilizado nos estudos de estabilidade das operações de lavra (CVRD, op.cit.).

O programa de computação numérica, inicialmente selecionado para as análises foi o COSMOS/M primeira edição, versão 1.7, 1993, no começo através do programa cedido pela Geodinâmica Projeto e Consultoria e mais tarde pelo programa próprio adquirido pela CVRD e implantado na mina para uso rotineiro.

A informática, na mina Fazenda Brasileiro, desde então desempenha um papel ímpar nas atividades de planejamento e desenvolvimento das operações e

tem sido uma experiência rica em modelagem, definição dos parâmetros geomecânicos e interpretação de resultados. Análises globais de estabilidade envolvendo os maciços, desde a superfície até o nível de lavra, a 300 m de profundidade, permitiram mudar os conceitos de dimensionamento das lajes e vigas de proteção, para conferir maior segurança e otimizar as operações mineiras. Esta fase teve uma longa duração de aproximadamente cinco anos.

Novos programas numéricos foram rapidamente assimilados e vêm sendo utilizados, principalmente, EXAMINE 2D e 3D, PHASES, MICROLYNX e ultimamente o VULCAN.

4.1 CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA E GEOMECÂNICA

O objetivo do trabalho foi desenvolver um procedimento para caracterizar geotecnicamente as rochas e dar subsídios de classificação a maciços rochosos em tipos geomecânicos de comportamento previsíveis.

A metodologia utilizada foi composta pelas atividades de descrição dos testemunhos de sondagem e o mapeamento geotécnico das escavações subterrâneas e foi complementada com dados de laboratório.

Na mina Fazenda Brasileiro, as atividades de sondagem ocorrem de forma contínua subsidiando as operações de lavra, o que gera uma grande quantidade de amostras que se tornam em uma importante fonte de dados para a caracterização geotécnica dos maciços rochosos.

4.1.1 COLETA DE DADOS E MAPEAMENTO GEOTÉCNICO

A coleta de dados com fins de caracterização tecnológica é feita, principalmente, a partir da descrição de testemunhos de sondagem de diâmetro A_x (ϕ interno 32,53 mm), mapeamento das escavações de desenvolvimento e dos painéis da lavra. A descrição dos testemunhos de sondagem obedece um procedimento geral e padrão de descrição, visando definir a tipologia do maciço e posterior elaboração do modelo correspondente. Vide Figura 4.1.

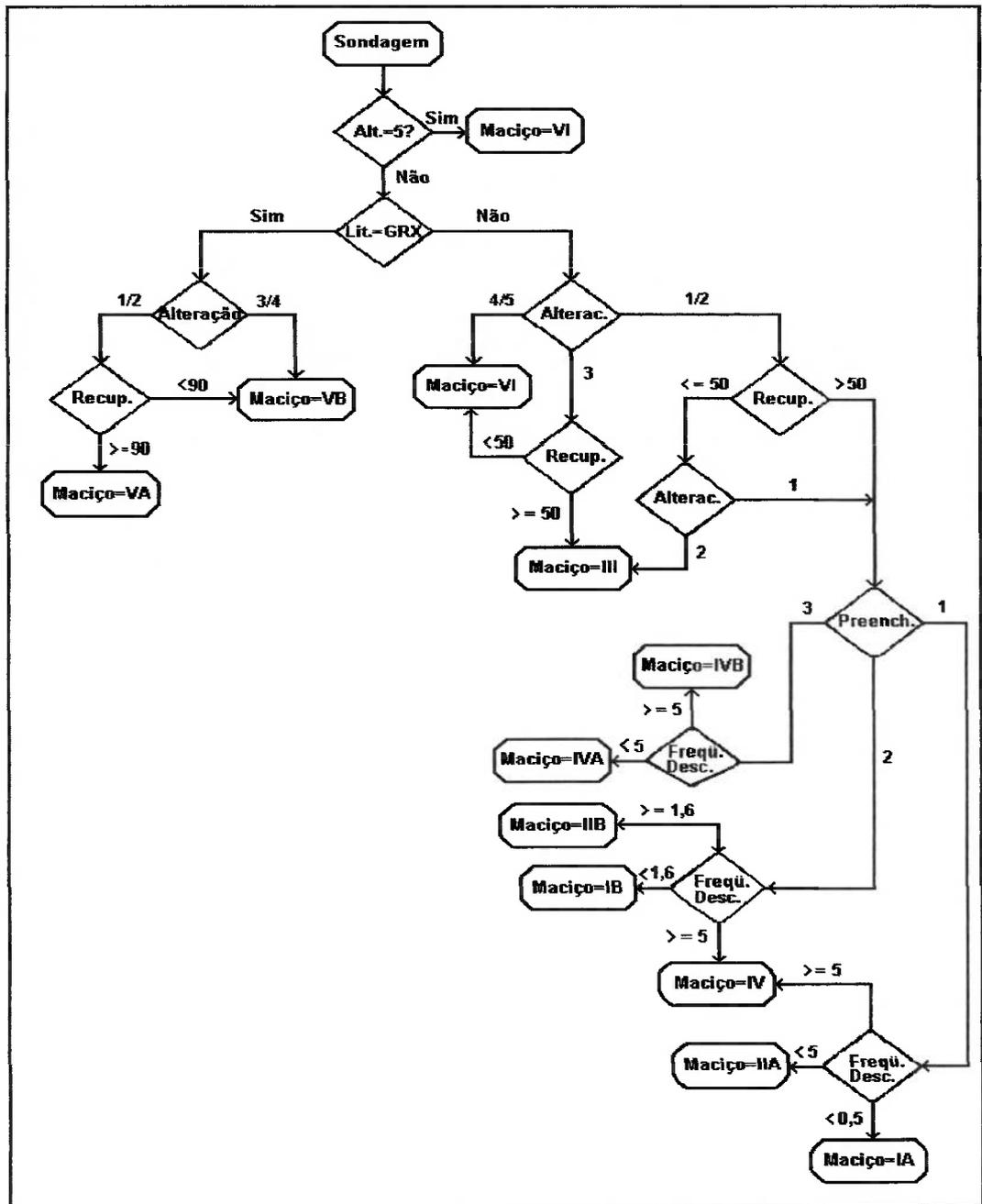


Figura 4.1 - Procedimento para definição dos tipos de maciços através de sondagem rotativa (CVRD, 1997).

O mapeamento geotécnico das escavações, com a mesma finalidade, também, tem um procedimento semelhante já estabelecido na mina tal como pode ser visto na Figura 4.2.

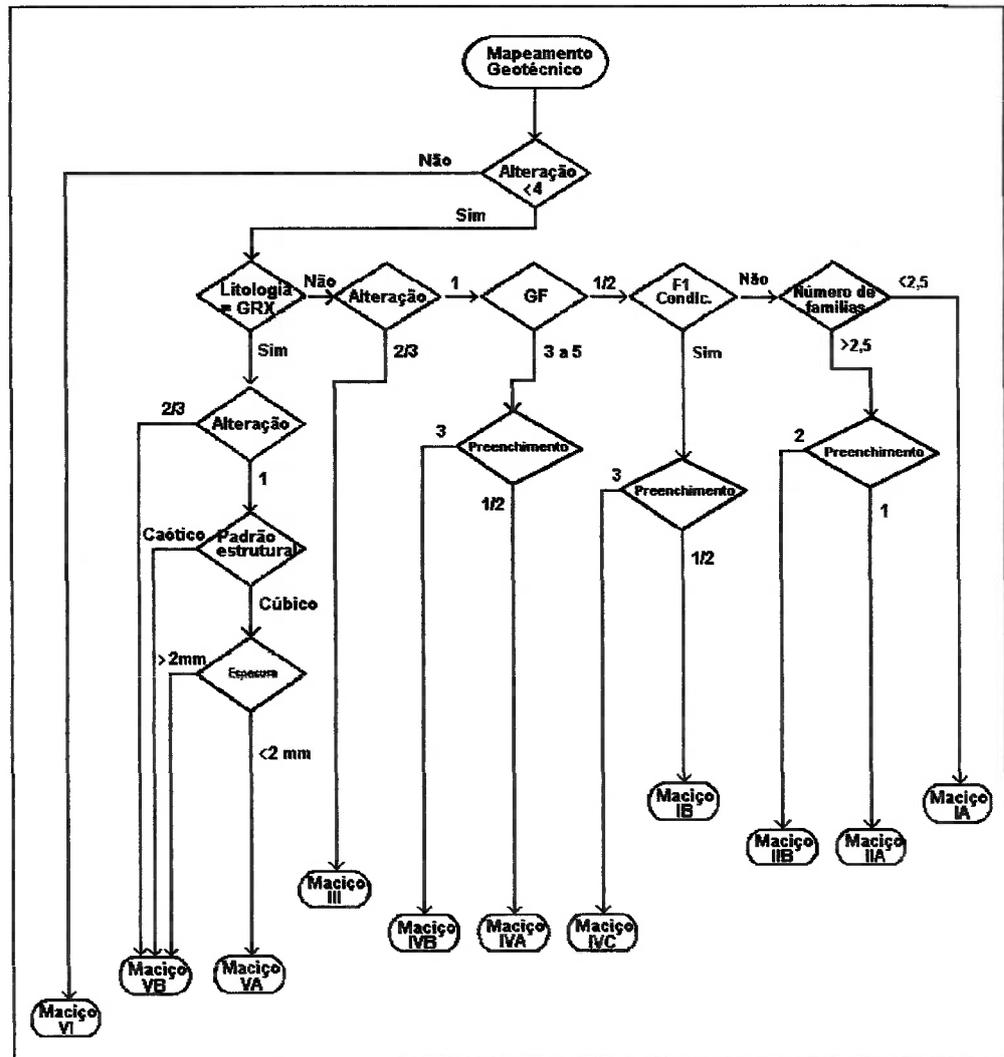


Figura 4.2.- Procedimento padrão para definição do tipo de maciços rochosos a partir do mapeamento (CVRD,1997)

O mapeamento de galerias subterrâneas é feito na escala 1:100, sendo os elementos geológicos principais anotados e lançados nos mapas de galerias tal como pode-se ver na Figura 4.3.

A tipologia dos maciços foi desenvolvida na Fazenda Brasileiro a partir de 1992, com a finalidade de delimitar regiões da mina com características geotécnicas individuais e distintas da rocha, atribuindo critérios expeditos de tipificação do maciço, estabelecidos para o caso.

O mapeamento geotécnico detalhado de vários subníveis da mina e descrição geotécnica dos furos de sondagem, permitiu análises de distribuição

espacial e continuidade dos maciços através do zoneamento das diversas características dos maciços definindo assim, seus tipos básicos e especiais mostrados na Figura 4.4.

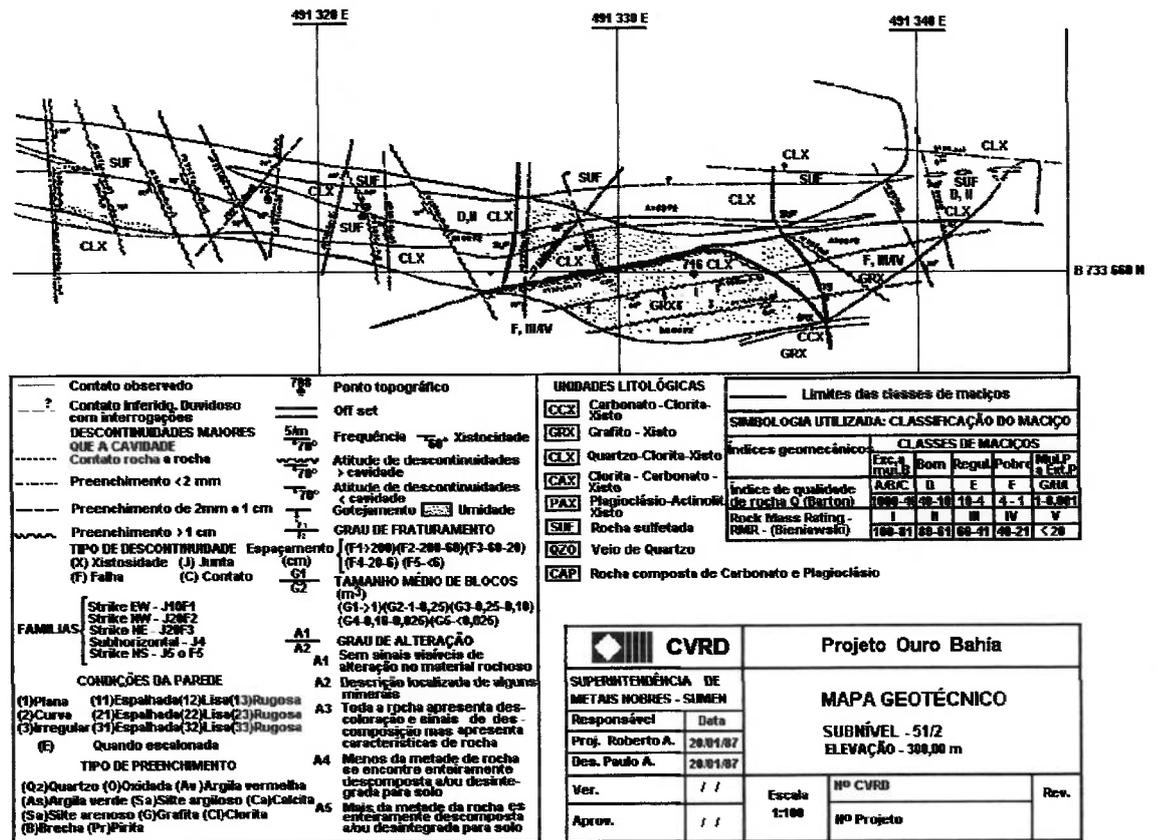


Figura 4.3. – Mapa geotécnico da galeria (ALBUQUERQUE, et al., 1990). Escala 1:100, considere-se no mapa original.

A presença de água é restrita ao manto de intemperismo do maciço. Não se chega a caracterizar um nível freático, sendo que a água pode ser encontrada acumulada em fraturas ou falhas, especialmente, a falha do Riacho de Incó. É razoável supor que parte da água que estava confinada nos maciços esta sendo drenada pelas escavações subterrâneas.

Foram observados durante o mapeamento, pontos de infiltração de água em pequenas quantidades (umidade e gotejamento) relacionadas às descontinuidades mais extensas.

| característica | TIPOS BÁSICOS | | | | | TIPOS ESPECIAIS | | | | | |
|-----------------------------|---------------|----|-----|-----|-----|-----------------|-----|-----|----|----|----|
| | IA | IB | IIA | IIB | III | IVA | IVB | IVC | VA | VB | VI |
| Grau de fraturamento | | | | | | | | | | | |
| F1 | | | | | | | | | | | |
| F2 | | | | | | | | | | | |
| F3 | | | | | | | | | | | |
| F4 | | | | | | | | | | | |
| F5 | | | | | | | | | | | |
| Grau de decomposição | | | | | | | | | | | |
| D1 | | | | | | | | | | | |
| D2 | | | | | | | | | | | |
| D3 | | | | | | | | | | | |
| D4 | | | | | | | | | | | |
| D5 | | | | | | | | | | | |
| Padrão estrutural | | | | | | | | | | | |
| Tabular | | | | | | | | | | | |
| Colunar | | | | | | | | | | | |
| Piramidal | | | | | | | | | | | |
| Cúbico | | | | | | | | | | | |
| Caótico | | | | | | | | | | | |
| Numero de Familias | | | | | | | | | | | |
| 1 | | | | | | | | | | | |
| 1,5 | | | | | | | | | | | |
| 2 | | | | | | | | | | | |
| 2,5 | | | | | | | | | | | |
| 3 | | | | | | | | | | | |
| 3,5 | | | | | | | | | | | |
| 4 | | | | | | | | | | | |
| Geometria | | | | | | | | | | | |
| Plana | | | | | | | | | | | |
| Ondulada | | | | | | | | | | | |
| Irregular | | | | | | | | | | | |
| Rugosidade | | | | | | | | | | | |
| Espelhada | | | | | | | | | | | |
| Lisa | | | | | | | | | | | |
| Rugosa | | | | | | | | | | | |
| Espesura | | | | | | | | | | | |
| Muito fina | | | | | | | | | | | |
| Fina | | | | | | | | | | | |
| Media | | | | | | | | | | | |
| Espessa | | | | | | | | | | | |
| Preenchimento | | | | | | | | | | | |
| Calcita | | | | | | | | | | | |
| Pirita | | | | | | | | | | | |
| Oxido | | | | | | | | | | | |
| Cloria | | | | | | | | | | | |
| Silto-arenoso | | | | | | | | | | | |
| Silto-argiloso | | | | | | | | | | | |
| Argila verde | | | | | | | | | | | |
| Argila vermelha | | | | | | | | | | | |
| Grafita | | | | | | | | | | | |
| Brecha | | | | | | | | | | | |
| Grau de Fragmentação | | | | | | | | | | | |
| G1 | | | | | | | | | | | |
| G2 | | | | | | | | | | | |

Figura 4.4.- Tipologia dos maciços rochosos de Fazenda Brasileiro (CVRD, 1997).

4.1.2 CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA PRELIMINAR

A classificação dos maciços na Fazenda Brasileiro significou também colocar em cada maciço propriedades características com vista a permitir a previsão do seu comportamento. Em tal sentido, foram escolhidos os sistemas de classificação de uso mais difundido na mineração mundial, quais sejam: o sistema Q (BARTON, et al., 1974) e índice RMR (BIENIAWSK, 1976) e modificações posteriores. A determinação de cada um desses índices foi parte de um programa de treinamento do pessoal da mina, que resultou em uma familiarização com o método de modo que hoje os maciços são classificados sistematicamente por seus índices de qualidade Q e RMR, que servem de base para toda as demais atividades subsequentes na mina.

São obtidos a partir da descrição dos testemunhos de sondagem, e seus dados são introduzidos no computador para cálculo dos índices Q e RMR. Um programa de planilha eletrônica simples elabora o perfil longitudinal do furo (v. Tabela 4.1) com os respectivos índices de qualidade (ALBUQUERQUE, et al., 1990). A mesma sistemática foi adotada para os dados do mapeamento geotécnico e seus índices de qualidade Q e RMR foram correlacionados com tipos de maciço mencionados anteriormente conforme mostra a tabela 4.2.

Tabela 4.1 - Perfil Geotécnico de um furo de sondagem (ALBUQUERQUE,1990).

CVRD
SUPERINTENDENCIA DE METAIS NOBRES
FAZENDA BRASILEIRO
DATA : 13/03/90

SONDAGEM : S - 349

COORDENADAS
UTM N : 8737735,164
UTM E : 490317,252

COTA DA BOCA : 239,857
INCLINAÇÃO : - 72,0
INÍCIO DA DESCRIÇÃO : 0,00

CORPO : E

| Prof. | Long. | Alt. | RQD | Desc. | Freqdis. | Jr | Ja | Jn | Jw | SRF | RQD/Jn | Jr/Ja | Jw/SRF | Q | BL1 | BL2 | BL3 | BL4 | BL5 | RMR | Lito. | Clas.Q | Clas.RMR |
|-------|-------|------|-----|-------|----------|-----|------|----|------|------|--------|-------|--------|--------|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-------|--------|----------|
| 1,08 | 1,08 | 1 | 77 | 3 | 3,70 | 1,5 | 3,00 | 6 | 1,00 | 1,00 | 12,83 | 0,50 | 1,00 | 6,42 | 18 | 7 | 10 | 20 | 10 | 65 | CAX | E | II |
| 10,65 | 9,67 | 1 | 100 | 3 | 0,63 | 1,5 | 3,00 | 6 | 1,00 | 1,00 | 16,67 | 0,50 | 1,00 | 8,34 | 20 | 7 | 25 | 20 | 10 | 82 | CAX | E | I |
| 12,64 | 1,89 | 1 | 100 | 0 | 0,00 | NA | NA | 1 | 1,00 | 1,00 | 100,00 | 2,00 | 1,00 | 200,00 | 20 | 7 | 30 | 20 | 10 | 87 | CAX | B | I |
| 13,90 | 1,36 | 1 | 96 | 3 | 4,45 | 1,5 | 3,00 | 6 | 1,00 | 1,00 | 15,00 | 0,50 | 1,00 | 7,50 | 18 | 7 | 10 | 20 | 10 | 65 | CAX | E | II |
| 20,32 | 6,42 | 1 | 100 | 3 | 0,31 | 1,5 | 3,00 | 6 | 1,00 | 1,00 | 16,67 | 0,50 | 1,00 | 8,34 | 20 | 7 | 25 | 20 | 10 | 82 | CLX | E | I |
| 29,68 | 9,36 | 1 | 97 | 3 | 2,14 | 1,5 | 3,00 | 6 | 1,00 | 1,00 | 16,17 | 0,50 | 1,00 | 8,08 | 20 | 7 | 15 | 20 | 10 | 72 | CAX | E | II |
| 31,16 | 1,49 | 2 | 74 | 3 | 7,14 | 1,5 | 3,00 | 6 | 1,00 | 1,00 | 12,33 | 0,50 | 1,00 | 6,17 | 15 | 7 | 10 | 20 | 10 | 62 | CAX | E | II |
| 34,89 | 3,72 | 3 | 45 | 2 | 5,61 | 1,0 | 4,00 | 12 | 1,00 | 5,00 | 3,75 | 0,25 | 0,20 | 0,19 | 9 | 4 | 10 | 10 | 7 | 40 | GRX | G | IV |
| 36,96 | 2,08 | 1 | 100 | 0 | 0,00 | NA | NA | 1 | 1,00 | 1,00 | 100,00 | 2,00 | 1,00 | 200,00 | 20 | 7 | 30 | 20 | 10 | 87 | CCX | B | I |
| 42,96 | 6,00 | 1 | 96 | 3 | 3,17 | 1,5 | 3,00 | 6 | 1,00 | 1,00 | 16,00 | 0,50 | 1,00 | 8,00 | 20 | 7 | 10 | 20 | 10 | 67 | CCX | E | II |
| 44,46 | 1,50 | 1 | 100 | 0 | 0,00 | NA | NA | 1 | 1,00 | 1,00 | 100,00 | 2,00 | 1,00 | 200,00 | 20 | 7 | 30 | 20 | 10 | 87 | CCX | B | I |

| CARACTERIZAÇÃO DOS TIPOS DE MACIÇOS DE FAZENDA BRASILEIRO | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|-----------|-----|-----|-----|----------|------|-----|----|----|--------|-----|-----|-----|-----|-----|-----|----|
| MAPEAMENTO | | | | | SONDAGEM | | | | | CLASSE | | | | | | | |
| LITO | TIPO | GD | GF | PE | NF | GE | RU | PR | ES | GD | GF | RU | PR | REC | Q | RMR | |
| BÁSICOS | X | IA | 1 | 2 | Ta | <1.5 | 3 | 3 | 1 | 1 | 1 | 1 | 3 | | 75 | 87 | |
| | | IB | 1 | 2 | Co | 2.00 | 2 | 3 | 2 | m | 1/2 | 1/2 | 1 | 2 | | 18 | 80 |
| | S | I | 1 | 2 | Pi | 3.0 | 2/3 | 3 | 1 | m | 1/2 | 2/3 | 1 | 3 | >90 | 15 | 80 |
| | | IIA | 1 | 2 | Pi | 3.0 | 2/3 | 3 | 2 | m | 1/2 | 3 | 1/2 | 2 | | 8 | 80 |
| | ESPECIAIS | O | III | 2/3 | 3 | Pi | 3.5 | 2 | 3 | m | 2/3 | 3/4 | 1/2 | 2/1 | <90 | 6 | 45 |
| | | | IVA | 1 | 3/4 | Ta | 1.5 | 1 | 3 | 1/2 | m/e | 1/2 | 4 | 1/2 | 1/2 | >90 | 5 |
| S | | IVB | 1/3 | 4/5 | Pi | 3.0 | 1 | 3 | 3 | e | 2/3 | 4/5 | 2/3 | 1 | <90 | 0,9 | 52 |
| | | IVC | 1 | 2 | Pi | 3.0 | 2 | 2 | 3 | m/e | 1/2 | 2/3 | 1/2 | 1 | >90 | 1,2 | 33 |
| OUTROS | GRX | VA | 1/2 | 4/5 | Cu | 3.0 | 1 | 2 | f | 1/2 | 3-5 | 1-3 | 3 | >90 | 5,5 | 37 | |
| | | VB | 3/4 | 4/5 | Ca | 3.0 | 2 | 1 | 3 | e | 3/4 | 4/5 | 1-3 | 3 | <90 | 0,1 | |
| | SOLO | VI | | | | | | | | 4/5 | | | 3 | | | | |

Onde:

GD- grau de decomposição
GF- grau de fraturamento
PE- padrão estrutural

NF- numero de famílias
GE- geometria da fratura
RU- rugosidade
PR- preenchimento

ES- espessura
REC- recuperação

Tabela 4.2. - Caracterização dos tipos de maciços de Fazenda Brasileiro (CVRD, 1997).

4.2 ENSAIOS DE LABORATÓRIO EM ROCHA INTACTA

Como parte da caracterização geomecânica da rocha, ensaios de laboratório eram realizados para definir os parâmetros físico-mecânicos das rochas e posterior correlação com os parâmetros do maciço rochoso.

4.2.1 ENSAIOS DE COMPRESSÃO SIMPLES (R_c)

Os ensaios foram feitos, segundo os vários tipos litológicos, em amostras enviadas ao laboratório do IPT. Os valores máximos e mínimos variam em uma ampla faixa, denotando uma dispersão bastante grande nos resultados, vide Tabela 4.3.

Tabela 4.3 - Resistência à compressão simples R_c (MPa).

| Litologia | R_c | R_{cmin} | R_{cmax} |
|-----------|-------|------------|------------|
| CCX | 108,6 | 59,5 | 170,0 |
| GRX | 95,4 | 55,6 | 172,3 |
| CAX- (c) | 86,7 | 77,9 | 95,8 |
| CAX- (l) | 89,7 | 73,7 | 96,9 |
| CLX | 81,6 | 68,6 | 105,4 |
| S | 89,6 | - | - |

c → capa
l → lapa
S → minério

Estes resultados revelam que é muito difícil definir a resistência característica para cada tipo litológico, em razão da dispersão ser muito grande. O tipo CAX (sericita-clorita-carbonato-xisto) apresenta-se como uma litologia mais uniforme. Na maioria deles a xistosidade atua como condicionante principal e a sua influência nos resultados pode ser admitida como:

- Com influência da xistosidade $R_c = 65$ MPa
- Valor médio $R_c = 87$ MPa
- Sem influência da xistosidade $R_c = 130$ MPa.

Na Tabela 4.4, apresenta-se uma breve descrição do tipo de ruptura observado no transcorrer dos ensaios de compressão simples e na tabela 4.5, foram agrupados segundo o tipo de ruptura e inclinação da xistosidade.

Tabela 4.4 - Descrição do tipo de ruptura observados na R_c (CVRD, s.d.)

| CORPO DE PROVA | IDENTIFICAÇÃO | Tipo de ruptura |
|----------------------|---------------|--|
| CP - 01 | CCX | Praticamente paralelo à xistosidade que é subparalelo ao eixo (22°) |
| CP - 02 | CCX | Longitudinal, xistosidade incipiente, normal ao eixo |
| CP - 02A | CCX | Longitudinal, idem ao CP - 02 |
| CP - 03 | CCX | Longitudinal, xistosidade incipiente |
| CP - 04 | GRX | Longitudinal, xistosidade normal ao eixo |
| CP - 05 | GRX | Paralelo à xistosidade 45° c/ eixo |
| CP - 05 ^A | GRX | Aproximadamente longitudinal, xistosidade 45° c/eixo |
| CP - 06 | GRX | Longitudinal, xistosidade a 30° c/eixo |
| CP - 07 | CAX-c | Paralelo à xistosidade 50° c/eixo. |
| CP - 08 | CCX | Paralelo à xistosidade a 40° c/eixo |
| CP - 09 | CAX - c | Longitudinal, xistosidade a 35° c/eixo |
| CP - 10 | CAX - c | Longitudinal, xistosidade normal ao eixo |
| CP - 11 | CLX | Longitudinal múltipla; xistosidade normal ao eixo |
| CP - 12 | CLX | Paralelo xistosidade a 40° c/eixo |
| CP - 12 A | CLX | Longitudinal; xistosidade a 40° c/eixo |
| CP - 13 | S | Longitudinal; sem xistosidade |
| CP - 15 | CAX - I | Longitudinal; xistosidade normal ao eixo |
| CP - 16 | CAX - I | Longitudinal; xistosidade a 40° c/eixo |
| CP - 17 | CAX - I | Longitudinal; xistosidade normal ao eixo |
| CP - 17 A | CAX - I | Longitudinal; xistosidade normal ao eixo |

Longitudinal: ruptura paralela ao eixo da amostra.

Tabela 4.5 - Resistência à Compressão por tipos de ruptura (MPa)

| Corpo de Prova | Paralelo à xis. | Paral. + Long. | Longitudinal |
|----------------|-----------------|----------------|--------------|
| CP - 01 | 59,5 | | |
| CP - 02 | | | 155,9 |
| CP - 02 A | | | 170,0 |
| CP - 03 | | 87,9 | |
| CP - 04 | | 86,2 | |
| CP - 05 | 55,6 | | |
| CP - 05 A | 67,4 | | |
| CP - 06 | | | 172,3 |
| CP - 07 | 79,9 | | |
| CP - 08 | 69,7 | | |
| CP - 09 | | 84,5 | |
| CP - 10 | | 95,8 | |
| CP - 11 | | | 105,4 |
| CP - 12 | 68,6 | | |
| CP - 12 A | | 70,8 | |
| CP - 13 | | | 89,6 |
| CP - 15 | | 93,5 | |
| CP - 16 | | 96,9 | |
| CP - 17 | | 94,7 | |
| CP - 17 A | | 73,7 | |
| R_c (média) | 66,8 | 87,1 | 138,6 |
| R_c (mínima) | 55,6 | 70,8 | 89,6 |
| R_c (máxima) | 79,9 | 96,9 | 172,3 |

Pode-se observar na tabela 4,5, que a dispersão diminui razoavelmente quando a ruptura ocorre paralelamente à xistosidade, e o resultado praticamente independente do tipo litológico da rocha.

Por outro lado, a ruptura longitudinal mostra dispersão muito grande, principalmente, pela presença intensa de fissuras. Se deixamos de lado os valores extremos os resultados apresentam uma maior consistência. Ainda, assim, prevalecem valores que variam de 105 a 172 MPa que provavelmente deve-se à existência de anisotropias variáveis à ruptura longitudinal.

As observações de campo mostram que apenas o minério pode, na maioria das situações, ser considerado como isento de xistosidade. Por outro lado, as rochas são ou intactas quando comprimidas perpendicularmente à xistosidade, exibem uma resistência mais elevada.

Visando incluir a influência do efeito de intemperismo na redução da resistência mecânica, adotou-se o fator de redução proposto por STACEY & PAGE (1986). Para o caso de Fazenda Brasileiro foram adotados os seguintes valores apresentados na Tabela 4.6.

Tabela 4.6 - Valores adotados na Fazenda Brasileiro segundo diferentes graus de intemperismo (CVRD, s.d.).

| Grau de Intemperismo | Influência da xistosidade (MPa) | | |
|----------------------|---------------------------------|-----|-------|
| | Sim | Não | Média |
| D1 | 65 | 130 | 87 |
| D2 | 33 | 66 | 44 |
| D3 | 13 | 26 | 17 |
| D4 | 2 | 4 | 3 |
| D5 | 0,5 | 1 | 0,7 |
| Solo Residual | 0,13 | 0,3 | 0,17 |

Com intuito de caracterizar a resistência da rocha pós-ruptura e o seu modo de ruptura, ensaios especiais de compressão uniaxial, resistência à tração indireta e resistência pontual, foram realizados no laboratório de Mecânica de Rochas-EPUSP, como subsídio de dados para a elaboração do modelo geomecânico e cálculos computacionais em níveis mais profundos de escavação.

4.2.2 MÓDULO DE ELASTICIDADE EM COMPRESSÃO SIMPLES

Nota-se o mesmo efeito da xistosidade no modelo de elasticidade e mantém correlação com o tipo de ruptura observado. Para a ruptura paralela a xistosidade, na qual a resistência à compressão é baixa, o módulo médio é igualmente mais baixo ($E_m = 37.600$ MPa), e para a ruptura longitudinal mostra valor médio mais alto ($E_m = 46.800$ MPa), conforme mostrado na tabela 4.7.

Tabela 4.7 - Módulo de elasticidade (E) MPa. (CVRD, s.d.)

| Corpo de Prova | Paralelo | Paral. + Long. | Longitudinal |
|----------------|----------|----------------|--------------|
| 01 | 35.895 | | |
| 02 | | | 60.625 |
| 02 A | | | 55.210 |
| 03 | | 24.007 | |
| 04 | | 26.442 | |
| 05 | 38.545 | | |
| 05 -A | 45.811 | | |
| 06 | | | 51.281 |
| 07 | 42.513 | | |
| 08 | 26.817 | | |
| 09 | | 38.380 | |
| 10 | | 38.020 | |
| 11 | | | 38.196 |
| 12 | 36.078 | | |
| 12 - A | | 21.989 | |
| 13 | | | 29.070 |
| 15 | | 35.983 | |
| 16 | | 36.425 | |
| 17 | | 40.099 | |
| 17 - A | | 37.963 | |
| E_m | 37.609 | 33.256 | 46.876 |
| E_{min} | 26.817 | 21.989 | 38.196 |
| E_{max} | 43.811 | 40.099 | 60.625 |

Os seguintes valores médios foram adotados para efeito de cálculos e simulações no modelo.

- Com influência da xistosidade $E = 37,3$ GPa
- Valor médio $E = 44,0$ GPa
- Sem influência da xistosidade $E = 51,3$ GPa

4.2.3 MÓDULOS DE ELASTICIDADE EM COMPRESSÃO TRIAXIAL

Os valores obtidos estão apresentados na Tabela 4.8 e foram determinados em função do tipo litológico e da pressão de confinamento de 10, 25, 50, 100, 200 e 300 MPa . Também, apresenta-se na tabela os valores obtidos no ensaio de compressão simples (E_0) para comparação.

Tabela 4.8 - Valores dos módulos de elasticidade ($\times 10^3$ MPa)

| Litologia | E_0 | E_{10} | E_{25} | E_{50} | E_{100} | E_{200} | E_{300} |
|-----------|-------|----------|----------|----------|-----------|-----------|-----------|
| Minério | 29.0* | 63.1 | 82.1 | 91.4 | 80.7 | 88.6 | 88.1 |
| CCX | 43.9 | 85.3 | 65.6 | 69.9 | 51.4 | 74.3 | 77.1 |
| CAX (c) | 39.6 | ----- | 79.6 | 76.8 | 78.1 | 70.0 | 79.0 |
| CLX | 30.7 | 65.2 | 56.9 | 83.5 | 56.3 | 64.2 | 63.4 |
| GRX | 40.0 | 90.8 | 67.0 | 56.5 | 57.8 | 70.2 | 72.1 |
| CAX (l) | 37.6 | 83.8 | 59.8 | 69.0 | 56.5 | 74.4 | 67.1 |

*Valor anômalo

Observa-se um aumento significativo do módulo de elasticidade em amostras confinadas, principalmente em baixas pressões de confinamento, com tendência a se estabilizar com o aumento da pressão. Pode dizer, no entanto, em termos médios o módulo da rocha é muito "sensível" para baixas pressões e aumenta ligeiramente com o confinamento maior, até atingir um patamar de valor aproximadamente duas vezes maior que o módulo desconfinado:

$$E_{\text{conf.}} = 2 \times E_{\text{desconf.}}$$

Não se teve informação sobre a profundidade original das amostras, isto poderia ajudar na interpretação dos resultados, em relação a rocha em apresentar maior ou menor sensibilidade a pressão confinante.

Assim, os módulos de elasticidade, em termos gerais, em ambientes confinados foram adotados simplesmente multiplicando por dois (2) os valores médios de $E_{\text{desconf.}}$, conforme apresentados na Tabela 4.9

Tabela 4.9 - Valor médio de (E)

| E (MPa) | Influência da xistosidade | | Ruptura Generalizada |
|--------------------|---------------------------|--------|----------------------|
| | Sim | Não | |
| $E_{\text{Conf.}}$ | 75.220 | 93.753 | 64.513 |

4.2.4 COEFICIENTE DE POISSON

O coeficiente de Poisson situa – se dentro os valores normais:

- rocha sã : 0,25;
- rocha decomposta : 0,30.

4.2.5 RESISTÊNCIA À TRAÇÃO (R_t)

Os ensaios de tração (R_t) indireta ou Método Brasileiro, foram executados na CESP e os resultados do efeito da xistosidade são apresentados na Tabela 4.10, juntamente com R_c , apenas para efeito de comparação.

Tabela 4.10 - Influência da xistosidade na resistência à tração (R_t)

| Litologia | Influência da xistosidade na R_t (MPa) | | | | |
|-----------|--|-------|-------|-------|---------|
| | R_c | Total | Muita | Média | Nenhuma |
| Minério | 89,6 | -- | -- | 12,5 | 15 |
| CCX | 108,6 | -- | 9,5 | 15,2 | -- |
| CAX (c) | 86,7 | 10,7 | 12,4 | 15,2 | -- |
| CLX | 81,6 | 8,1 | -- | -- | 14,6 |
| GRX | 95,4 | 6,9 | -- | 12,5 | 16,6 |
| CAX (l) | 89,7 | 7,7 | -- | 12,1 | 15,2 |

Cumpra observar que a disposição da xistosidade nas amostras não permitiu uma ruptura exatamente paralela à xistosidade. É provável que a ruptura pela xistosidade resulte no valor um tanto inferior aos obtidos efetivamente. Assim, os valores adotados refletem esta possibilidade e são apresentados na Tabela 4.11.

Tabela 4.11 – Valores adotados da influência da xistosidade na R_t

| Resistência | Total | Muita | Média | Nenhuma |
|-------------|-------|-------|-------|---------|
| R_t (MPa) | 7 | 9 | 12 | 15 |

Considerando que o valor de R_c , com e sem influência da xistosidade, é 65 MPa e 130 MPa, respectivamente, pode-se concluir que em termos médios a relação R_t/R_c apresenta valores coerentes com a prática corrente e aqueles adotados universalmente, ou seja ($R_t = 0,1 \times R_c$). Vide Tabela 4.12.

Tabela 4.12 - Relação entre R_t e R_c

| Resistências | Influência da xistosidade | | | |
|--------------|---------------------------|-------|-------|-------|
| | Relação | Sim | Não | Média |
| R_t/R_c | | 0,108 | 0,115 | 0,12 |

4.3 PARÂMETROS DE HOEK; BROWN (1980 E MODIFICAÇÕES)

Os resultados de ensaios triaxiais realizados na CESP (CVRD, s.d.) mostraram também que apenas um tipo litológico destaca-se do restante, o minério. Os resultados são visivelmente superiores aos demais, comprovados nos círculos de Mohr traçados com estes dados.

Como a orientação das sondagens em relação ao plano da xistosidade foi quase sempre desfavorável, foi difícil obter amostras adequadas para comprovar a influência da mesma. Entretanto, todas as rupturas longitudinais ao eixo da amostra observadas, apresentaram sistematicamente valores superiores a aqueles com rupturas paralelas à xistosidade. Assim, o minério exibe resistência maior por ausência da xistosidade e o que leva a ter a ruptura longitudinal. A CESP, forneceu os parâmetros mostrados na tabela 4. 13 que constituem a base da resistência mecânica dos tipos litológicos ensaiados.

Tabela 4.13 - Resultados da coesão e ângulo de atrito interno (CVRD, s.d.)

| Litologia | Coesão (c) (MPa) | | | Ângulo de atrito (ϕ) | | |
|-----------|------------------|------|------|-----------------------------|----------|----------|
| | Min. | Méd. | Máx. | Min. (°) | Méd. (°) | Máx. (°) |
| Minério | 6,0 | 22,0 | 42,0 | 52 | 54 | 55 |
| CCX | 15,0 | 16,7 | 20,0 | 35 | 37 | 43 |
| CAX (t) | 3,7 | 12,0 | 19,2 | 44 | 45 | 45 |
| CLX | 10,0 | 12,2 | 20,0 | 41 | 41 | 41 |
| GRX | 10,0 | 12,0 | 25,0 | 42 | 42 | 42 |
| CAX (p) | 10,0 | 11,6 | 12,0 | 35 | 39 | 46 |

A interpretação dos ensaios usando o critério de Hoek & Brown (1988) proporcionou os resultados apresentados na Tabela 4.14, separando-os em dois grupos bases, denominados de G - I e G - II.

Tabela 4.14 - Parâmetros usando o critério de Hoek & Brown (1988)

| Grupo | Parâm. Hoek;Brown | | | σ (MPa) | | | | | | | |
|--------|-------------------|------|------|----------------|--------|--------------|--------|---------------|--------|---------------|--------|
| | m | A | B | $\sigma = 2$ | | $\sigma = 5$ | | $\sigma = 10$ | | $\sigma = 20$ | |
| | | | | c | ϕ | c | ϕ | c | ϕ | C | ϕ |
| G - I | 6,89 | 0,77 | 0,64 | 45,8 | 44° | 45,9 | 43° | 46,2 | 42° | 47,3 | 39° |
| G - II | 11,8 | 0,97 | 0,67 | 11,0 | 51° | 11,5 | 48° | 12,4 | 44° | 14,6 | 40° |

Até uma profundidade limite de 300 m, foi adotado uma interpretação retilínea para a envoltória de resistência ao cisalhamento, o que resulta nos seguintes valores médios de coesão (c) e ângulo de atrito (ϕ):

| | <u>c (MPa)</u> | <u>ϕ (graus)</u> |
|--------------|-----------------------------|----------------------------------|
| Grupo G - I | 46 | 43° |
| Grupo G - II | 11 | 48° |

4.4 PARÂMETROS GEOMECÂNICOS DOS MACIÇOS ROCHOSOS

Um dos maiores desafios da Mecânica de Rochas é exatamente a estimativa dos parâmetros de resistência dos maciços rochosos, a partir de dados obtidos em ensaios de laboratório. No passado, vários ensaios envolvendo instalações e montagens caríssimas foram conduzidas no campo visando apropriar parâmetros geomecânico reais dos maciços rochosos. Contudo, as experiências mostraram que os resultados obtidos não traduziram os esforços dispendidos, pois da normal limitação do número de ensaios realizados era inevitável o caráter pontual das determinações e, portanto, da falta de representatividade dos ensaios realizados, na caracterização real do maciço.

Em consequência, vários pesquisadores estudaram a forma alternativa para determinação desses parâmetros, imprescindíveis aos trabalhos de lavra e escavações de maciços rochosos. A metodologia utilizada pelo HOEK & BROWN (1988) e BIENIAWSKI (1989) são algumas delas difundidas e aceitas internacionalmente, são empíricas por se basearem em dados consolidados de ensaios de laboratório e observações expeditas das suas características mecânicas no campo.

4.4.1 RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO (R_{cm})

Quatro tipos de maciços rochosos foram definidos, em função do valor do RMR de BIENIAWSKI (1989). As classes são:

Classes de MaciçosValor

| | |
|-----|----------|
| I | RMR = 90 |
| II | RMR = 70 |
| III | RMR = 50 |
| IV | RMR = 30 |

A resistência à compressão simples do maciço foi calculada a partir do valor médio de $R_c = 87$ MPa, para rocha intacta. Um efeito marcante da xistosidade, este valor sofre uma redução de 25%.

4.4.2 MÓDULO DE DEFORMABILIDADE (E_m)

Na determinação do módulo de deformabilidade foram considerados vários critérios: BARTON (1974 e modificações no sistema Q), BIENIAWSK(1989) e NIEBLE et al. (1993), apresentados na Tabela 4.15.

Tabela 4.15 - Comparações de critérios de E_m (CVRD, s.d.)

| Classes: maciços | E desconf. (MPa) | | | E conf. (MPa) | | |
|---------------------|------------------|--------|--------|---------------|--------|--------|
| | BIENIAW | BARTON | CMN | BIENIAW. | BARTON | CMN |
| I | 40 000 | 40 000 | 24 000 | 80 000 | -- | 41 500 |
| II | 12 800 | 15 000 | 14 000 | 25 000 | -- | 26 000 |
| III | 4 000 | -- | 8 300 | 8 000 | -- | 12 500 |
| IV | 1280 | -- | 1700 | 2560 | -- | 3 000 |

CMN Eng. Carlos Manuel Nieble

Com base nos valores anteriores, foi sugerido adotar a seguinte média:

| <u>Classes</u> | <u>$E_{conf.}$ (MPa)</u> | <u>$E_{desc.}$ (MPa)</u> |
|----------------|-------------------------------------|-------------------------------------|
| I | 45 000 | 22 500 |
| II | 25 000 | 12 500 |
| III | 10 000 | 5 000 |
| IV | 3 000 | 1 500 |

4.4.3 RESISTÊNCIA À TRAÇÃO (R_{tm})

- a) A resistência à tração foi obtida a partir do seguinte critério:
Critério de Hoek & Brown (1988)

$$R_t = \frac{1}{2} R_c \times (m - \sqrt{m^2 + 4 \times s})$$

Então:

Classes de maciços

I = 2,04 MPa

II = 0,304 MPa

III = 0,045 MPa

IV = 0,0067 MPa

b) Valores adotados na mina

Classes de maciços

I = 3,0 MPa

II = 1,0 MPa

III = 0,2 MPa

IV = 0 MPa

Observa-se que para maciços rochosos a resistência à tração R_{tm} não mantém a proporção de 1/10 da resistência à compressão R_c , tal como acontece na rocha intacta. A diminuição da R_{tm} como esperado é muito mais acentuada para maciços rochosos.

4.4.4 PARÂMETROS DE RESISTÊNCIA AO CISALHAMENTO

Para a estimativa da resistência ao cisalhamento dos maciços vêm sendo aplicada o critério desenvolvido por Hoek & Brown (1980), complementações de 1988 e revisões de 1992 e 1995 (HOEK, et al., 1995), para as condições de maciços não perturbados e não confinados. Foram calculados os parâmetros instantâneos para vários níveis de tensão e novamente subdivididos em dois grupos bases. Os mesmos são exibidos na Tabela 4.16.

Tabela 4.16 - Parâmetros de Hoek & Brown (op.cit) nos maciços da mina (CVRD, s.d.)

| Grupo | Classes: maciços | Parâmetros de Hoek; Brown | | | | | σ (MPa) | | | | | | | |
|-------|------------------|---------------------------|------|------|------|-------|----------------|------------|------|------------|------|------------|------|------------|
| | | M | s | A | B | R_t | 2 | | 5 | | 10 | | 20 | |
| | | | | | | | c | ϕ (°) | c | ϕ (°) | c | ϕ (°) | c | ϕ (°) |
| 1 | I | 3,37 | 0,19 | 0,60 | 0,65 | 12,0 | 19,0 | 45 | 19,2 | 43 | 19,8 | 41 | 21,4 | 45 |
| | II | 0,81 | + | 0,37 | 0,66 | 1,70 | 3,5 | 44 | 4,0 | 38 | 5,0 | 33 | 6,7 | 40 |
| | III | 0,19 | * | 0,24 | 0,68 | 0,02 | 0,9 | 35 | 1,5 | 28 | 2,2 | 23 | 3,5 | 42 |
| | IV | 0,05 | ** | 0,16 | 0,68 | 0,04 | 0,46 | 25 | 0,84 | 19 | 1,3 | 16 | 2,1 | 24 |
| 2 | I | 5,76 | 0,19 | 0,73 | 0,68 | 2,0 | 4,7 | 50 | 5,4 | 45 | 6,5 | 40 | 8,7 | 40 |
| | II | 1,38 | + | 0,47 | 0,68 | 0,30 | 1,2 | 42 | 1,9 | 35 | 2,8 | 29 | 4,4 | 42 |
| | III | 0,33 | * | 0,30 | 0,69 | 0,04 | 0,58 | 31 | 1,0 | 25 | 1,7 | 20 | 2,7 | 26 |
| | IV | 0,08 | *** | 0,20 | 0,70 | *** | 0,35 | 22 | 0,66 | 17 | 1,1 | 14 | 1,7 | 31 |

+ $6,7 \times 10^{-3}$; * $2,4 \times 10^{-4}$; ** 9×10^{-6} ; *** 7×10^{-3}

m → constante da rocha que controla a forma da curva σ_1 vs. σ_3 ,

s → constante da rocha que controla a localização no espaço da curva σ_1 vs σ_3 ,

A e B → constantes que dependem de m, que remetem ao critério de ruptura de Mohr-Coulomb.

As seguintes equações (BROWN, 1993 e HOEK, 1998), são representativas dos vários maciços rochosos, sendo a equação geral formulada por:

$$\tau_N = A (\sigma_N - \sigma_{tN})^B$$

Onde:

$$\tau_N = \tau/\sigma_c \text{ e, } \sigma_N = \sigma_n/\sigma_c$$

$$\sigma_{tN} = [1/2 m - (m^2 + 4s)^{1/2}]$$

$$\sigma_N = \sigma_n/R_c$$

A e B → constantes que dependem do valor de m

Então para cada grupo de maciço da tabela anterior a resistência ao cisalhamento será:

Classes de maciços

Grupo 1

I $\tau_N = 0,60 (\sigma_N - \sigma_{tN})^{0,65}$

II $\tau_N = 0,37 (\sigma_N - \sigma_{tN})^{0,66}$

III $\tau_N = 0,24 (\sigma_N - \sigma_{tN})^{0,68}$

IV $\tau_N = 0,16 (\sigma_N - \sigma_{tN})^{0,68}$

Grupo 2

I $\tau_N = 0,73 (\sigma_N - \sigma_{tN})^{0,68}$

II $\tau_N = 0,47 (\sigma_N - \sigma_{tN})^{0,68}$

$$\text{III } \tau_N = 0,30 (\sigma_N - \sigma_{IN})^{0,69}$$

$$\text{IV } \tau_N = 0,20 (\sigma_N - \sigma_{IN})^{0,70}$$

Observa-se que a equação geral conduz a parâmetros de resistência ao cisalhamento muito baixos para as classes inferiores de maciço.

4.5 ESTADO DE TENSÃO DOS MACIÇOS ROCHOSOS

As estimativas preliminares foram feitas com base à tectônica regional, descritas como segue (CVRD, s.d.):

O pacote de xisto que hospeda ao minério de ouro da Fazenda Brasileiro, sofreu várias fases tectônicas. A maior parte delas ocorreu a grandes profundidades e em regime eminentemente dúctil. As mais importantes estruturas herdadas das fases dúcteis são a xistosidade e as falhas F1 de direção EW.

Por outro lado, a última fase se processou em regime frágil com deformação elasto-plástica com pouca ou nenhuma transformação mineral. As tensões geradas são aliviadas por rupturas localizadas do maciço ou são armazenadas por deformações estáticas. A orientação das estruturas frágeis da Fazenda Brasileiro permite definir a orientação dos esforços a que foi submetido o maciço em sua última fase tectônica.

O esforço principal tinha a direção NS gerando duas famílias transversais de juntas/falhas de cisalhamento: J2/F2 e J3/F3 (NE). Importantes juntas de tração se desenvolveram na direção do esforço principal (NS) as quais estão associadas a brecha de grande espessura e vazios decimétricos. As falhas NS correspondem em geral a variações locais dos sistemas NE ou NW. Pequenas deformações no sistema F1 devem ter ocorrido.

Os processos de erosão aliviaram as tensões verticais que se resumem então ao próprio peso das rochas levando a uma maior concentração das tensões horizontais. Logo, conclui-se que a tensão NS deve ser a principal.

Durante o Período Cretáceo, a região sofreu intenso processo de distensão provocado pela separação dos continentes cuja expressão mais

importante na região foi a formação do "graben" sedimentar Recôncavo/Tucano. Tal distensão resultou em um alívio das tensões horizontais, de maneira um tanto generalizada. No entanto, é freqüente ocorrer em rochas fortemente anisotrópicas como os xistos, uma maior tendência à abertura das formas estruturais paralelas à anisotropia principal (xistosidade) aliviando as tensões normais a ela. Isto leva a uma inversão da anisotropia das tensões horizontais, sendo que a menor (paralela à xistosidade) se mantenha não aliviada e se torna maior que a principal.

Na Fazenda Brasileiro, localizada a poucas dezenas de quilômetros ao Oeste dos limites do graben Tucano, são observadas evidências dessa relaxação em falhas do sistema F_2 e F_3 encontradas intemperizadas a grande profundidade (corpo E) principalmente nas falhas F_1 (EW) que se encontram mais generalizadamente abertas. É possível, que o alívio das tensões NS tenha sido mais intenso, situação que pode levar a uma predominância das tensões EW sobre NS, pelo menos próximo à superfície.

4.5.1 DETERMINAÇÕES NO CAMPO

A existência de tensões horizontais superiores às verticais foi verificada na totalidade dos trabalhos iniciais de lavra subterrânea, comprovada pelos métodos de sobrefuração, células USBM e a triaxial do CSIR (CVRD, 1997). O valor da relação $k = sh/sv$, pode alcançar números altos de 5, junto à superfície. A campanha de ensaios de tensões "in situ" se justificou face à importância dos valores obtidos, mesmo em profundidades pequenas (160 m).

Assim foi adotado o seguinte campo de tensão na Fazenda Brasileiro:

$$Sv = \gamma z \quad ; \quad \text{onde } \gamma = \text{peso específico da rocha e } z = \text{profundidade.}$$

$$Sh1 \text{ (EW)} = 1 \text{ a } 3 Sv$$

$$Sh2 \text{ (NS)} = 1 \text{ a } 2 Sv$$

Outras variações de k são esperadas com o aprofundamento da lavra.

4.6 MODELO GEOMECÂNICO DA MINA FAZENDA BRASILEIRO

A partir dos dados de caracterização de rocha e maciço rochoso é elaborada a seção transversal esquemática N-S da jazida, apresentada na Figura 4.5, que mostra a distribuição espacial das diversas classes de maciços rochosos definidos para a mina de Fazenda Brasileiro (CVRD, 1997).

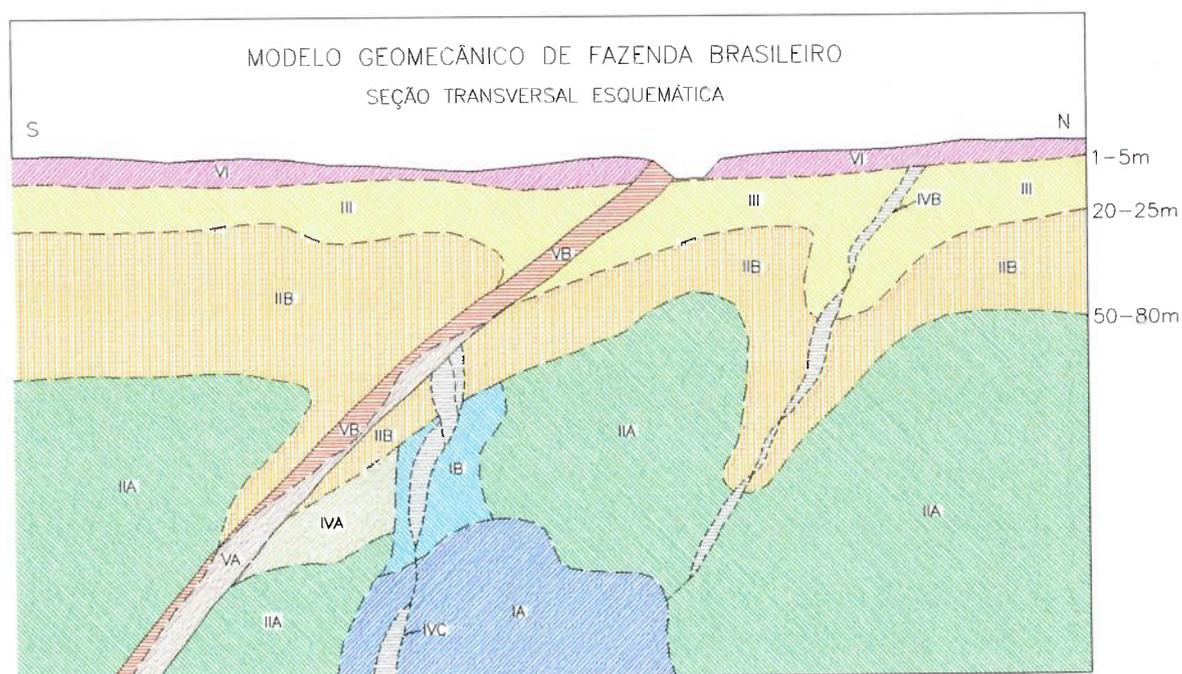


Figura 4.5 - Modelo geomecânico da Fazenda Brasileiro (CVRD, 1997).

De um modo geral, pode-se dividir os maciços rochosos em três grandes conjuntos:

O primeiro próximo à superfície (até 25 m de profundidade), onde o intemperismo ataca os maciços de forma mais abrangente; as discontinuidades ficam mais realçadas e a xistosidade aparece muitas vezes como uma família de rocha definida e o preenchimento de material argiloso se torna freqüente. O espaçamento das discontinuidades, a espessura de preenchimento e a presença ou não da água influem na diferenciação dos maciços neste conjunto.

O segundo grande conjunto de classes de maciços é representado pela camada grafite-carbonato-sericita-clorita-xisto (GRX), onde a presença de cisalhamento E-W (F_1) e preenchimento grafitoso e/ou argiloso governa o comportamento do maciço. Os tipos de classe de maciços neste conjunto se diferenciam pela presença ou não da água, pela espessura do preenchimento grafitoso e/ou argiloso e pelo grau de alteração intempérica.

O terceiro conjunto é formado pelos demais tipos litológicos, que estão acima ou abaixo da camada GRX, incluindo os corpos de minério. Este conjunto se caracteriza pela presença de rocha sã a ligeiramente intemperizada e pelo preenchimento predominante de calcita. O que vai diferenciar os diversos tipos de maciços neste conjunto é a presença de falhas, variações espaciais das descontinuidades e a presença de preenchimento de calcita.

5 PROJETO DO POÇO DE PRODUÇÃO DA MINA

Em 1994, a concepção da mina contemplava, como já salientado, o aproveitamento das reservas até o nível 320m, no ritmo de produção de 1 milhão t/ano de minério. Assim, até fim do ano 2000, todo o bloco de minério compreendido entre a superfície e o nível 320 m estaria fatalmente esgotado.

Antes da sua exaustão, tornou-se urgente definir estratégias para assegurar a continuidade da lavra subterrânea. Naquele ano, o conhecimento geoeconômico do bloco seguinte, entre os níveis 320m e 800m, era incipiente para definir os desenvolvimentos da fase subsequente da mina.

Foi iniciado, então, um estudo com o objetivo de elaborar um programa de aprofundamento da mina que, entre os vários assuntos tratados, contemplava como prioritário o sistema de transporte do minério a ser utilizado na lavra, e que deveria estar em operação antes do ano 2001. Assim, foi feito um estudo comparativo entre transporte por rampas (método atual em operação) e no novo sistema de transporte por poço de produção.

No método das rampas foi considerado o transporte de minério/estéril em dois seguimentos: o primeiro, da frente de lavra até os locais de carga no interior da mina (carregamento com LHDs 400 e transporte em caminhões VOLVO A25) e o segundo, a partir dos locais anteriores até o britador na superfície, por rampas e nova frota de caminhão.

No método do poço, o primeiro seguimento teria a mesma solução anterior e o segundo exclusivamente por transporte vertical. O estudo inicial foi feito pela CVRD, e o projeto básico foi conduzido pela Empresa de Serviço de Mineração de Minerais Ltda. - SERMIN, empresa de engenharia em consultoria e projeto de poços (MARQUES, 1994).

5.1 ESTUDOS DE VIABILIDADE: POÇO x RAMPAS

O caráter estimativo das reservas minerais na época entre os níveis 320/800 não permitia uma vida útil da mina, além dos 10 anos de atividades ao mesmo ritmo de produção de 1 milhão de t anuais. Na elaboração dos fluxos de caixa, contidos nos estudos de viabilidade econômica, foi assumido esses parâmetros.

Para o cálculo dos NPVs ("net present value") e custos unitários de transporte em cada uma das alternativas, foram estimados os custos referentes a construção do poço e de acessórios, comparada apenas com o aumento da frota de caminhões na alternativa por rampas, uma vez que o acesso ao corpo do minério por rampas é obrigatório para qualquer uma das soluções. Foi considerada a taxa de juros de 9% a.a com sistema de capitalização composto e amortização pela tabela "price".

Os resultados dos NPVs dos fluxos de caixa para 10 anos e os custos unitários correspondentes, são apresentados na Tabela 5.1.

Tabela 5.1 – NPVs e custos unitários de transporte (MARQUES, 1994)

| Opção | NPV (US\$) x 10 ⁶ | Custo de Transporte (US\$/t) |
|------------------|---------------------------------|---------------------------------|
| Poço | 11.4 | 2.74 |
| Caminhões de 40t | 9.2 | 2.21 |
| Caminhões de 35t | 11.5 | 2.78 |

Na Tabela acima, apresenta-se como mais favorável a opção transporte por rampas/caminhões a diesel de 40t de capacidade. A comparação opção poço x operação com caminhões elétricos de 35t, ficou muito semelhante.

A pesar desses resultados, a opção poço foi selecionada em vista da sua maior flexibilidade e vantagens operacionais.

Entretanto, a opção poço, em função do alto investimento inicial requerido, impunha reservas provadas para mais de 25 anos de operação para poder amortizá-lo. Neste sentido, foram sugeridas novas sondagens para detalhar e desenvolver o bloco seguinte, conforme relatório CVRD, 1994, onde constou os passos fundamentais da investigação:

- ❖ prosseguimento das rampas de acesso ao corpo mineral em níveis mais profundos;
- ❖ abertura dos níveis exploratórios a cada 80 m, na vertical;
- ❖ sondagens rotativas subterrâneas a cada 100 m

O vulto desta investigação entre 1995 e 1996, exigiu mais 6.000 m de desenvolvimento anuais, além dos 6.600 m programados de rampas e galerias para os desenvolvimentos exploratórios.

No I Seminário de Mineração Subterrânea, CVRD (1995), realizado em Outubro do mesmo ano, foram propostos os desafios futuros e a retomada da discussão sobre a opção analisada no relatório de 1994, isto é transporte com caminhões por rampas ou poço de produção. No estudo comparativo novamente realizado foram considerados uma frota (4 unidades) de caminhões a diesel Toro de 40 t, e alternativamente outra (4 unidades) de caminhões elétricos Kiruna de 37 t. O resumo deste estudo é apresentado na Tabela 5.2.

Tabela 5.2 - Resumo da opção analisada com dois tipos de caminhão (CVRD, 1995).

| Custos | Alternativas | | |
|---------------------------|--------------|--------------|---------------|
| | Poço | K/35t - 4un. | T/40t - 4 un. |
| Inv. Inic.(US\$, milhões) | 10,34 | 8,36 | 4,56 |
| Custo Operac. (US\$/t) | 0,70 | 1,37 | 1,84 |
| NPVs (US\$ milhões) | 10,87 | 10,34 | 10,15 |
| Custo Un.Total (US\$/t) | 2,60 | 2,48 | 2,43 |

K → Kiruna T → Toro

A Figura 5.1, representa esquematicamente as formas combinadas de transporte sugeridas, constituídas por poço até o nível 500 e abaixo deste por rampas convencionais para a expansão da mina, no bloco seguinte.

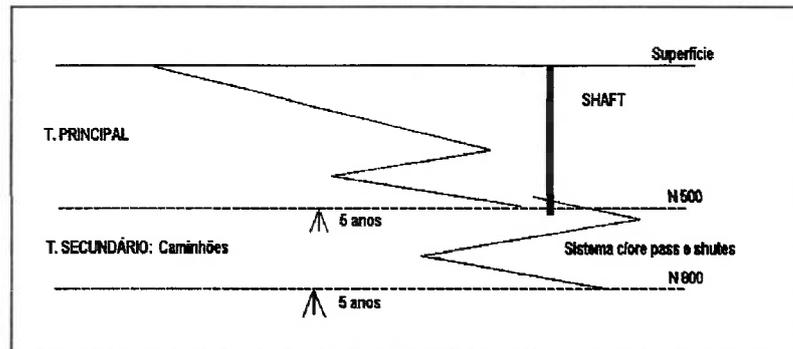


Figura 5.1 - Esquema de transporte na expansão da mina Fazenda Brasileiro (CVRD, 1995).

Com intuito de oferecer uma melhor atratividade para opção poço, o projeto passou a ser desenvolvido para atender as seguintes premissas:

- 1) Aumentar a produção de 4,5 para 7 t Au/ano, a partir de 2001
- 2) Aumentar a reserva mínima para 15 milhões de t.
- 3) Considerar reservas apenas na Faixa Weber, N1400 e extensão de 4 km.
- 4) Estudar aprofundamento maior do poço.
- 5) Redimensionar a frota de caminhões.

O sistema final aprovado é composto por um poço de produção combinado com caminhões de 40t movidos a diesel, conforme mostra o perfil esquemático da Figura 5.2 e com sistema de transferência de carga mostrado na Figura 5.3.

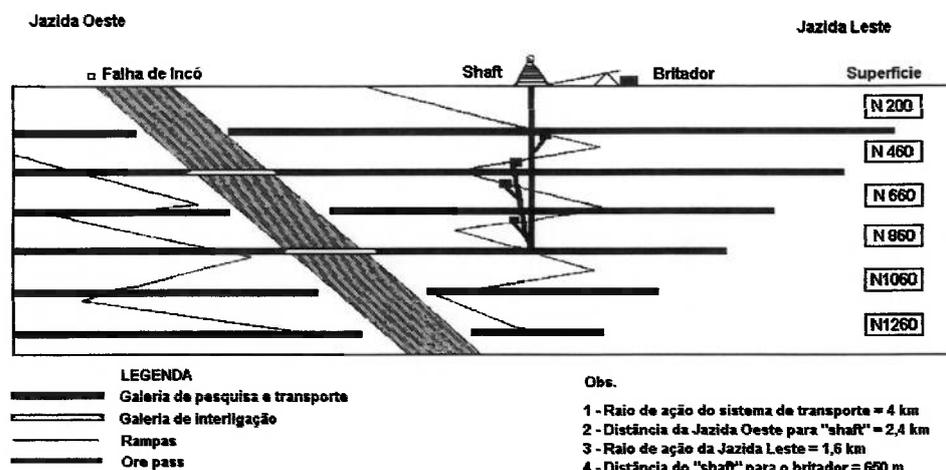


Figura 5.2 - Perfil esquemático do sistema de transporte por poço na mina Fazenda Brasileiro (CVRD, 1995).

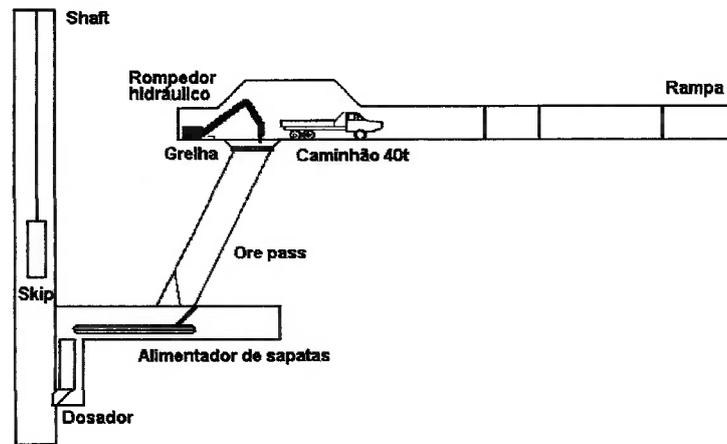


Figura 5.3 - Esquema de transferência de cargas (CVRD, 1995)

5.2 CARACTERÍSTICAS OPERACIONAIS DO POÇO DE PRODUÇÃO

Todo sistema de supervisão e controle operacional do poço de produção são descritos em detalhe no Anexo A.

A seguir são apenas apresentados os itens principais componentes do poço de produção:

- Comprimento total de 860 m (483 m na 1º Etapa)
- Diâmetro do poço após revestido de 5,5 m
- “Raise boring” com diâmetro de 2,4 m.
- Estação de carga interligada com ore pass.
- Torre metálica na superfície.
- Guincho de fricção / potência de 1340 Kw.
- 2 esquipas em balanço de 10 t, capacidade útil
- Sistema de transferência com rompedor hidráulico, grelha, ore pass e alimentador de sapatas.

Para tal, foram previstos os seguintes investimentos:

| | <u>Valor x 10⁶</u> |
|--|-------------------------------|
| • Escavações: poço, estações, galerias e “ore pass” | US\$ 6.3 |
| • Torre, guincho, esquipas, cabos, alimentadores, etc. | US\$ 8.6 |
| Total | US\$ 14.9 |

5.3 LOCALIZAÇÃO DO POÇO E ESCAVAÇÕES AUXILIARES

O local escolhido (arranjo geral, Planta 1, Anexo B) situa-se na jazida Leste, na cota +352,900m, acima do nível do mar e eixo do poço nas coordenadas 91.275E e 733.120N numa área livre de possíveis inundações por enchentes e em maciços rochosos de classes I e II, segundo o critério de classificação geomecânica adotado na mina. A construção subterrânea é referida a referencia locada na superfície, indicada como elevação EL. 0,000 m

O conjunto de escavações auxiliares do poço de produção, inclui uma galeria de acesso, a partir da rampa principal, na EL. -371 m. As escavações, são compostas por galerias, passagens, portais, pilares, estação de descarga de caminhões, grelhas, etc. todas na EL. -383 m. Esta profundidade, é denominada de nível 400 e indicada por N400. (v. Figura 5.4).

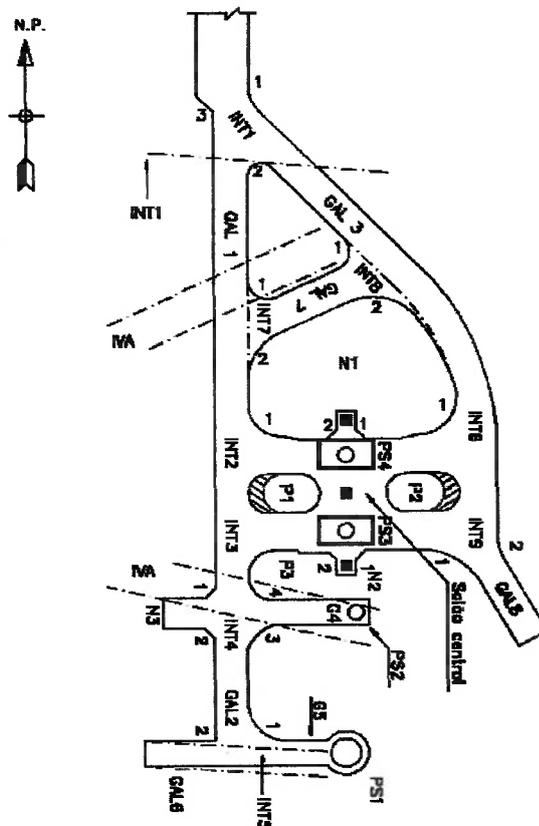


Figura 5.4 - Escavações auxiliares do poço de produção da mina Fazenda Brasileiro (BRITO, 1998).

Abaixo do N400, foram construídos “ore pass”, silo do ROM de 400 t de capacidade e passagem de estéril. Também, a partir do N400, foi construída uma rampa de acesso em direção à estação de britagem subterrânea localizada na EL. -394,50 m. Desta elevação para baixo foram construídos os silos de minério britado com uma capacidade de 3.500 t e o silo de estéril de 1.000 t.

A estação de carga esta localizada na EL. -437,87 m, e a galeria para a inspeção dos cabos de esquipas na EL. -483,11 m.

5.4 ESTUDOS GEOLÓGICO-GEOTÉCNICOS DO LOCAL DO POÇO

Os dados obtidos do furo de sondagem FB-01681 permitiram construir um perfil geológico-geotécnico e classificar os diferentes tipos de maciço rochoso da zona de estudo, apresentados na Planta 2, Anexo B. Além disso, foi feito um mapeamento geotécnico da parede do poço na medida em que o mesmo foi sendo alargado até a profundidade de -483 m, para comparar com as informações obtidas na sondagem. Também, foram mapeadas as paredes das escavações auxiliares classificando-as geotecnicamente.

5.5 PERFURAÇÃO DO POÇO DE PRODUÇÃO

A construção do poço foi planejada em duas fases. A primeira consistiu na perfuração vertical do furo piloto de 25,4cm de diâmetro desde a superfície até a galeria da elevação -484 m, e posteriormente alargada por meio de “raise boring”, no sentido ascendente com diâmetro final de 2,4 m.

A segunda fase correspondeu ao alargamento do furo piloto até o diâmetro final de 5,5 m, por meio de desmonte cuidadoso para evitar danos na parede do poço. O método construtivo empregado é descrito a seguir.

5.5.1 METODOLOGIA CONSTRUTIVA

Após assentamento das sapatas do “raise boring” na base de concreto nivelada, a perfuração foi iniciada com um furo vertical de 10” de diâmetro (~ 254 mm), até atingir a galeria das escavações auxiliares do poço na EL – 383m, com controle direcional para não ultrapassar 1% de desvio. Os desvios do furo eram devidos a:

- Empuxo sobre a coluna: empuxos maiores acentuavam desvios;
- Mergulho das formações: desvios ocorriam ao atravessar o contato rocha branda / dura;
- Diâmetro da coluna de perfuração: folga na relação diâmetro do furo/diâmetro da coluna provocava trepidações das hastes. Ao longo da coluna foram colocados estabilizadores espaçados regularmente.

Atingida a EL –383 m, em 25 dias de trabalho, foi instalada a cabeça escarificadora de “raise boring” de 2.400 mm de diâmetro, do tipo padrão com tricônes e circulação de água para o alargamento do furo piloto no sentido ascendente. Esta fase durou 40 dias de trabalho e o processo pode-se ver nas Figuras 5.5. e 5.6.

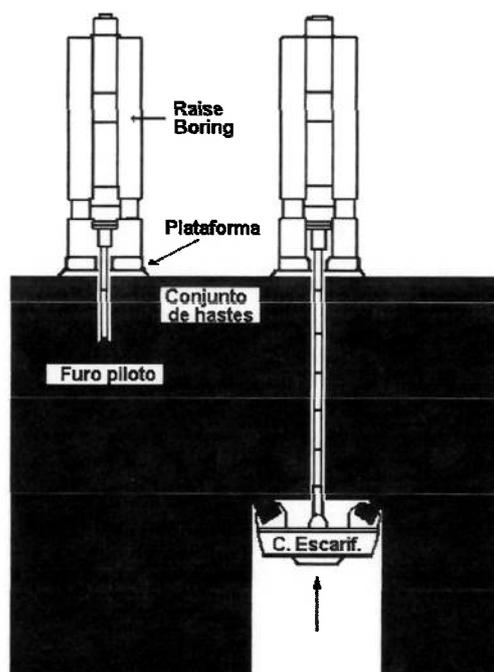


Figura 5.5.- Esquema de perfuração do poço com uma “raise boring”.

Em seguida o equipamento foi transportado da superfície para a galeria da EL -383 m, para continuar com a perfuração, usando o mesmo procedimento até a EL -484 m, onde se localiza a galeria de inspeção de cabos de sustentação dos esquipas. Ao longo do furo piloto perfurado foi admitida a resistência à compressão da rocha intacta entre 100 e 250 MPa (condição operativa da raise boring).

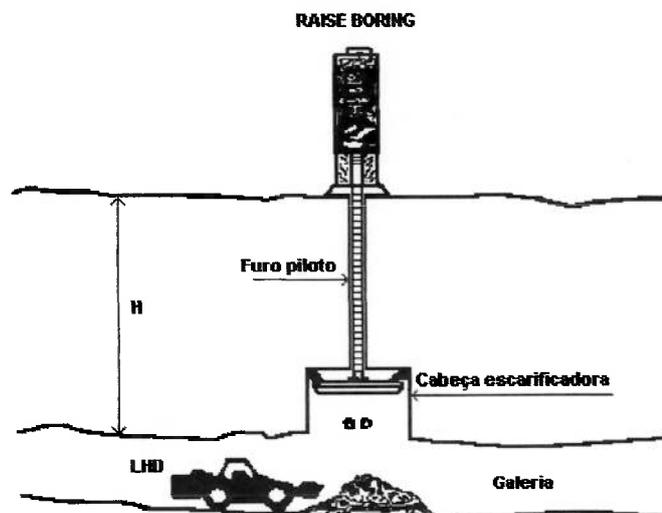


Figura 5.6.- Esquema da galeria de retirada de entulhos do poço, EL -383 m.

5.5.2 ALARGAMENTO DO DIÂMETRO DO POÇO

No alargamento do furo piloto, para atingir o diâmetro final do poço (5,5 m revestido, vide Planta 3, Anexo B), foi empregado o método convencional de desmonte cuidadoso, com uso de explosivos Power Gel (cartuchos de 1 1/4" x 40 cm) para reduzir custos, corrigir os eventuais desvios do furo piloto e dar verticalidade ao poço.

A carga explosiva foi devidamente calculada a fim de minimizar os possíveis danos à parede final na rocha, especialmente no trecho inicial de

maciço alterado e fraturado. Neste trecho foi concretado o colar do poço, a partir da superfície ate atingir 16,5 m de profundidade. Nesta profundidade foram preparadas as sapatas que servem de suporte ao revestimento em concreto armado e à fundação da torre metálica.

O colar foi inteiramente reforçado com estrutura metálica em todo seu comprimento (vide Foto 3 e 4 e desenho no Anexo B), para dar maior rigidez nas paredes e resistir os esforços produzidos pelo peso da torre metálica de 48 m de altura e 180 t de peso e das cargas dinâmicas durante a operação de içamento de esquipos carregados.



Foto 3 – Alargamento do diâmetro na embocadura do poço

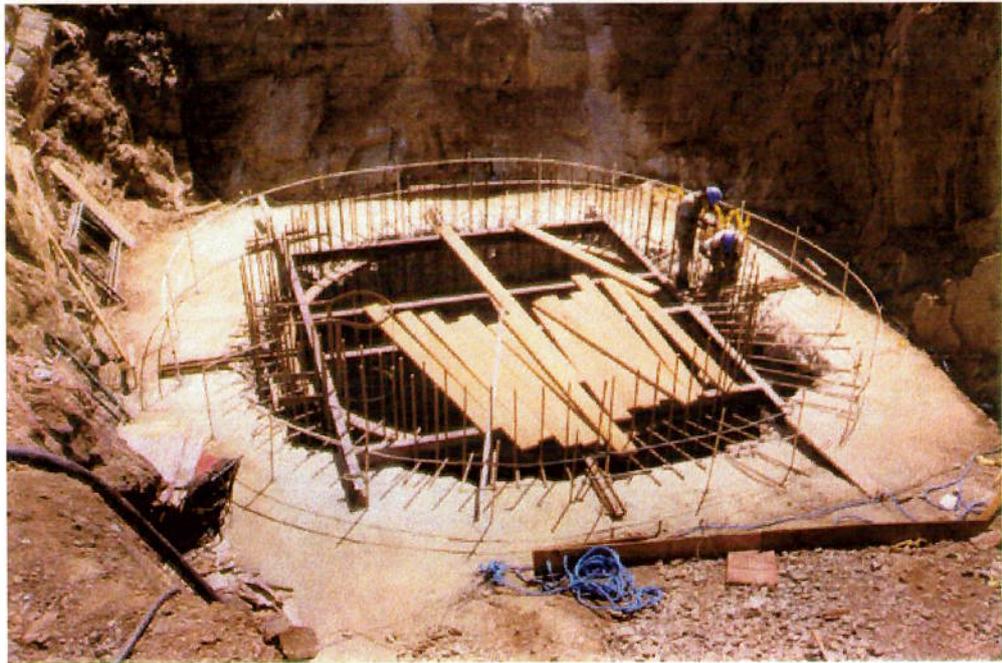


Foto 4.- Colar do poço com estrutura de concreto armado

O trabalho de alargamento do furo piloto prosseguiu até a EL -484 m, com detonações controladas, a cargo da empresa ITABRIX e sob fiscalização da empresa CBR (C. Barbosa), para o controle de qualidade de serviços e materiais. Esta operação, consistiu em trabalhos de três turnos, de 8 horas cada e 7 dias por semana. Os dois primeiros turnos realizavam todo trabalho de perfuração e desmonte. Em cada turno trabalhavam 12 pessoas com 6 perfuratrizes, perfurando em média de 70 a 75 furos de 2,40 m de comprimento, na seção do poço, com um avanço médio de 4,0 m/dia. O explosivo utilizado foi Power Gel de 1/1/4" x 40 cm e iniciador brinel.

O último turno fazia o reforço dos maciços nas paredes do poço com chumbadores de aço corrugado CA50 (resistência à tração 20 t) de 7/8" a 1" de diâmetro e 2,40 m de comprimento, ancorados com cartuchos de cimento combextra. Neste turno, ainda, as paredes do poço eram revestidas com concreto projetado e colocadas as tubulações para os serviços auxiliares.

Foi empregado um guincho mecânico para descer e subir a plataforma de trabalho, com apoio de um caminhão grua, para transporte de materiais utilizados no colar e no alargamento do poço.

O entulho do desmonte caía diretamente na galeria previamente preparada para este fim, na EL -383m. Desse nível, o material do desmonte foi carregado, transportado e depositado nos realces já lavrados no interior mina.

Pouca presença de água foi constatada durante a operação de alargamento. Em determinados trechos de maciços rochosos, a água surgia na forma de umidade e em outros com gotejamentos onde as descontinuidades eram mas persistentes.

5.5.3 ESCAVAÇÕES AUXILIARES DO POÇO

O conjunto de escavações auxiliares do poço de produção foi projetado e executado, em sua maioria, pela equipe própria e equipamentos próprios da mina, constituídos por um jumbo eletrohidráulico de dois braços, marca TAMROK, pá carregadora LHD 400 D e caminhões Volvo de 25 t. As escavações incluíram: galerias de acesso ao poço de produção, câmaras, portais, rampa de acesso à câmara de britagem e outras escavações como cabinas de controle das instalações. As obras executadas em subsolo podem ver-se na Figura 5.4, apresentada anteriormente.

5.6 TORRE DE IÇAMENTO

A torre de içamento é uma estrutura metálica de 48 m de altura, com um peso total de 180 t, fornecida pela empresa Vespaziano de Belo Horizonte, Minas Gerais. A montagem da torre foi por partes, subdividida em módulos. O primeiro módulo tinha 16 m de altura, que serviu de apoio para a plataforma de trabalho da escavação do poço e os demais módulos (4) foram sucessivamente montados até atingir a altura de 48 m (v. Foto 5 e no Anexo B, o Plano de elevação da torre).

A torre possui um silo de 170 t, para descarga dos esquipas e duas pernas ("back leg") de reação da estrutura metálica, de aproximadamente 30 t de peso, inclinadas em direção ao tambor, para reagir aos esforços de operação do guincho.

A torre na parte superior contém duas polias de 3.048 mm de diâmetro com 4 ranhuras por onde passam os cabos de tração para os dois esquipas; as polias possuem o mesmo diâmetro ao tambor do guincho de tração de cabos (v. Foto 6).



Foto 5.- Instalação do primeiro módulo da torre de içamento.



Foto 6.- A torre de içamento completamente montada.

Cada esquipe é tracionado por quatro cabos de 32 mm de diâmetro e sustentam 97 t de carga. Quatro cabos guia com um diâmetro de 35 mm e com capacidade de 100 t de carga e dois cabos de balanço de 46 mm de diâmetro, fixados embaixo dos esquipas, guiam o trajeto dos esquipas ao longo do poço. O esquipe vazio pesa 10.600kg e esquipe vazio com gaiola 11.600 kg.

Da torre metálica partem duas correias transportadoras, uma na direção da pilha de estéril e outra para a pilha de minério na usina de beneficiamento (v. Foto 7).



Foto 7. – Instalações da correia transportadora de minério no sentido à usina.

O guincho de fricção foi fornecido pela empresa NORDBERG dos Estados Unidos. Uma breve descrição é apresentada a seguir.

5.7 GUNCHO DE FRICÇÃO

O guincho selecionado para operação foi o de fricção também conhecido como sistema de içamento de polia “Koepe”, sendo considerado

ideal por ser uma máquina durável, boa capacidade de produção apesar do seu elevado custo. É projetado para ter paradas curtas de manutenção e de fácil reposição das peças de desgaste.

O guincho opera automaticamente e traciona dois esquipas em balanço para transporte de minério entre os dois níveis do poço vertical. Um deles na estação de carga no subsolo e outro no silo de descarga de esquipas na superfície, junto a torre.

Na 1ª etapa até a EL – 483 será utilizado um motor CC de 1000 HP com rotação de 750 RPM, controlado por um conversor CA/CC. A distância do percurso do esquipe será aproximadamente 462 m tendo cada esquipe uma capacidade útil de 10t. É importante destacar que no projeto de um guincho de fricção os valores da relação de tensões T_1/T_2 entre os cabos e o valor da pressão máxima dos cabos sobre o revestimento do tambor. A relação T_1/T_2 não deve exceder o valor de 1,5 uma vez que se este valor for excedido poderá haver deslizamento dos cabos no tambor.

A pressão máxima dos cabos sobre o revestimento não deve exceder ~ 2 MPa, que é o limite máximo que o material pode suportar sem sofrer esmagamento.

O guincho possui um sistema de freios de serviço para regime normal e paradas de emergência e foi dimensionado para parada do guincho mesmo no caso de perda de duas das quatro unidades de frenagem.

O sistema é constituído de duas colunas de suporte contendo cada uma duas unidades de freio, atuando sobre os discos de freio rigidamente montados no tambor. Os freios são do tipo aplicados por molas e liberados por pressão hidráulica e automaticamente acionados sob as seguintes circunstâncias:

- Falta de energia elétrica de alimentação do sistema.
- Perda de pressão do sistema hidráulico.
- Desgaste excessivo das pastilhas dos atuadores.
- Sobrevelocidade.
- Deslizamento de cabos.
- Parada de emergência

A liberação dos freios é efetuada através do hidráulico a uma pressão aproximada de ~ 17,8 MPa. O óleo proveniente da unidade hidráulica passa por um conjunto de válvulas selenoides de intertravamento de segurança e alimenta as unidades de freio nos suportes.

5.8 CABOS DE AÇO

O desempenho satisfatório do guincho esta diretamente relacionado aos cabos que proporcionem grande segurança operacional. Internacionalmente, é freqüente o uso do tipo “Flattened Strand” ou “Locked”, já que proporcionam excelente contato com o revestimento de apoio na polia. A seguir são descritos na Tabela 5.3, algumas características dos cabos utilizados no processo de içamento (CVRD, 1999).

Tabela 5.3. – Tipos e características dos cabos utilizados

| CARACTERISTICAS | TIPOS DE CABO | | | |
|----------------------------|-----------------------------|--------------------------|------------------|------------------|
| | TRAÇÃO | BALANÇO | GUIADEIRA | ESBARRO* |
| Quantidade | 04 | 02 | 08 | 04 |
| Tipo | Não rotativo | Não rotativo | Half Locked Coil | Half Locked Coil |
| Construção | 9x10(8/2)/6x14 (8/6)/WMC | 8x8/6x27(9/12/ 6)/WMC | 1x23 | 1x23 |
| Diâmetro | 32 mm | 46 mm | 35 mm | 35 mm |
| Peso | 4,552 kg/m | 9,678 kg/m | 7,08 kg/m | 7,08 kg/m |
| Resistência à tração | 1.800 MPa | 1.600 MPa | 1.400 kg/m | 1.400 kg/m |
| Carga de ruptura (max.) | 756,9 KN | 1.448 KN | 974 KN | 974 KN |
| Acabamento | Galvanizado | Galvanizado | Galvanizado | Galvanizado |

- Guiadeiras flexíveis: são cabos instalados ao longo do poço utilizados como guias para cada esquipe. O número de cabos guia para cada esquipe é de 4, sendo das mesmas características para o conjunto esquipe e esquipe gaiola.
- Cabos de esbarro: são cabos instalados ao longo do poço utilizados para evitar a colisão dos esquipas durante os movimentos de subida e descida.

As células de carga, alimentador de sapatas e transportador de correia têm seu funcionamento intertravado num sistema elétrico de controle e acionamento do guincho, proporcionando desta maneira uma operação segura e eficiente no poço de produção.

5.9.1 DADOS RELATIVOS À PRODUÇÃO: NA PRIMEIRA ETAPA

| | |
|-----------------------------------|---------------------------|
| - Percurso do esqui | 462 m |
| - Níveis de parada | 02 (subsolo e superfície) |
| - Capacidade de produção | 304 t/h |
| - Carga útil do esqui | 10.000 kg |
| - Peso do esqui | 10.600 kg |
| - Peso do esqui com gaiola | 11.600 kg |
| - Peso "rope Attachments" | ~ 1.000 kg |
| - Velocidade de percurso do esqui | 7,0 m/s |
| - Aceleração | 0,5 m/s ² |
| - Desaceleração | 0,5 m/s ² |
| - "Creep in time" | 5 s |
| - "Creep out time" | 11 s |
| - Tempo de carga | 15 s |
| - Horas úteis/dia | 18 |
| - Dias/ano | 300 |
| - Potência do motor | 1.000 HP |
| - Diâmetro do cabo de tração | 32 mm |
| - Diâmetro do cabo de balanço | 46 mm |

5.9.2 TRANSPORTE DE PESSOAL

| | |
|---|---------------------|
| - Velocidade do esqui/gaiola | 7,0 m/s |
| - Níveis de parada (pessoal e cargas leves) | EL 0,0 (superfície) |
| | EL - 371,0 m |
| | EL - 394,0 m |
| | EL - 437,92 m |

6 REFORÇO E SUPORTE DE MACIÇOS ROCHOSOS

As palavras reforço e suporte de rochas, são freqüentemente usadas de forma recíproca e significados semelhantes. Entretanto, elas traduzem duas funções distintas de estabilizar as rochas nas escavações, sejam elas subterrâneas ou a céu aberto.

Essencialmente, o termo suporte é a aplicação de uma estrutura de reação na face da escavação que inclui o emprego de madeiramento, cambotas de aço, concreto projetado, etc. e atua como sistema passivo de suporte.

O reforço é considerado como uma melhoria global das propriedades mecânicas do maciço rochoso e inclui aplicação de tirantes, chumbadores, e "cable bolts", etc. que reagem conjuntamente com o maciço diante de solicitações originadas nas escavações. O atirantamento, (tirantes e chumbadores) pode ser ainda agente de reforço passivo ou ativo; por um lado, atuando no suporte de blocos individuais ou isolados na superfície de escavações, e por outro aumentando a resistência interna dos maciços rochosos (CARNERO, 1995); (CARNERO & FUJIMURA, 1995).

Um maciço rochoso invariavelmente contém descontinuidades e revela um comportamento anisotrópico. Por isso o atirantamento é aplicado para manter a continuidade estrutural dos maciços, interceptar descontinuidades que as delimitam em blocos de rocha e controlar seus deslocamentos no interior das escavações subterrâneas.

Uma rigorosa abordagem de engenharia de rochas em maciços fraturados é algo ainda dominado por técnicas empíricas, por causa dos parâmetros envolvidos, cujas propriedades não podem ser corretamente quantificadas. Consequentemente, os métodos atuais de projeto de reforço levam em conta a experiência e técnicas expeditas baseadas em particular descrição do maciço rochoso.

Fazem parte deste conhecimento, inúmeras pesquisas e ensaios em tirantes realizados no campo, estudos paramétricos em laboratório, como o realizado por CARNERO & FUJIMURA (1998) e considerações feitas por WINDSOR (1997), sobre o mecanismo de transferência de cargas entre os componentes do sistema constituído por tirantes/chumbadores.

6.1 TÉCNICAS DE REFORÇO POR ATIRANTAMENTO

Foram três as técnicas principais utilizadas no reforço das escavações e classificadas como:

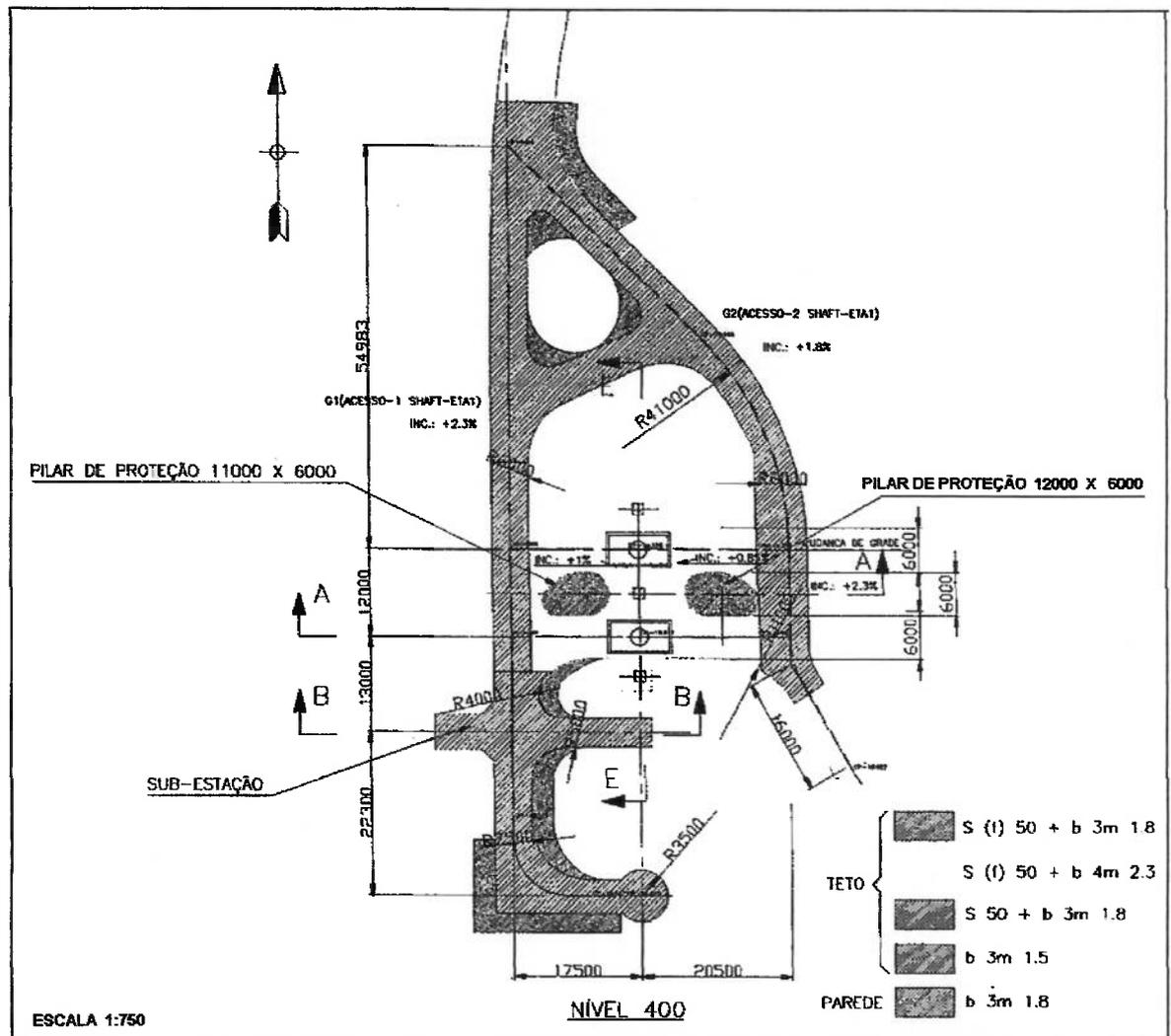
- a) Tirantes e chumbadores: comprimento ≤ 3 m.
- b) "Cable bolts": comprimentos entre 3 e 15 m.
- c) Ancoragens em maciços alterados: tirantes ao redor de 10 m.

No alargamento do poço de produção foram colocados 17 chumbadores por metro linear, totalizando 8.228 chumbadores para uma profundidade de 484 m. O comprimento dos chumbadores foi de 2,40 m com diâmetros que variam entre 7/8" a 1", ancorados com cartuchos de cimento combextra PR. O poço foi revestido com concreto projetado com fibra de aço de espessura que varia de 25 a 50 mm.

As escavações do nível 400, para efeitos de definição de suportes, foram subdivididas em uma série de conjuntos constituída por galerias, interseções e portais. Para cada conjunto foi necessário considerar paredes, tetos e cantos. A presença de maciços do tipo IIA, IVA e VA com juntas oblíquas às superfícies escavadas, exigiu definir tipos de suporte separadamente para cada tipo de maciço. Os vários tipos de suporte e suas combinações foram sugeridos a partir da classificação geomecânica de BARTON (1974 e modificações), e pelo

programa de computador EXAMINE-3D, por se adequar mais aos maciços da Fazenda Brasileiro

No nível 400, no salão central de descarga de caminhões foi detectado problemas estruturais no maciço que motivaram fazer reforços mediante instalação de "cable bolt" de 10 m de comprimento e revestimento com concreto projetado em toda a área. Na Figura 6.1, apresenta-se as zonas dos maciços que receberam esse tratamento.



S (f) 50 → Concreto projetado com fibra metálica e 50 mm de espessura.

S 50 → Concreto projetado simples e 50 mm de espessura.

b 3m 1,8 → Chumbadores de 3 m de comprimento e malha de 1,8 m × 1,8 m.

Figura 6.1. - Mapa de localização de tratamentos no nível 400 (BRITO, 1998).

6.2 METODOLOGIA DE APLICAÇÃO DOS CHUMBADORES

Os chumbadores obedeceram a malha de atirantamento conforme as orientações de projeto e observações do maciço no campo. Foram aplicados através da perfuração mecânica de furos ($\phi \sim 45$ mm) com jumbo hidráulico, injeção do furo com argamassa de cimento sob uma pressão $\sim 3\text{kg/cm}^2$, aplicada pela máquina BETOMAQ.

Nas escavações auxiliares, a aplicação de chumbadores foi feita com:

- Aço corrugado CA50 de 7/8" de diâmetro, 20 t resistência à tração, comprimentos de 2,40 a 3,0 m.
- Argamassa: mistura constituída por 35 lt. de água, 50 kg de areia e 50 kg de cimento, resistência à compressão $\sim 200\text{ kg/cm}^2$).
- Resina de pega rápida.
- Caminhão Picão com plataforma de elevação Getman 304.

6.3 METODOLOGIA DE APLICAÇÃO DOS "CABLE BOLTS"

O atirantamento com "cable bolts" em mineração foi inicialmente difundido no método de lavra corte e aterro e a seguir no método de realce aberto com algumas modificações e melhorias (FULLER, 1983) (DAWS, 1991).

Usualmente envolve a instalação de longos cabos de aço, de comprimentos variados, com arranjo regular em regiões de maciços rochosos fraturados, geralmente limitada a tetos de galerias, câmaras em desenvolvimento e realces, nos vários métodos da lavra subterrânea.

Os "cable bolts" podem ser instalados protendidos ou não protendidos, ambos completamente injetados com calda de cimento. Cabos pre-tensionados podem ser aplicados como suporte de cunhas em maciços resistentes e cabos não protendidos em regiões de maciços fraturados. Na prática atual e na maioria dos casos, a preferência recai aos cabos não protendidos.

Na mina Fazenda Brasileiro, foi aplicado, como já mencionado, em regiões de maciços da câmara do salão central de descarga de caminhões no nível 400 e nas câmaras de britagem. A operação consistiu em perfurar o maciço com jumbo

($\phi = 51$ mm), preparar os cabos com os respectivas mangueiras de injeção e respiro, inserir os cabos preparados nos furos, colocar tampão na boca do furo e injetar a calda de cimento de fator 0,4 (água/cimento) a pressão moderada de ~ 3 kg/cm². A Figura 6.2, representa o esquema de instalação.

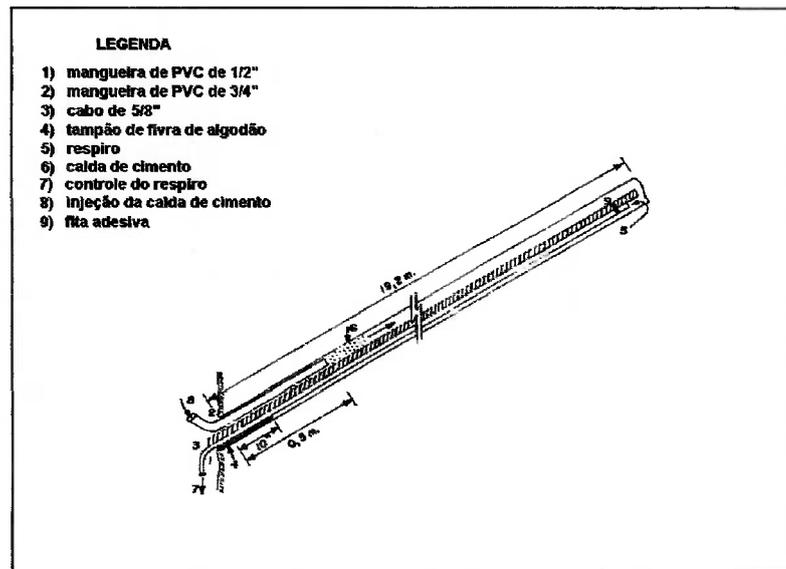


Figura 6.2 – Esquema de instalação de “cable bolts”

As características principais dos elementos constituintes foram:

- “Cable bolts”, cordoalha em aço 5/8” de diâmetro, 7 fios tipo CP 190 RB 7/ Belgo Mineira de 4,80 a 10 m de comprimento.
- Calda de cimento, fator de 0,35 a 0,4 (água/cimento).

6.4 REVESTIMENTO COM CONCRETO PROJETADO

Na mina Fazenda Brasileiro o uso do concreto projetado com fibra de aço foi uma prática rotineira na maior parte das escavações realizadas, face a sua grande habilidade em atuar conjuntamente com o sistema de atirantamento.

Assim, parte das galerias de acesso no nível 400 foram revestidas com concreto projetado com um espessura de 25 mm, para impedir a relaxação de blocos de rocha entre tirantes e chumbadores e, assim, aumentar a resistência dos maciços.

O salão central de descarga de caminhões e a câmara de britagem foram também, objetos de um cuidadoso revestimento com concreto projetado com fibra de aço, em geral, com espessura de 25 mm selecionando os locais mais problemáticos a partir dos estudos efetuados por programa EXAMINE – 3D.

Os dois pilares de proteção, localizados na entrada do salão de descarga dos caminhões, já mostrados na Figura 6.1, precisaram ser reforçados com com chumbadores e concreto projetado, já que os mesmos foram debilitados durante a abertura da câmara. Camadas de 25 mm de concreto projetado seguidas de cintas metálicas e recobrimento com nova camada de 50 mm de projetado foram aplicadas num dos pilares.

6.5 REFORÇOS ESPECIAIS

Os reforços especiais contra desgaste por abrasão causada por fluxo de materiais sólidos foram adotados, para atenuar possíveis danos às estruturas construídas. São os casos das comportas dos dois silos construídos junto ao poço de produção, entradas e saídas de “ore pass” ou “chutes” de minério, onde os problemas de desgaste abrasivo são severos, em razão do intenso fluxo do material sólido. Esses locais foram protegidos por concreto de alta resistência mecânica. A Figura 6.3, mostra os locais onde foram concretados anéis de 30 cm de espessura.

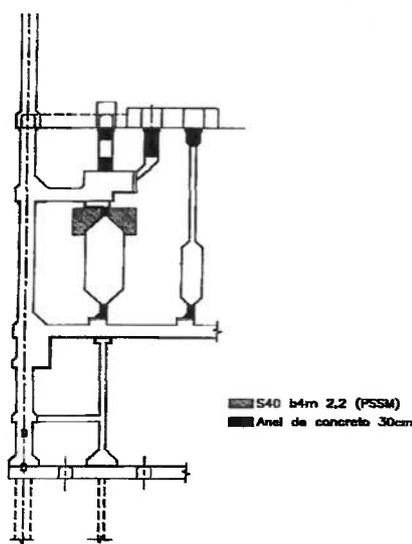


Figura 6.3 .- Seção do poço mostrando reforços especiais (BRITO, 1998).

7 SIMULAÇÕES POR TÉCNICAS COMPUTACIONAIS

Escavações subterrâneas em obras civis e de mineração, resultam em mudanças significativas no estado original de tensões do maciço rochoso. A compreensão dos processos que ocorrem ao redor das escavações exige que deslocamentos e deformações sejam analisadas.

O tipo de análise a ser efetuado persistiu, por muito tempo, como um grande desafio ao engenheiro de Mecânica de Rochas e a história da sua evolução encontra-se ligada ao avanço dos métodos de análise utilizados no estudo do comportamento rochoso, isto é do binômio tensão x deformação.

Através de modelos matemáticos clássicos, físicos e foto-elásticos produzidos nas últimas décadas tem-se alcançado um grande desenvolvimento no campo da engenharia de rochas. No entanto, tais modelos freqüentemente revelam-se incompletos, trabalhosos e caros pois requerem profissionais experientes com grande domínio matemático, custos materiais, instalações e sensores adequados e seus resultados na maioria dos casos permanecem como exercícios acadêmicos.

O advento das técnicas computacionais na década de 60 e, mais precisamente, com a popularização do microcomputador a partir dos anos 80, esta tecnologia ficou mais acessível e abriu fronteiras, antes não imaginadas para elaboração de modelos mais completos. Tais modelos, baseiam-se

fundamentalmente, nos métodos numéricos compostos de elementos finitos, diferenças finitas, elementos de fronteira, ou ainda de elementos distintos que permitem rapidamente simular os problemas, dos mais complexos defrontados durante a escavação subterrânea, sejam eles no regime elástico, contínuo ou descontínuo do maciço rochoso.

Os programas computacionais de modelagem numérica constituem hoje uma ferramenta indispensável de análise, de projetos, de construções ou ainda de dimensionamento de estruturas, auxiliando na busca de soluções mais seguras e econômicas.

A mineração no seu estágio da lavra se envolve diretamente com os problemas de escavações e o setor de planejamento das operações mineiras não se pode prescindir desta poderosa ferramenta computacional.

As técnicas computacionais, incluindo a modelagem numérica e digitalização de terrenos, propiciam imagens 3D dos problemas e uma enorme capacidade no tratamento de parâmetros geomecânicos, sendo hoje rotineiramente aplicadas nos estudos do comportamento do maciço rochoso e das estruturas nele construídas.

7.1 PARÂMETROS GEOMECÂNICOS NA MODELAGEM

A fase de definição de parâmetros geomecânicos dos maciços rochosos é essencial para qualquer tipo de análise de comportamento do maciço e modelagem numérica. Entre os vários parâmetros podemos mencionar como os mais importantes:

- O estado de tensões preexistentes, se possível ser obtido por meio de ensaios "in situ". Em primeira instância pode ser avaliado em base a experiências em outros locais, tendo em conta as feições topográficas e a tectônica regional.
- No regime elástico, módulo de elasticidade (E), coeficiente de Poisson (ν) e massa específica aparente (ρ), para cada classe ou tipo de maciço presente no modelo.

- No regime elasto-plástico, define-se um critério de plastificação, baseado no seguinte: a) plastificação, por alcançar o limite de resistência ao cisalhamento, definido por coesão (c) e o ângulo de atrito (ϕ) instantâneos ou os parâmetros da envoltória de resistência propostos por HOEK; BROWN (1980 e modificações). b) plastificação, por alcançar a resistência à tração (R_t) ou compressão dos maciços (R_c). c) plastificação por deformação limite, deformações ou deslocamentos maiores que os suportados pelo maciço, ou pelas estruturas associadas a ele.

No regime elástico, a pesar desse modelo não redistribuir as tensões para elementos vizinhos não plastificados, pode-se obter uma aproximação das regiões de plastificação adotando alguns dos critérios antes indicados.

7.2 SIMULAÇÃO DA LAVRA SUBTERRÂNEA

As várias simulações de escavação realizadas no transcorrer desta tese tiveram por finalidade mostrar as potencialidades da técnica computacional em auxiliar a definição das possíveis soluções, a partir das análises do estado de tensões e deformações dos maciços. Não constitui, portanto, elementos ou dados de dimensionamento ou aplicação de estruturas de suporte ou reforços, estes a cargo e responsabilidade do setor de planejamento da mina ou da empreiteira da obra. Não obstante, as formas geométricas das escavações bem como as propriedades geomecânicas, nas suas diversas classes, foram mantidas com o intuito de aproximar o modelo, tanto quanto possível, da configuração real das estruturas.

Os programas aqui mencionados são de uso corrente no Depto de Engenharia de Minas, alguns deles desde 1992, quando foi instalado o Laboratório de Informática - LAPDEM no citado Departamento.

7.2.1 Programa COSMOS/M

O programa COSMOS/M da Structural Research Corporation (SRAC), Santa Monica-California, é um sistema integrado de elementos finitos que abrange a totalidade dos recursos necessários para a confecção de modelos numéricos em regime elástico de estruturas complexas, que permitem realizar cálculos computacionais sobre tensões, deslocamentos, vibrações, flambagem, movimentos dinâmicos, fluidos, eletromagnetismo e transferências de calor. Constituídos por módulos funcionais e interligados entre si, são operados através de janelas e telas do monitor de vídeo, numa interação amigável com o usuário. Por ser um programa inicialmente elaborado para análise de estruturas mecânicas, o mesmo necessitou ser adaptado a metodologia e às convenções correntes em problemas geotécnicos.

É um excelente programa para analisar a fase elástica do maciço, que se manifesta no instante após as escavações e se presta para observar as mudanças (binômio tensão x deformação) de caráter geral nas diversas estruturas ou descontinuidades presentes no maciço. Permite, também, identificar as regiões de maior concentração de tensões ou de problemas estruturais, sejam eles originados por condições próprias do maciço como também da forma geométrica adotada nas escavações.

A seguir são apresentadas uma seqüência de figuras que ilustram o estudo da subsidência, ocorrida por ruptura progressiva dos painéis de lavra, no início da lavra subterrânea da mina Fazenda Brasileiro.

As Figuras 7.1 e 7.2 mostram a malha inicial de elementos, constituída por 1.755 pontos nodais e 1815 elementos planos, concentrados na região central da malha, para poder representar em detalhes a configuração inicial do terreno com a cava da lavra a céu aberto e principais estruturas geológicas, incluindo a camada de grafita-xisto (GRX), seguida de escavações do realce logo abaixo da cava a céu aberto.

As Figuras 7.3 e 7.4 representam, respectivamente, as tensões horizontais e verticais do campo de tensões de relação $k = 1$ que supostamente prevalecia no local, antes da escavação subterrânea.

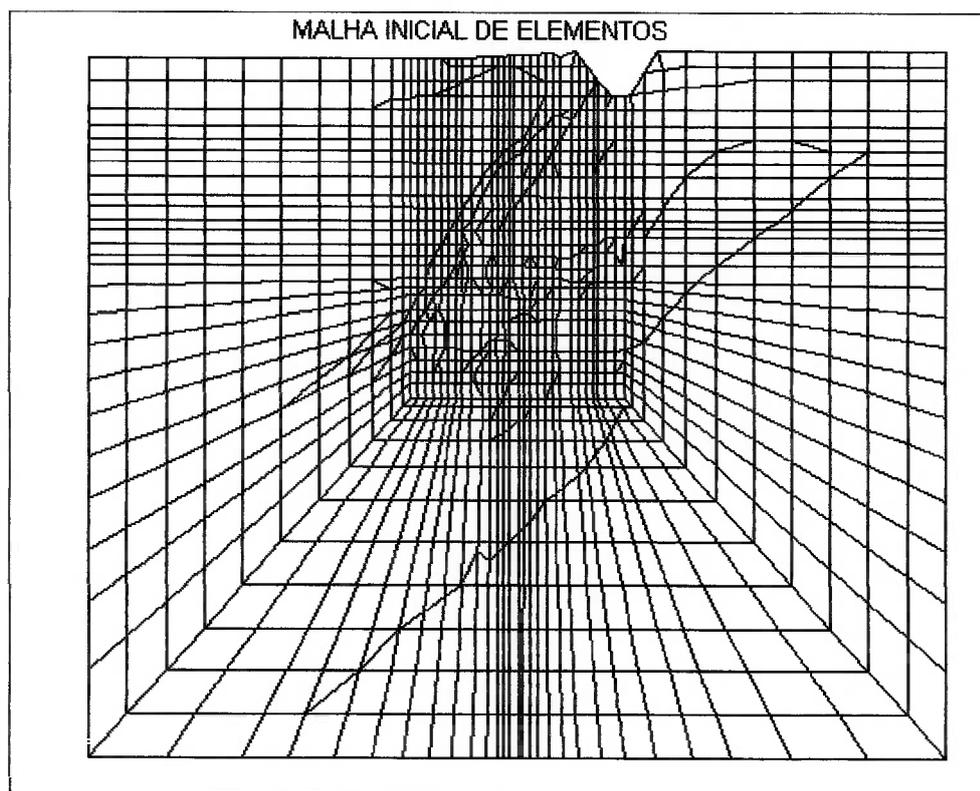


Figura 7.1 - Malha com 1755 pontos nodais e 1815 elementos planos

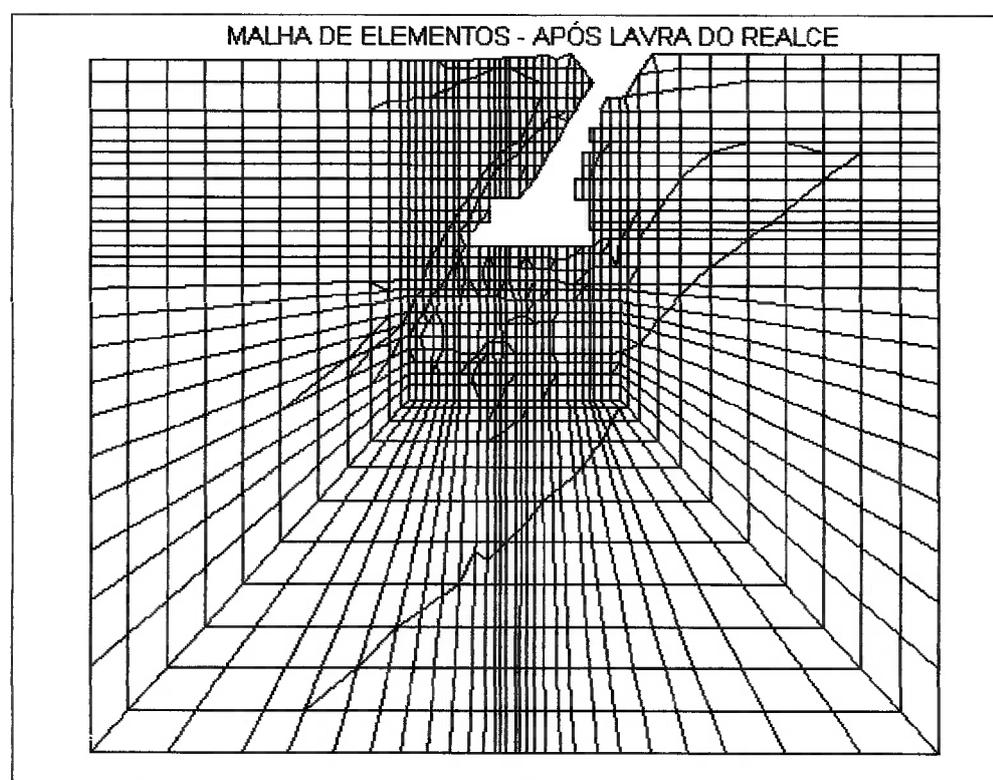


Figura 7.2 - Representação do realce lavrado logo abaixo da cava

TENSÕES HORIZONTAIS INICIAIS NA MINA

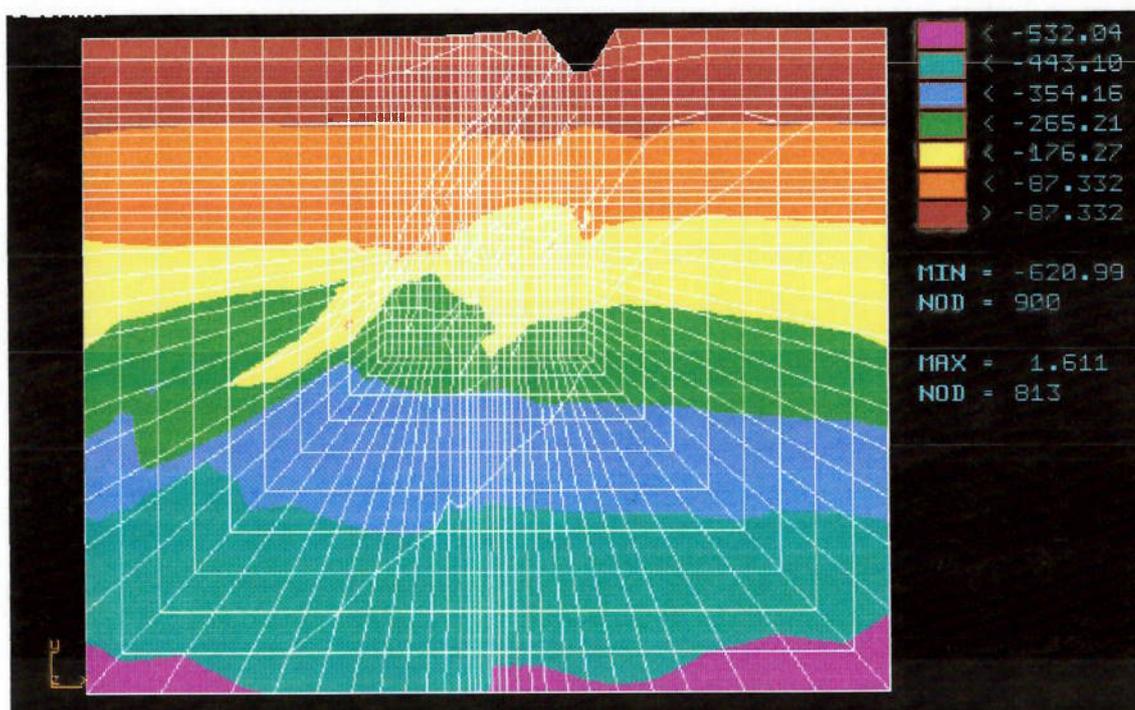


Figura 7.3 - Campo inicial de tensões horizontais assumido no modelo

TENSÕES VERTICAIS INICIAIS NA MINA

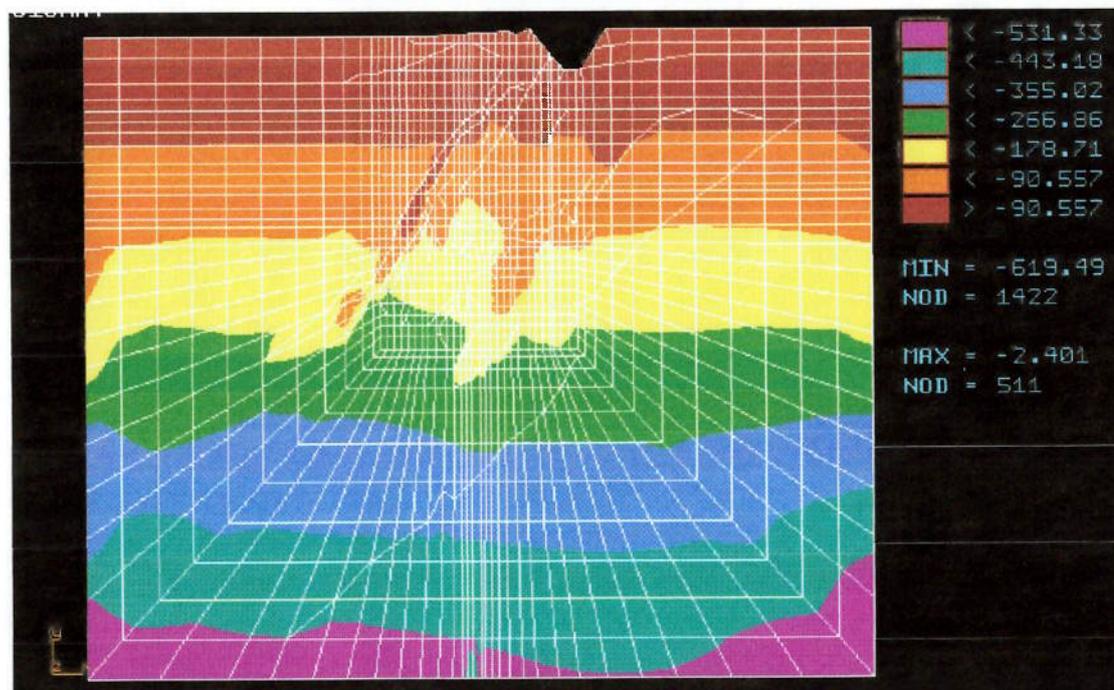


Figura 7.4 - Campo inicial de tensões verticais assumido no modelo

As cores simbolizam as faixas de valores em t/m^2 (- tensões de compressão; + tensões de tração), indicados na tabela ao lado direito das figuras. A faixa amarela revela variações no sentido horizontal e vertical, refletindo o efeito anisotrópico das propriedades do maciço.

As Figuras 7.5 e 7.6, representam, respectivamente as tensões horizontais e verticais originadas por escavação do realce, situado a 56m de profundidade da superfície e logo abaixo da cava a céu aberto. A forma inclinada da escavação ao longo do corpo mineral e aproximadamente paralela à camada GRX de grafita-xisto, provocam profundas alterações no campo inicial de tensões, com aparecimento das tensões de tração na parte superior do maciço por efeito semelhante da viga em balanço e peso da rocha em direção ao vazio da escavação.

Como consequência, surge elevadas tensões horizontais de tração de até 2,25 MPa no nó 468, na região a esquerda do realce aberto, com deslocamentos horizontais superiores a 18 mm, e tensões de compressão que chegam a 7,47MPa no canto direito superior da parte alargada do realce.



Figura 7.5 - Detalhe das tensões horizontais na região do realce aberto

A combinação desses fatos pode ter iniciado a ruptura progressiva que atingindo a camada de grafita – xisto menos resistente, provocou sucessivos desabamentos e subsidência de uma enorme área na superfície.

Por outro lado, aparecem, também, fortes tensões verticais de compressão nas paredes verticais na base de realce que atingem até 11,45 MPa, no nó 623 com cerca de 10 mm de deslocamento no sentido horizontal, conforme pode ser visto na Figura 7.6.



Figura 7.6 - Detalhe das tensões verticais na região do realce aberto

As Figuras 7.7 e 7.8, mostram o prosseguimento da escavação até a profundidade aproximada de 76 m, agora considerando o perfil do desabamento ocorrido na parte superior do realce já lavrado. Nestas figuras prevalecem, ainda, tensões elevadas de compressão, de até 10,90 MPa, tanto no sentido horizontal como no vertical, principalmente na base do realce junto aos pilares de sustentação das aberturas. As tensões de tração de valor máximo entre 0,75 a 0,78 MPa surgem em pontos isolados e na parte superior do modelo, mais como consequência da ação da gravidade sobre o perfil desfavorável resultante após o desmoronamento.

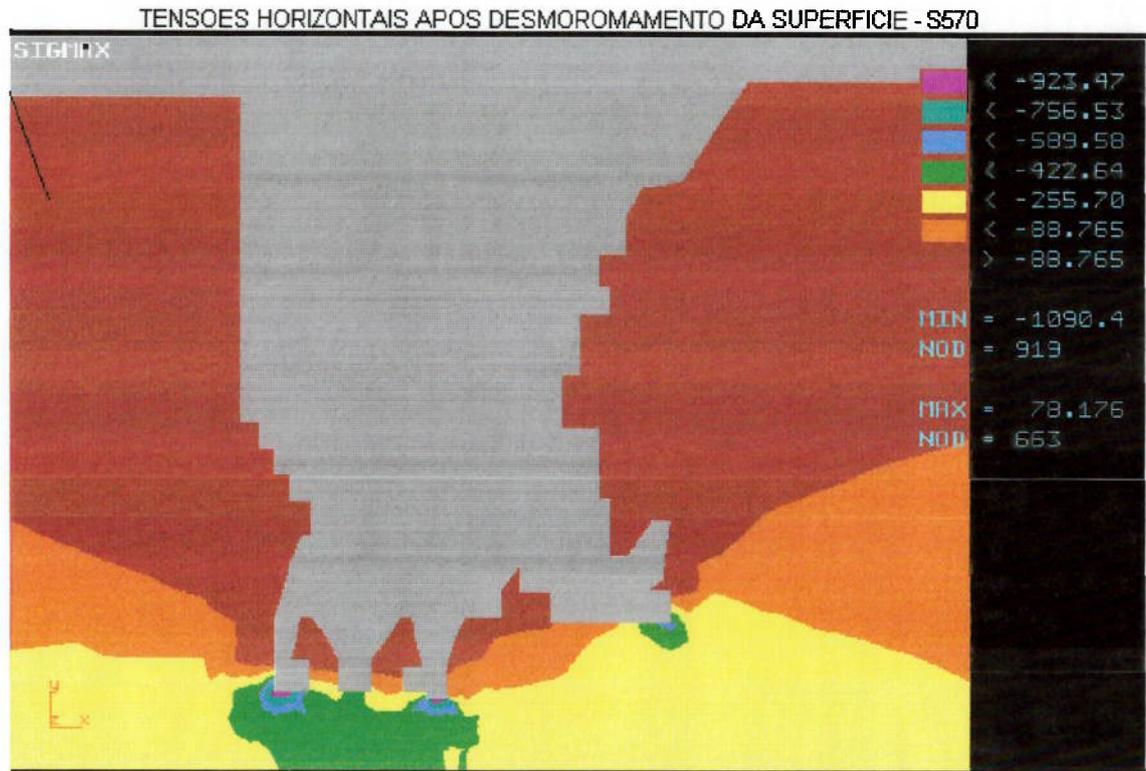


Figura 7.7 - Detalhe das tensões horizontais após desabamento do realce

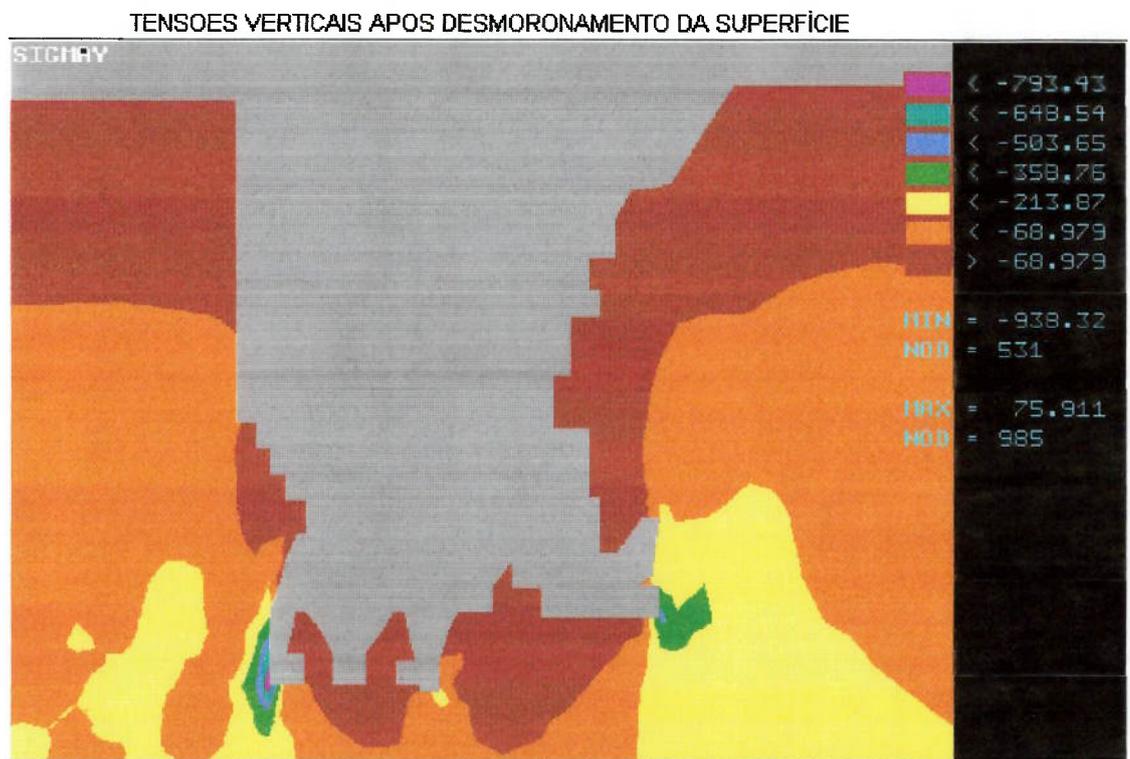


Figura 7.8 - Detalhe das tensões verticais após desabamento do realce

7.2.2 Programa PHASES

Para meios contínuos não lineares é aplicado o programa PHASES. Trata-se de um programa híbrido de elementos finitos / elementos de fronteira, para análise de escavações subterrâneas em solo e rocha, apresentando comportamento elásto-plástico, com geração automática de malha de elementos, eliminando o tedioso trabalho de geração manual de malhas.

A rocha imediatamente em torno da escavação é modelada por elementos finitos, o que permite a inclusão de materiais de comportamentos complexos no modelo. A região limite do modelo é implicitamente modelada por elementos de fronteira e, assim, simplifica o tratamento das tensões “in situ” e aumenta substancialmente a velocidade de todo processamento.

Como exemplo de aplicação, é apresentada a seguir a análise efetuada numa seção transversal do poço de produção da mina Fazenda Brasileiro, situada a 400m de profundidade. O modelo simulou, ainda, a existência de uma camada de rocha, de 1m de espessura em toda volta do poço, debilitada por detonações de fogos de alargamento do poço, reforçada com chumbadores de diâmetro 7/8” ; 2,4 m de comprimento, 10t de capacidade de carga. A Tabela 7.1, apresenta as propriedades assumidas.

Tabela 7.1- Propriedades do maciço rochoso

| Propriedades | Maciço Classe I/II | Maciço Debilitado |
|---|--------------------|-------------------|
| Módulo de Elasticidade –E(MPa) | 35.000 | 15.000 |
| Coefficiente de Poisson (ν) | 0.25 | 0.30 |
| Densidade da rocha - ρ (t/m ³) | 2,9 | 2.7 |
| Critério de Ruptura da Rocha | Hoek-Brown | Hoek-Brown |
| Compressão Simples –E(MPa) | 80 | 40 |
| Parâmetro (m) | 2 | 0,19 |
| Parâmetro (s) | 0,001 | 0,00024 |
| Campo de Tensões σ_x : σ_y : σ_z (MPa) | 12:4:12 | 12:4:12 |

As Figuras 7.9 a 7.12 , mostram os resultados obtidos no processamento deste modelo.

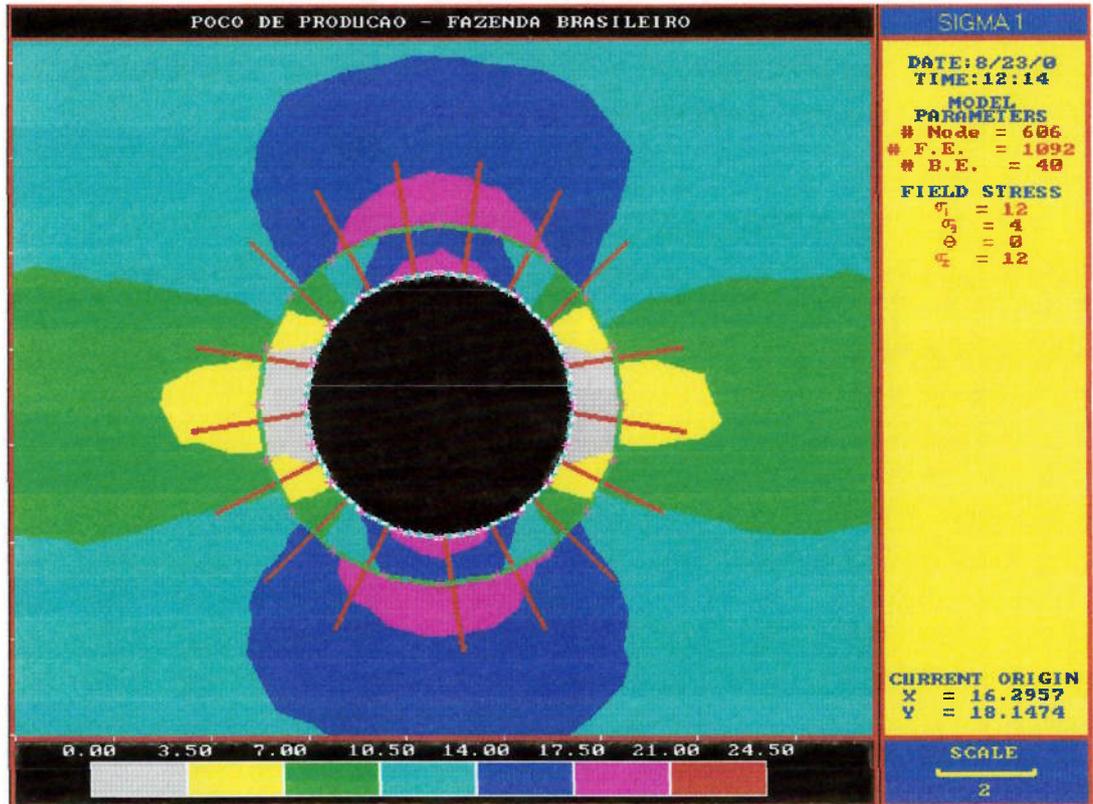


Figura 7.9 - Distribuição da tensão principal maior



Figura 7.10 - Distribuição da tensão principal menor

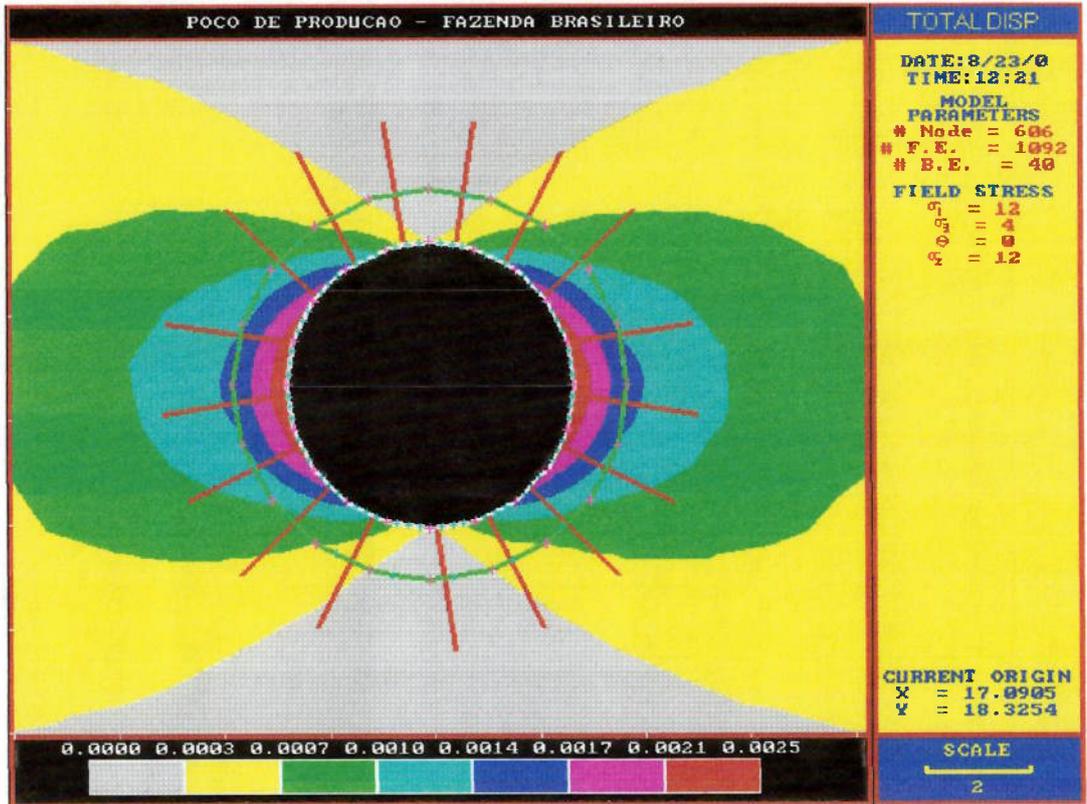


Figura 7.11 - Deslocamentos totais em torno do poço

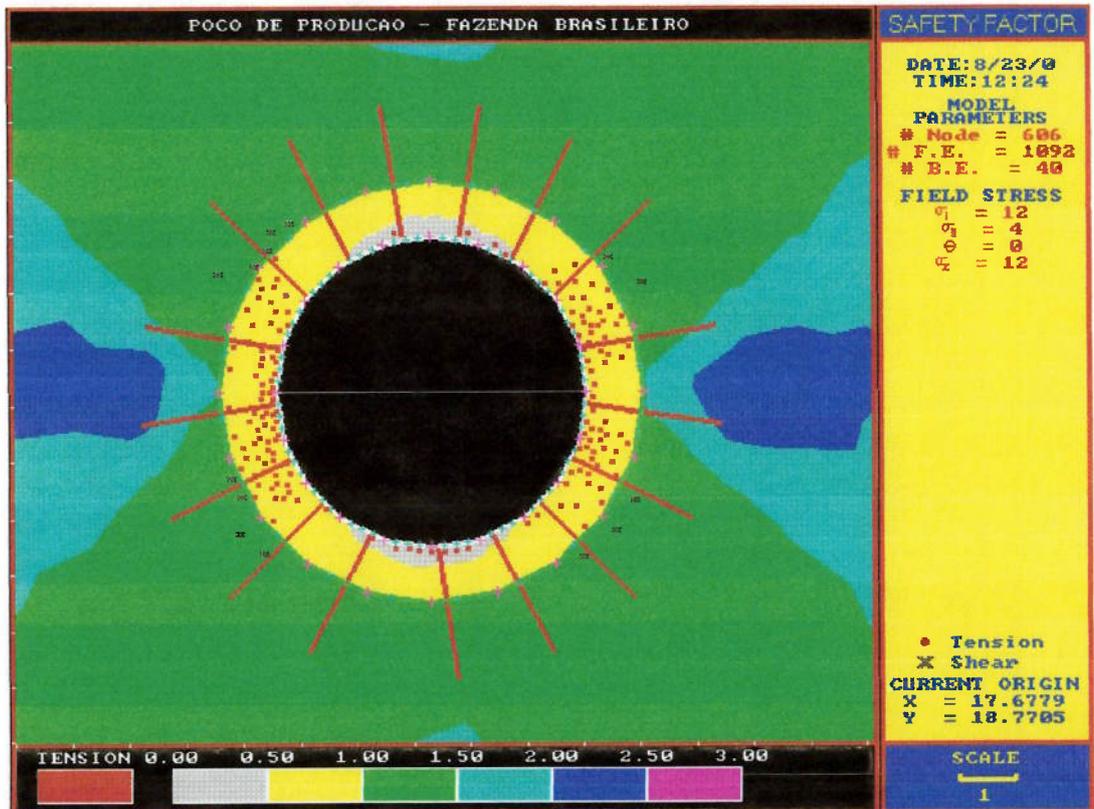


Figura 7.12 - Fatores de segurança e zona de plastificação

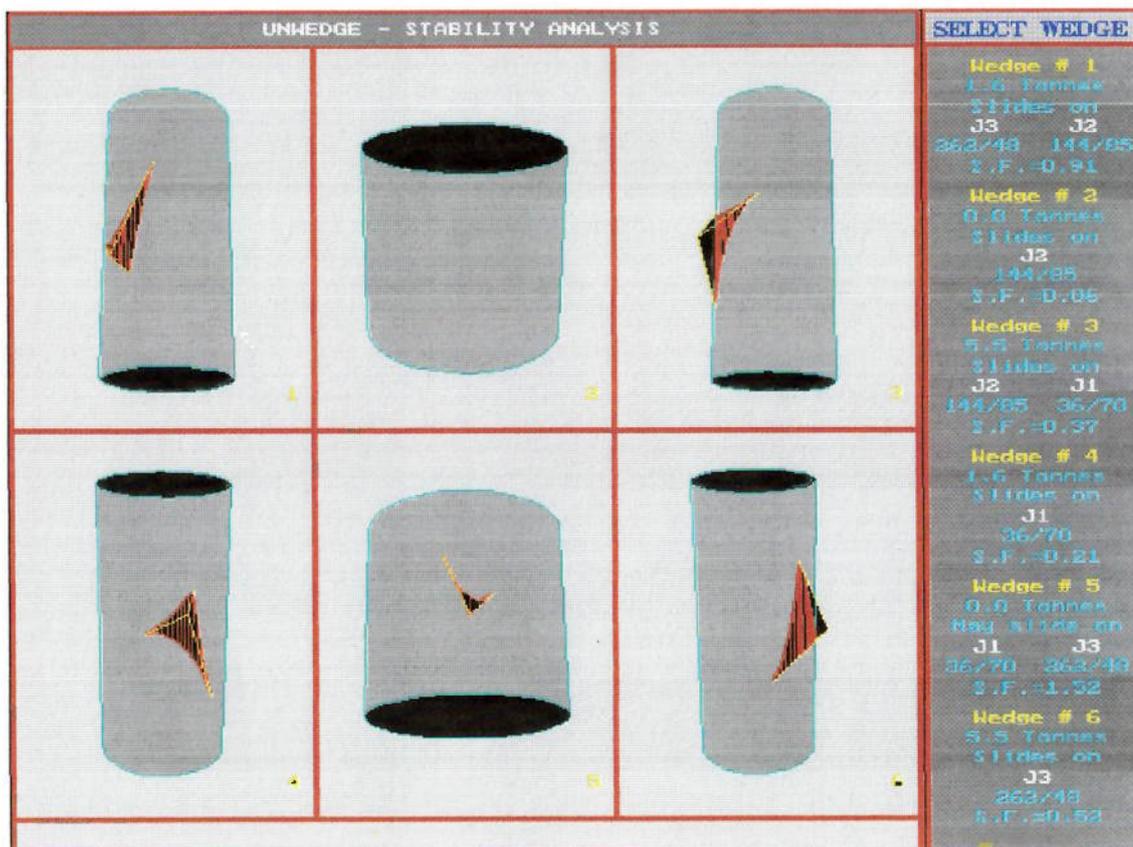
Os valores de σ_1 e σ_3 estão dentro do esperado, com tensões de compressão maiores, chegando a 24,5 MPa no sentido do eixo y, onde tensão inicial $\sigma_y = 4$ MPa. Os valores mais baixos, incluindo tensões de tração, estão localizados na região do poço onde a camada circundante foi admitida como debilitada durante o trabalho de alargamento do poço por detonação. Os maiores deslocamentos medidos em direção ao vazio, junto à parede do poço no sentido do eixo x, estão por volta de 2,5mm.

O fator de segurança calculado nesta profundidade, mostrado na Figura 7.12, indica valores < 1 , em toda rocha circundante debilitada, onde se nota uma intensa plastificação do maciço. Estes fatos mostram o acerto da solução adotada no reforço da parede do poço por chumbadores, seguida de revestimento com concreto projetado reforçado por fibra de aço.

7.2.3 Programa UNWEDGE

Para simulações em maciços descontínuos utiliza-se o programa UNWEDGE, elaborado pelo Depto de Engenharia Civil da Universidade de Toronto, sendo um programa simples para análises de estabilidade de escavações subterrâneas como túneis e cavernas, em regime não elástico e maciço compartimentado descontínuo, onde possa ocorrer formação de cunhas ou blocos isolados passíveis de escorregamentos e quedas. A cunha é formada pela interseção dos planos de três famílias principais de descontinuidades e superfície da escavação realizada. Considera-se as cunhas sujeitas apenas ao peso próprio (carregamento por gravidade), agravadas por pressão d'água nas fraturas/descontinuidades se houver.

A simulação aqui apresentada utilizou dados geométricos do poço de produção da mina, direção e mergulho dos sistemas principais das descontinuidades dominantes na região. Evidentemente, quanto mais detalhado e preciso forem os dados fornecidos, incluindo o espaçamento padrão entre as descontinuidades em cada um dos sistemas presente, tanto mais próximo da realidade será a simulação feita.



A Figura 7.13, mostra a formação das cunhas na parede do poço.

7.2.4 Programa SAFEX

SAFEX, é um programa para avaliação da estabilidade de escavações subterrâneas, da Rock Mechanics Research Center of CSIRO Division of Geomechanics, Austrália. É baseada na premissa de que no maciço rochoso compartimentado, a disposição e a natureza das descontinuidades que interceptam a superfície controlam a sua estabilidade. As várias interseções entre eles formam um conjunto de blocos, alguns dos quais estáveis e outros não.

Usualmente o maciço rochoso é caracterizado pela distribuição espacial e orientação das descontinuidades, cujo comportamento perante às ações externas (cargas, forças, solicitações, etc.) dependem da resistência e das deformações dessas descontinuidades (faces do bloco).

Inúmeras observações de campo e experiências realizadas comprovam a importância do número de faces do bloco em exibir um marcado efeito na

sua estabilidade. De fato, não existe dúvida que os blocos mais instáveis são justamente aqueles com maior número de faces livres na superfície de escavação.

GOODMAN & SHI (1985) perceberam este fato com rara felicidade ao propor o conceito de blocos “removíveis” que se fundamenta na forma com que um bloco pode ser removido ou não do maciço rochoso sem perturbar os blocos adjacentes, mostrado no diagrama auto-explicativo simples, apresentado na Figura 7.14

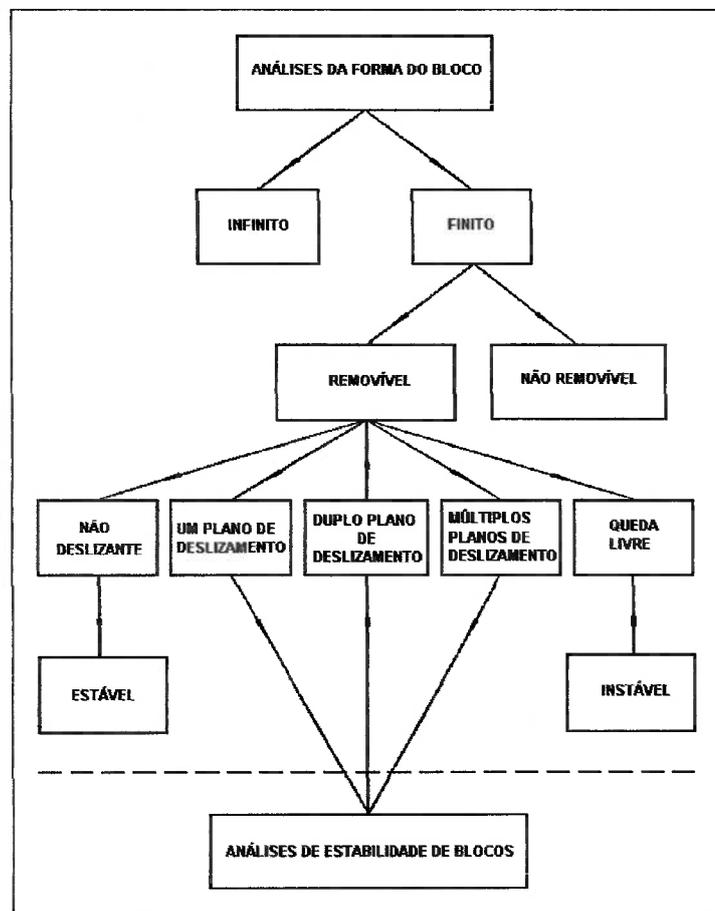


Figura 7.14 - Relação dos tipos e formas de blocos na estabilidade das escavações (THOMPSON; WINDSOR, 1990).

Uma ilustração esquemática desse conceito numa escavação subterrânea é mostrada na Figura 7.15.

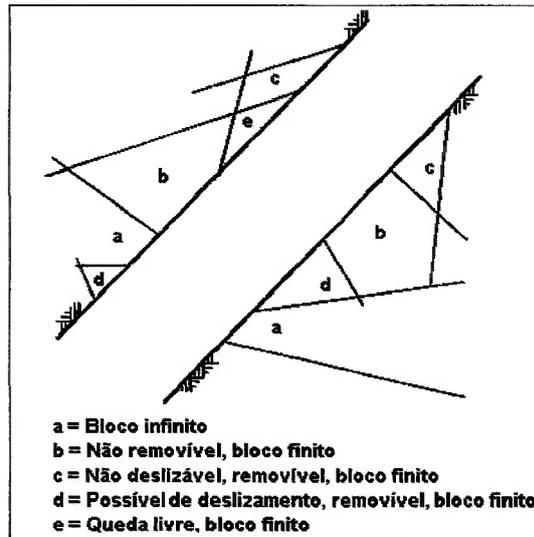


Figura 7.15 - Tipos de blocos segundo conceito de blocos “removíveis” (WINDSOR; THOMPSON, 1992).

O diagrama da Figura 7.14 é muito útil porque inclui implicitamente conceitos básicos de estabilidade cinemática dos blocos, pois quanto maior for o número de blocos infinitos, mais estável será a escavação e, conseqüentemente, garantia de maior segurança da abertura realizada. A situação inversa ocorre com os blocos finitos.

Entretanto, deve ser observado que o programa produz unicamente uma lista com possíveis formas de blocos que podem ser formados, a partir de um particular arranjo de família ou famílias de descontinuidades, nos seus tipos “removíveis” ou não “removíveis”. Como as descontinuidades são assumidas ocorrerem no espaço, em qualquer lugar, a lista de blocos não contém posição específica e nem tamanhos definidos de blocos removíveis.

Contudo, esta concepção tem o seu lugar na teoria dos blocos em maciço compartimentado, devido a sua habilidade em fornecer, ainda que de forma geral, o caráter ou identidade do maciço e possível comportamento mecânico em termos estruturais.

A Tabela 7.2 a seguir apresentada, mostra a lista de blocos obtidos, a partir da direção e mergulho das principais descontinuidades levantadas na fase de investigação geotécnica do poço de produção da Fazenda Brasileiro.

Tabela 7.2 - TABELA DE BLOCOS POLIÉDRICOS – POÇO DE PRODUÇÃO

| POLYHEDRAL BLOCK ANALYSIS PROJECT: POÇO DE PRODUÇÃO DATE: 08-24-2000 | | | | | | | | | |
|--|--|--|--------------------|--|--|---------------------|--|--|--|
| EXCAVATION FACE AT 90 / 0 ROCK MASS SITUATED ABOVE EXCAVATION FACE | | | | | | | | | |
| PLANES | | | PLANE ORIENTATIONS | | | NORMAL ORIENTATIONS | | | |
| 1 | | | 55/ 10 | | | 35/190 | | | |
| 2 | | | 70/ 90 | | | 20/270 | | | |
| 3 | | | 45/210 | | | 45/ 30 | | | |
| 4 | | | 60/150 | | | 30/330 | | | |
| 5 | | | 85/300 | | | 5/120 | | | |
| 6 | | | 85/ 70 | | | 5/250 | | | |

| BLOCK TYPES | | INFINITE | | FINITE | | NON-REMOVAB. | | REMOVABLE | |
|---------------------|--|------------|--|------------|--|--------------|--|------------|--|
| TETRAHEDRAL BLOCKS | | 140 | | 172 | | 152 | | 20 | |
| PENTAHEDRAL BLOCKS | | 165 | | 271 | | 226 | | 45 | |
| HEXAHEDRAL BLOCKS | | 96 | | 206 | | 170 | | 36 | |
| HEPTAHEDRAL BLOCKS | | 22 | | 42 | | 32 | | 10 | |
| OCTAHEDRAL BLOCKS | | 0 | | 0 | | 0 | | 0 | |
| TOTAL BLOCKS | | 423 | | 691 | | 580 | | 111 | |

| TETRAHEDRAL BLOCK ANALYSIS 20 REMOVABLE BLOCKS | | | | | | | | | |
|--|---------------------------------------|-------------------------------------|------------|--------------|----------------|--|--|--|--|
| BLOCK NO. | BLOCK FACE PLANES (DISCONTINUITY NO.) | BLOCK FACE CODE (A) ABOVE (B) BELOW | BLOCK TYPE | SLIDE PLANES | SLIDE DIRECT'N | | | | |
| 1 | 1 2 3 | B A A | 3 | 3 2 | 35/165 | | | | |
| 2 | 1 2 4 | B B A | 2 | 4 | 60/150 | | | | |
| 3 | 1 2 5 | B A A | 0 | - | - | | | | |
| 4 | 1 2 6 | B A B | 3 | 2 6 | 50/154 | | | | |
| 5 | 1 3 4 | B A A | 3 | 3 4 | 45/205 | | | | |
| 6 | 1 3 5 | B A B | 2 | 3 | 45/210 | | | | |
| 7 | 1 3 6 | B A A | 3 | 3 6 | 31/157 | | | | |
| 8 | 1 4 5 | B A A | 3 | 4 5 | 37/214 | | | | |
| 9 | 1 4 6 | B A B | 3 | 4 6 | 60/151 | | | | |
| 10 | 1 5 6 | A B B | 0 | - | - | | | | |
| 11 | 2 3 4 | B B A | 2 | 4 | 60/150 | | | | |
| 12 | 2 3 5 | B A B | 2 | 3 | 45/210 | | | | |
| 13 | 2 3 6 | A B B | 3 | 2 6 | 50/154 | | | | |
| 14 | 2 4 5 | B A B | 2 | 4 | 60/150 | | | | |
| 15 | 2 4 6 | B A A | 2 | 4 | 60/150 | | | | |
| 16 | 2 5 6 | A B B | 3 | 2 6 | 50/154 | | | | |
| 17 | 3 4 5 | A B B | 2 | 3 | 45/210 | | | | |
| 18 | 3 4 6 | B A B | 3 | 4 6 | 60/151 | | | | |
| 19 | 3 5 6 | A B B | 2 | 3 | 45/210 | | | | |
| 20 | 4 5 6 | A B B | 3 | 4 6 | 60/151 | | | | |

| ° PENTAHEDRAL BLOCK ANALYSIS | | 45 REMOVABLE BLOCKS | | ° | |
|------------------------------|---------------------------------------|-------------------------------------|------------|--------------|----------------|
| BLOCK NO. | BLOCK FACE PLANES (DISCONTINUITY NO.) | BLOCK FACE CODE (A) ABOVE (B) BELOW | BLOCK TYPE | SLIDE PLANES | SLIDE DIRECT'N |
| 21 | 1 2 3 4 | B A A A | 3 | 3 2 | 35/165 |
| 22 | 1 2 4 3 | B B A B | 3 | 4 | 60/150 |
| 23 | 1 3 4 2 | B A A B | 3 | 3 4 | 45/205 |
| 24 | 1 2 3 5 | B A A B | 3 | 3 2 | 35/165 |
| 25 | 1 2 5 3 | B A A A | 3 | - | - |
| 26 | 1 3 5 2 | B A B B | 3 | 3 | 45/210 |
| 27 | 1 2 3 6 | B A A B | 3 | 3 2 | 35/165 |
| 28 | 1 2 6 3 | B A B B | 3 | 2 6 | 50/154 |
| 29 | 1 3 6 2 | B A A A | 3 | 3 6 | 31/157 |
| 30 | 1 2 4 5 | B B A B | 3 | 4 | 60/150 |
| 31 | 1 2 5 4 | B A A A | 3 | - | - |
| 32 | 1 4 5 2 | B A A B | 3 | 4 5 | 37/214 |
| 33 | 1 2 4 6 | B B A A | 3 | 4 | 60/150 |
| 34 | 1 2 6 4 | B A B A | 3 | 2 6 | 50/154 |
| 35 | 1 4 6 2 | B A B B | 3 | 4 6 | 60/151 |
| 36 | 1 2 5 6 | B A A B | 3 | - | - |
| 37 | 1 2 6 5 | B A B B | 3 | 2 6 | 50/154 |
| 38 | 1 5 6 2 | A B B A | 3 | - | - |
| 39 | 1 3 4 5 | B A A B | 3 | 3 4 | 45/205 |
| 40 | 1 3 5 4 | B A B B | 3 | 3 | 45/210 |
| 41 | 1 4 5 3 | B A A A | 3 | 4 5 | 37/214 |
| 42 | 1 3 4 6 | B A A B | 3 | 3 4 | 45/205 |
| 43 | 1 3 6 4 | B A A A | 3 | 3 6 | 31/157 |
| 44 | 1 4 6 3 | B A B B | 3 | 4 6 | 60/151 |
| 45 | 1 3 5 6 | B A B B | 3 | 3 | 45/210 |
| 46 | 1 3 6 5 | B A A B | 3 | 3 6 | 31/157 |
| 47 | 1 5 6 3 | A B B A | 3 | - | - |
| 48 | 1 4 5 6 | B A A B | 3 | 4 5 | 37/214 |
| 49 | 1 4 6 5 | B A B B | 3 | 4 6 | 60/151 |
| 50 | 1 5 6 4 | A B B A | 3 | - | - |
| 51 | 2 3 4 5 | B B A B | 3 | 4 | 60/150 |
| 52 | 2 3 5 4 | B A B B | 3 | 3 | 45/210 |
| 53 | 2 4 5 3 | B A B A | 3 | 3 4 | 45/205 |
| 54 | 2 3 4 6 | B B A B | 3 | 4 6 | 60/151 |
| 55 | 2 3 6 4 | A B B A | 3 | 2 6 | 50/154 |
| 56 | 2 4 6 3 | B A A B | 3 | 4 | 60/150 |
| 57 | 2 3 5 6 | B A B B | 3 | 3 | 45/210 |
| 58 | 2 3 6 5 | A B B B | 3 | 2 6 | 50/154 |
| 59 | 2 5 6 3 | A B B A | 3 | 3 2 | 35/165 |
| 60 | 2 4 5 6 | B A B B | 3 | 4 6 | 60/151 |
| 61 | 2 4 6 5 | B A A B | 3 | 4 | 60/150 |
| 62 | 2 5 6 4 | A B B A | 3 | 2 6 | 50/154 |
| 63 | 3 4 5 6 | A B B B | 3 | 3 | 45/210 |
| 64 | 3 4 6 5 | B A B B | 3 | 4 6 | 60/151 |
| 65 | 3 5 6 4 | A B B A | 3 | 3 4 | 45/205 |

| ° HEXAHEDRAL BLOCK ANALYSIS | | 36 REMOVABLE BLOCKS | | | | | ° | |
|-----------------------------|---|---------------------------------------|---------|--------------|----------------|------------------|--------|--|
| ° BLOCK NO. | ° BLOCK FACE PLANES (DISCONTINUITY NO.) | ° BLOCK FACE CODE (A) ABOVE (B) BELOW | | ° BLOCK TYPE | ° SLIDE PLANES | ° SLIDE DIRECT'N | ° | |
| 66 | 1 2 3 4 5 | B | A A A B | 3 | 3 | 3 2 | 35/165 | |
| 67 | 1 2 4 3 5 | B | B A B B | 3 | 2 | 4 | 60/150 | |
| 68 | 1 2 5 3 4 | B | A A A A | 3 | 0 | - | - | |
| 69 | 1 3 4 2 5 | B | A A B B | 3 | 3 | 3 4 | 45/205 | |
| 70 | 1 3 5 2 4 | B | A B B B | 3 | 2 | 3 | 45/210 | |
| 71 | 1 4 5 2 3 | B | A A B A | 3 | 3 | 4 5 | 37/214 | |
| 72 | 1 2 3 4 6 | B | A A A B | 3 | 3 | 3 2 | 35/165 | |
| 73 | 1 2 4 3 6 | B | B A B A | 3 | 2 | 4 | 60/150 | |
| 74 | 1 2 6 3 4 | B | A B B A | 3 | 3 | 2 6 | 50/154 | |
| 75 | 1 3 4 2 6 | B | A A B B | 3 | 3 | 3 4 | 45/205 | |
| 76 | 1 3 6 2 4 | B | A A A A | 3 | 3 | 3 6 | 31/157 | |
| 77 | 1 4 6 2 3 | B | A B B B | 3 | 3 | 4 6 | 60/151 | |
| 78 | 1 2 3 5 6 | B | A A B B | 3 | 3 | 3 2 | 35/165 | |
| 79 | 1 2 5 3 6 | B | A A A B | 3 | 0 | - | - | |
| 80 | 1 2 6 3 5 | B | A B B B | 3 | 3 | 2 6 | 50/154 | |
| 81 | 1 3 5 2 6 | B | A B B B | 3 | 2 | 3 | 45/210 | |
| 82 | 1 3 6 2 5 | B | A A A B | 3 | 3 | 3 6 | 31/157 | |
| 83 | 1 5 6 2 3 | A | B B A A | 3 | 0 | - | - | |
| 84 | 1 2 4 5 6 | B | B A B A | 3 | 2 | 4 | 60/150 | |
| 85 | 1 2 5 4 6 | B | A A A B | 3 | 0 | - | - | |
| 86 | 1 2 6 4 5 | B | A B A B | 3 | 3 | 2 6 | 50/154 | |
| 87 | 1 4 5 2 6 | B | A A B B | 3 | 3 | 4 5 | 37/214 | |
| 88 | 1 4 6 2 5 | B | A B B B | 3 | 3 | 4 6 | 60/151 | |
| 89 | 1 5 6 2 4 | A | B B A A | 3 | 0 | - | - | |
| 90 | 1 3 4 5 6 | B | A A B B | 3 | 3 | 3 4 | 45/205 | |
| 91 | 1 3 5 4 6 | B | A B B B | 3 | 2 | 3 | 45/210 | |
| 92 | 1 3 6 4 5 | B | A A A B | 3 | 3 | 3 6 | 31/157 | |
| 93 | 1 4 5 3 6 | B | A A A B | 3 | 3 | 4 5 | 37/214 | |
| 94 | 1 4 6 3 5 | B | A B B B | 3 | 3 | 4 6 | 60/151 | |
| 95 | 1 5 6 3 4 | A | B B A A | 3 | 0 | - | - | |
| 96 | 2 3 4 5 6 | B | B A B B | 3 | 3 | 4 6 | 60/151 | |
| 97 | 2 3 5 4 6 | B | A B B B | 3 | 2 | 3 | 45/210 | |
| 98 | 2 3 6 4 5 | A | B B A B | 3 | 3 | 2 6 | 50/154 | |
| 99 | 2 4 5 3 6 | B | A B A B | 3 | 3 | 3 4 | 45/205 | |
| 100 | 2 4 6 3 5 | B | A A B B | 3 | 2 | 4 | 60/150 | |
| 101 | 2 5 6 3 4 | A | B B A A | 3 | 3 | 3 2 | 35/165 | |

| ° HEPTAHEDRAL BLOCK ANALYSIS | | 10 REMOVABLE BLOCKS | | | | | ° | |
|------------------------------|---|---------------------------------------|-------------|--------------|----------------|------------------|--------|--|
| ° BLOCK NO. | ° BLOCK FACE PLANES (DISCONTINUITY NO.) | ° BLOCK FACE CODE (A) ABOVE (B) BELOW | | ° BLOCK TYPE | ° SLIDE PLANES | ° SLIDE DIRECT'N | ° | |
| 102 | 1 2 3 4 5 6 | B | A A A B B | 3 | 3 | 3 2 | 35/165 | |
| 103 | 1 2 4 3 5 6 | B | B A B B A | 3 | 2 | 4 | 60/150 | |
| 104 | 1 2 5 3 4 6 | B | A A A A B | 3 | 0 | - | - | |
| 105 | 1 2 6 3 4 5 | B | A B B B A B | 3 | 3 | 2 6 | 50/154 | |
| 106 | 1 3 4 2 5 6 | B | A A B B B | 3 | 3 | 3 4 | 45/205 | |
| 107 | 1 3 5 2 4 6 | B | A B B B B | 3 | 2 | 3 | 45/210 | |
| 108 | 1 3 6 2 4 5 | B | A A A A B | 3 | 3 | 3 6 | 31/157 | |
| 109 | 1 4 5 2 3 6 | B | A A A B A | 3 | 3 | 4 5 | 37/214 | |
| 110 | 1 4 6 2 3 5 | B | A B B B B | 3 | 3 | 4 6 | 60/151 | |
| 111 | 1 5 6 2 3 4 | A | B B A A A | 3 | 0 | - | - | |

8 CONCLUSÕES E CONSIDERAÇÕES FINAIS

Um projeto de construção subterrânea na realidade é um conjunto de orientações técnicas de caráter geral, já que é praticamente impossível prever todas as situações e mudanças na qualidade geomecânica dos maciços a serem enfrentadas na escavação. O poço de produção da mina Fazenda Brasileiro, não fugiu da regra e modificações foram introduzidas; entretanto, a filosofia inicial do projeto não mudou, graças a metodologia construtiva adotada no transcorrer da obra.

Esta metodologia na Fazenda Brasileiro constituiu-se na pedra basilar da moderna forma de projetar e construir o poço face ao magnífico trabalho anterior de caracterização tecnológica das rochas e classificação do maciço rochosos executados de forma sistemática e metódica na mina.

Os estudos geológicos e geomecânicos permitiram determinar corretamente o local mais adequado do poço de produção e se tornar no fator determinante na escolha do método construtivo e seus esquemas de proteção e medidas de reforços com muita propriedade, evitando introduzir mudanças ou adaptações sempre onerosas por incompatibilidades construtivas ou por condicionantes geológicos adversos não previstos.

A escavação do poço de produção, por métodos combinados de abertura do furo piloto e posterior alargamento do diâmetro por perfuração e

desmonte convencional, foi a decisão mais acertada e barata. Assim, foram corrigidos os desvios do furo piloto e garantida a verticalidade do poço sem provocar muito dano na parede final do mesmo.

A tecnologia da informática é outro ponto forte, muito bem assimilado na lavra da mina Fazenda Brasileiro. Programas computacionais especiais permitem colocar a mina entre as mais modernas do Brasil e do mundo. Modelos geomecânicos de áreas distintas de trabalho possibilitam aprimorar os conceitos de dimensionamento e obter otimizações na estabilidade das escavações e operações seguras no processo produtivo.

Finalmente esta tese possibilitou vislumbrar com visão multidisciplinar, os conceitos envolvidos em cada uma das fases do trabalho e conciliar os conhecimentos científicos aos procedimentos práticos na construção do poço de produção da mina Fazenda Brasileiro.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ALBUQUERQUE, R.; BRITO, S. ; RODRIGUES, R. L.; NIEBLE, C. M. Modelo geomecânico da mina de ouro de Fazenda Brasileiro - CVRD. In: CONGRESSO BRASILEIRO DE GEOLOGIA DE ENGENHARIA, 6./ CONGRESSO BRASILEIRO DE MECÂNICA DOS SOLOS E FUNDAÇÕES, 9., Salvador, 1990. **Anais**. Salvador, ABGE/ABMS, 1990, v. 1, p. 1-10.
- BARTON, N.; LIEN, R.; LUNDE, J. Engineering classification of rock mass for the design of tunnel support. **Rock Mechanics**, v. 6, n. 4, p 198-236, 1974.
- BIENIAWSKI, Z. T. Rock mass classification in rock engineering. In: SYMPOSIUM ON EXPLORATION FOR ROCK ENGINEERING, Johannesburg, 1976. **Exploration for rock engineering: proceedings**. Cape Town, Balkema, 1976. v. 1, p. 97-106.
- BIENIAWSKI, Z. T. **Engineering rock mass classifications**. New York, Wiley, 1989.
- BRASIL MINERAL. CVRD: Empresa de mineração do ano. São Paulo, n. 24, nov. 1985.
- BRASIL MINERAL. As Maiores Empresas do Setor Mineral. São Paulo, n. 150, maio 1997.
- BRITO S. CONSULTORIA. LTDA. **Análises do comportamento geomecânico: Mina Fazenda Brasileiro - CVRD**. Teofilândia, 1998. (Relatório Interno) *
- BROWN, E. The nature and fundamentals of rock engineering. In: BROWN, E. T., ed. **Comprehensive rock engineering**. Oxford, Pergamon Press, 1993. v. 1, p. 1-23.

- CARNERO, L. T. C. **Mecânica de rochas aplicada ao dimensionamento do sistema de atirantamento em minas subterrâneas.** São Paulo, 1995. 209p. Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo.
- CARNERO, L. T. C.; FUJIMURA, F. **Mecânica de rochas aplicada ao dimensionamento do sistema de atirantamento em minas subterrâneas.** São Paulo, EPUSP, 1995. 33p. (Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP. Departamento de Engenharia de Minas, BT/PMI/037)
- CARNERO, L. T. C.; FUJIMURA, F. Rock bolting behavior of heavy fractured rocks: laboratory test. In: SOUTH AMERICAN CONGRESS ON ROCK MECHANICS, 5., Santos, 1998. **Proceedings**; ed. por L. A. Ayres da Silva, E. F. Quadros e H.H. Gonçalves. São Paulo, EPUSP, 1998. p. 185-90.
- CARR, H. L. Shaft sinking in rock. In: PEELE, R., ed. **Mining engineers' handbook.** New York, John Wiley, 1941. v. 1, Sec. 7, p. 7 / 01-7 / 33.
- CHAN, S. S. M. ; BEUS, M. J. **Structural design considerations for deep mine shafts:** analysis of circular, rectangular, and elliptical openings. Washington, U. S. Department of the Interior. Bureau of Mines, 1985. (U.S. Bureau of Mines. Report of Investigations, 8976).
- CHAVES, A. P. **Modernização Taquari-Vassouras - CVRD:** Fazenda Brasileiro. Teofilândia, 1997. (Relatório Interno.Gerência Geral de Mineração) *
- COMPANHIA ENERGÉTICA DE SÃO PAULO. **Ensaios de compressão triaxial e diametral sobre testemunhos de rocha da mina Fazenda Brasileiro.** Ilha Solteira, CESP, 1988. (Relatório Interno LEC/GE - 24/88) *
- COMPANHIA VALE DO RIO DOCE. **Consolidação de parâmetros geomecânicos:** Fazenda Brasileiro. Teofilândia, s.d. (Relatório interno) *

COMPANHIA VALE DO RIO DOCE. **Estudos geomecânicos:** unidade operacional de Fazenda Brasileiro. Teofilândia, 1997. (Relatório Interno DEMIW) *

COMPANHIA VALE DO RIO DOCE. Projeto Fazenda Brasileiro ano 2000: 1ª fase. In: SEMINÁRIO DE MINERAÇÃO SUBTERRÂNEA, 1., Fazenda Brasileiro, 1995. /**Trabalhos apresentados**/ Teofilândia, Gerência Geral de Mineração, 1995. 25 p. (Relatório Interno) *

COMPANHIA VALE DO RIO DOCE. **Fazenda Brasileiro - Planoteca:** poço de produção. Teofilândia, Projeto Shaft, 1999 a. *

COMPANHIA VALE DO RIO DOCE. **Fazenda Brasileiro - Manual de instruções, operação e manutenção do guincho do poço de produção.** Teofilândia, Projeto Shaft, 1999 b.*

COSMOS /M VERSION 1.70 **Finite element analysis system.** S.L., Structural Research & Analysis Corporation, 1993.

CURRAN J. H.; CORKUM B. T. **A 2D boundary element program for calculating stresses around underground excavations in rock - EXAMINE 2D.** Toronto, University of Toronto, 1991.

DAWS, G. Cable bolting. **Mining Engineer**, v. 150, n. 353, p.261- 6, Feb., 1991.

EDWARDS, F. A. Abordagem metódica ao projeto de sistema de içamento em poços pela equipe da Dynatec Mining Limited. In: SEMINÁRIO TÉCNICO BRASIL-CANADÁ DE MINERAÇÃO, 1., São Paulo, 1988. **Anais.** São Paulo, Embrace, 1988. n. p.

FULLER, P.G. Cable support in mining. In: INTERNATIONAL SYMPOSIUM

- ON ROCK BOLTING, Abisko, 1983. **Rock bolting**: proceedings; ed. by O. Stephansson. Rotterdam, Balkema, 1984, p.511-22.
- HAMRIN, H. Choosing underground mining method. In: HUSTRULID, W. A., ed. **Underground mining methods handbook**. New York, AIME, 1982. Sect 1-6, p. 88-112.
- HEISE, F.; HERBST, F. **Tratado de laboreo de minas**. Barcelona, Editorial Labor, 1943. v. 2.
- HOEK, E. Progressive caving induced by mining and inclined orebody. **Transactions of the Institution Mining and Metallurgy**. Section A, v.83, p. 133-9, 1974.
- HOEK, E. Estimating Mohr-Coulomb friction and cohesion values from the Hoek-Brown failure criterion. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts**, v. 27, n. 3, p. 227-9, 1990.
- HOEK, E. **Practical rock engineering**. [On line]. Canadá, 1998. 313 p. Documento acessível através www.Rockeng.utoronto.ca. Arquivo capturado em 08/09/1999.
- HOEK, E.; BROWN, E.T. **Underground excavation in rock**. London, Institution of Mining and Metallurgy, 1980.
- HOEK, E.; BROWN, E.T. The Hoek-Brown failure criterion - a 1988 update. In: **CANADIAN ROCK MECHANICS SYMPOSIUM, 15.**, Toronto, 1988. **Proceedings**. S.n.t. p. 31-8.
- HOEK, E.; WOOD, D.; SHAH, S. A modified Hoek-Brown failure criterion for jointed rock masses. /Apresentado ao ISRM Symposium on Rock Characterization, Chester, UK, 1992/

HOEK, E.; CARVALHO, J. L.; CORKUM, B.T. **PHASES - A 2D hybrid, program for the calculation of stresses and estimation of support in underground openings.** Canadá, University of Toronto, 1992.

HOEK, E.; KAISER, P. K.; BAWDEN, W.F. **Suport of underground excavations in hard rock.** Rotterdam, Balkema, 1995. p. 176-89.

INSTITUTO DE PESQUISAS TECNOLÓGICAS DO ESTADO DE SÃO PAULO. **Fazenda Brasileiro - Ensaios geomecânicos em testemunhos de sondagem do corpo "C".** São Paulo, 1987. (Relatório Interno, n. 25325) *

JEREMIC, M. Shaft in rockburts zone Cu-Ni Thierry Mine, Canada. **Proceedings. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy,** n. 281, p. 15-21, 1982.

JOUNG, G. J. **Elementos de mineria.** Barcelona, Gustavo Gili, 1955.

LAUBSCHER, D.R. Geomechanics classification of jointed rock masses – mining applications. **Transactions of the Institution Mining and Metallurgy.** Section A, v. 86, p. 1-8, 1977.

LI, B.; HOEK, E.; CARVALHO, J. L. **UNWEDGE - analise the geometry and stability of underground wedges.** Toronto, Rock Engineering Group. Departament of Civil Engineering. University of Toronto, 1991.

MAIA, J. **Curso de lavra de minas: desenvolvimento.** Ouro Prêto, Universidade Federal de Ouro Preto/ Fundação GORCEIX, 1980.

MARQUES, C. G. M. **Projeto Santa Luz.** Teofilândia, CVRD/DOCEGEO, 1979. (Relatório Interno I: área Weber) *

MARQUES, A. E. J. **Estudo para o aprofundamento da mina subterrânea**

de Fazenda Brasileiro. Teofilândia., CVRD, 1994. (Relatório Interno) *

NIEBLE, C. M.; BRITO, S. N. A.; FUJIMURA, F.; HENNIES, W.T. Rock mechanics as support to safety in underground mining. In: ISRM SYMPOSIUM, Lisboa, 1993. **Safety and environmental issues in rock engineering:** proceedings Eurock'93. Rotterdam, Balkema, 1993. p. 643-9.

SANTOS, O. M. ; VICTORASSO, E. C. L. ; SILVA, R. M. da; GUERRA, H. R. M.; CHAVES, J. L. ; MANTOVANI, T. J. ; SILVA, R. A. ; JUNIOR, A. R. K. ; SANTOS, V. A K. ; NAVARRO, L. A G. ; PENA, L. S. T. Mina de ouro de Fazenda Brasileiro, Bahia. In: BRASIL. Ministério das Minas e Energia. Departamento Nacional da Produção Mineral. **Principais depósitos minerais do Brasil.** Brasília, DNPM, 1988. v. 3, cap. 30, p. 431-44.

SAO BENTO MINERAÇÃO S. A. **Atestado final de serviço à Construtora Norberto Odebrecht S.A.** Santa Bárbara, 1992. (Relatório Interno) *

SOUSA, P. F. T. S. ; MIRA, R. C. ; ROSA, S. R. **Planejamento do desenvolvimento e da lavra da mina subterrânea de Fazenda Brasileiro.** Teofilândia, CVRD, 1997. (Relatório interno, CVRD)*

SMITH, J. **Relatórios de consultoria.** Teofilândia, CVRD, 1988.*

STACEY, T.R.; PAGE, C.H. **Practical handbook for underground rock mechanics.** Clausthal-Zellerfeld, Trans Tech Publication, 1986. (Series on Rock and Soil Mechanics, v. 12).

STELLIN, J. A. **Içamento.** São Paulo, Departamento de Engenharia de Minas da EPUSP, s. d. /Notas de aula da Disciplina PMI 423: Transporte em Mineração/

STEVENS, V. L. Shaft sinking and raising by conventional methods. In: GIVEN, I. A. **Mining engineering handbook.** New York, AIME, 1973. v. 1,

cap. 10, p. 10-1/10-99.

TEIXEIRA, J. B. G. **Geologia e controle da mineralização de ouro de Fazenda Brasileiro (BA)**. Salvador, 1984. n.p. Dissertação(Mestrado) - Instituto de Geociências, Universidade Federal da Bahia.

THOMPSON, A. G.; WINDSOR, C. R. **SAFEX - stability assessment for excavation in rock**. S.L., CSIRO Rock Mechanics Research Centre, 1990.

VIAL, R.P. **Geologia da mina Fazenda Brasileiro**. Teofilândia, 1986. (Relatório interno DOCEGEO). *

WINDSOR, C.R. Rock reinforcement systems. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts**, v. 34, n. 6, p. 919-51, 1997.

WINDSOR, C. R.; THOMPSON, A. G. SAFEX : a design analysis package for reinforcement. In: INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON ROCK SUPPORT, Sudbury, 1992. **Rock support in mining underground construction: proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1992. p. 17-23.

- **Documento acessível mediante autorização da Empresa/ Instituição.**

ANEXO A

INSTRUÇÕES DE SUPERVISÃO E CONTROLE OPERACIONAL

Os dados descritos a seguir procedem do Manual de Instruções, Operações e Manutenção do Poço de Produção da CVRD – Fazenda Brasileiro. Volume 1.

O sistema de controle é baseado em controladores lógicos programáveis (CLP's) interligados as suas unidades por cabo de fibra ótica e executa todo o processo de partida, parada e intertravamentos dos equipamentos, assim como aquisição das variáveis analógicas e os algoritmos "PID".

Existe uma CPU (central de processamento) dedicada ao guincho, CPU dedicada ao sistema de frenagem e outra para os demais equipamentos de manuseio e transporte do minério.

As CPU's do guincho e sistema de frenagem estão localizados na sala elétrica na superfície e remotamente ligada à unidade de CLP do subsolo.

Para o transportador de correia de longa distância (usina), contem uma cabina com unidade remota do CLP para interligação das sinais deste equipamento.

Dois consoles de operação, baseados nos microcomputadores compatíveis IBM-PC, um instalado na sala elétrica e outro no subsolo junto à estação de britagem, comandam toda operação de produção do poço.

O software do sistema supervisor é o Intouch da Wonderware na plataforma operacional do Windows NT, com as seguintes características:

- Sistema para 32 000 tag's.
- Driver para servidor de entradas/saídas.
- Cartão de interface com CLP.
- Comunicação com CLP da SIEMENS para controle e intertravamento.
- Telas configuradas para monitoração e controle do processo.

O console de controle da sala elétrica dispõe, em casos emergenciais, de dispositivos de controle manual do guincho e supervisão conforme descritos a seguir (CVRD, 1999):

- 01 – chave mestre de controle (“joystick”) para movimentos do guincho;
- 01 – chave mestre de controle (“joystick”) para o sistema de freios;
- 01 – botão de parada de emergência tipo “soco”;
- 06 – sinaleiros;
- 01 – chave seletora “local-remoto”;
- 01 – mouse industrial;
- 01 – monitor de vídeo;
- 01 – teclado;
- 02 – indicadores de profundidade digitais;
- 01 – indicador de velocidade digital;
- 02 – amperímetros.

O console de controle na estação de britagem dispõe, também, de dispositivos para controle manual do sistema de manuseio de minério e supervisão:

- 02 – botões de parada de emergência tipo “soco”;
- 01 – mouse industrial;
- 01 – monitor de vídeo;
- 01 – teclado

CENTRAIS DE CONTROLE DA PLANTA

Três centros de controle distribuídos na mina comandam e supervisionaram todos os equipamentos em operação.

a) Sala elétrica do guincho na superfície.

O console de controle do operador comanda e supervisiona a operação do guincho por meio de telas configuradas no monitor de vídeo.

b) Sala elétrica na estação de britagem.

O console de comando e supervisão comanda os equipamentos de manuseio de minério no subsolo e na superfície. Um monitor de vídeo proporciona também, uma imagem do sistema operacional do guincho.

c) cabina de controle dos rompedores e painel de controle de carregamento.

Esta cabina esta situada no nível dos rompedores e aloja os paineis de comando. A partir desta cabina é também, comandada os semáforos na entrada da britagem e junto às grelhas montadas sobre os silos. O painel de controle local do sistema de carregamento junto à estação de carregamento permite o comando manual do carregamento do minério ou estéril quando o sistema automático não estiver operando.

Os equipamentos da planta poderão ser operados de dois modos distintos: modo "local" e modo "remoto".

Quando o equipamento é selecionado para o modo "local", fica sob comando exclusivo do local e sem intretavamento com outros equipamentos do processo.

Quando o equipamento é selecionado para o modo "remoto", fica sob supervisão e comando da sala de controle através da estação de operação. Neste modo são válidos todos os intertravamentos dos equipamentos.

DESCRIÇÃO DO SISTEMA DE SUPERVISÃO

DESCARGA

a) Descarga dos caminhões de minério.

A operação de descarga dos caminhões de minério e estéril para as grelhas são sinalizadas através de semáforos em cores verde e vermelho para orientar os motoristas.

- vermelho, descarga não permitido;
- verde, descarga permitida.

b) Rompedor hidráulico

Os rompedores hidráulicos são controlados a partir da cabina de controle dos rompedores. Os intertravamentos elétricos existentes são executados a nível local pelo sistema de controle de cada equipamento.

c) Acionamento hidráulico do chute do silo.

Este chute é dotado de comporta com acionamento hidráulico e fica normalmente aberto. É usado para cortar fluxo de minério para o britador em caso de necessidade de reparo no alimentador vibratório.

BRITAGEM

a) Alimentador vibratório da britagem.

Regulariza a alimentação do minério do silo de ROM para o britador. A sua operação é intertravada de modo que para a operação do alimentador o britador deve estar em funcionamento

b) Exaustor:

É comandado manualmente a partir de botões no painel de comando da britagem.

c) Britador:

O volume de minério britado estocado no pulmão do silo, é supervisionado por sensor de nível.

CARREGAMENTO

a) Alimentador vibratório de minério.

Este alimentador instalado na saída do silo pulmão alimenta o transportador de correia. Possui acionamento com velocidade variável de conversor de frequência.

A operação do alimentador é intertravada com a alimentação de minério dos chutes dosadores. Quando os dois chutes estiverem carregados, o alimentador e o transportador deverão ser bloqueados de modo a evitar a sobrecarga do chute defletor e/ou derramamento de minério no fundo do poço. Em caso contrario, quando um chute dosador estiver descarregado e fechado, o alimentador e o transportador serão acionados automaticamente, desde que a descarga do chute defletor esteja direcionada corretamente para ele, permitindo a continuidade do ciclo de descarga dos esquipos.

Em caso de nível baixo do silo de minério deverá ser atuado um alarme para que o operador manualmente limite a operação de extração de minério de forma a manter um nível mínimo de material.

b) Alimentador vibratório de estéril.

Este alimentador instalado na saída do silo de estéril, também, alimenta o transportador de correia. Possui acionamento com velocidade variável através de conversor de frequência.

A operação do alimentador em conjunto com o transportador e os chutes defletor e dosadores é similar à do alimentador de minério. Como os dois alimentadores descarregam na mesma correia, o intertravamento deverá permitir que apenas um deles alimente a correia.

c) Transportador.

Este transportador alimenta o chute defletor que direciona o minério alternadamente para os dois chutes dosadores. O transporte será intertravado com os alimentadores vibratórios e os chutes dosadores.

Durante o tempo de carga e descarga o transportador deverá ser desligado do sistema elétrico.

d) Acionamento hidráulico dos chutes.

Os chutes de descarga dos silos são dotados de comportas com acionamento hidráulico para bloquear o fluxo de material por necessidade operacional ou para permitir manutenção nos alimentadores vibratórios.

e) Chute defletor e chutes dosadores

O chute defletor tem duas bocas de descarga e uma porta radial móvel acionada por um cilindro hidráulico que permite a alimentação seqüencial de cada chute dosador alternativamente. O chute é provido de chaves de posição e assegura que o material seja sempre direcionado para o chute dosador vazio. Em nenhuma hipótese deve ser permitido um duplo carregamento do esquipe.

O chute dosador tem um volume útil equivalente ao esquipe. A carga de minério a ser descarregada no esquipe é controlada através de um sistema de

pessagem com células de carga em cada chute dosador. O sistema de passagem permite o controle da carga útil, independentemente de possíveis variações de minério, garantindo o correto carregamento do esquipe em cada ciclo, evitando o excesso ou insuficiência de carga.

A abertura do chute dosador é realizado através de cilindro hidráulico que será intertravada por chaves de posição que operam em conjunto com a célula de carga e o esquipe correspondente. Desta forma, para a abertura do chute dosador é necessário que esteja carregado e o esquipe correspondente esteja estacionado na posição de carga correta. Para isto, a posição de estacionamento do esquipe para carregamento deve ser monitorado pelo sistema de controle. O intertravamento deverá sempre impedir um carregamento duplo em um mesmo esquipe ou carregamento em vazio devido a ausência do esquipe, o que provocará derramamento de material no fundo do poço.

A operação dos chutes dosadores é ainda intertravada com a operação do guincho, de modo que a abertura é bloqueada durante o ciclo de içamento dos esquipas.

SALA DE CONTROLE DE EQUIPAMENTOS EM SUBTERRÂNEO

A sala de controle em subterrânea esta localizada no nível 400. A partir da sala se estabelece o controle do britador, comportas hidráulicas, correias de alimentação sistemas, dosadores de carga de esquipas, etc. Todos os sistemas de controle é feito por computador. A estação de controle está constituída por:

- Painéis de controle.
- Computadores.
- Monitor de televisão em circuito fechado.

A N E X O B

PLANTAS E DESENHOS

PLANTA 1

PLANTA 2

PLANTA 3

| | |
|-------------------------------|------------------|
| COORDENADAS DO CENTRO DO POÇO | 733120N / 91275E |
| ELEVACAO DO COLAR | +352.910 |

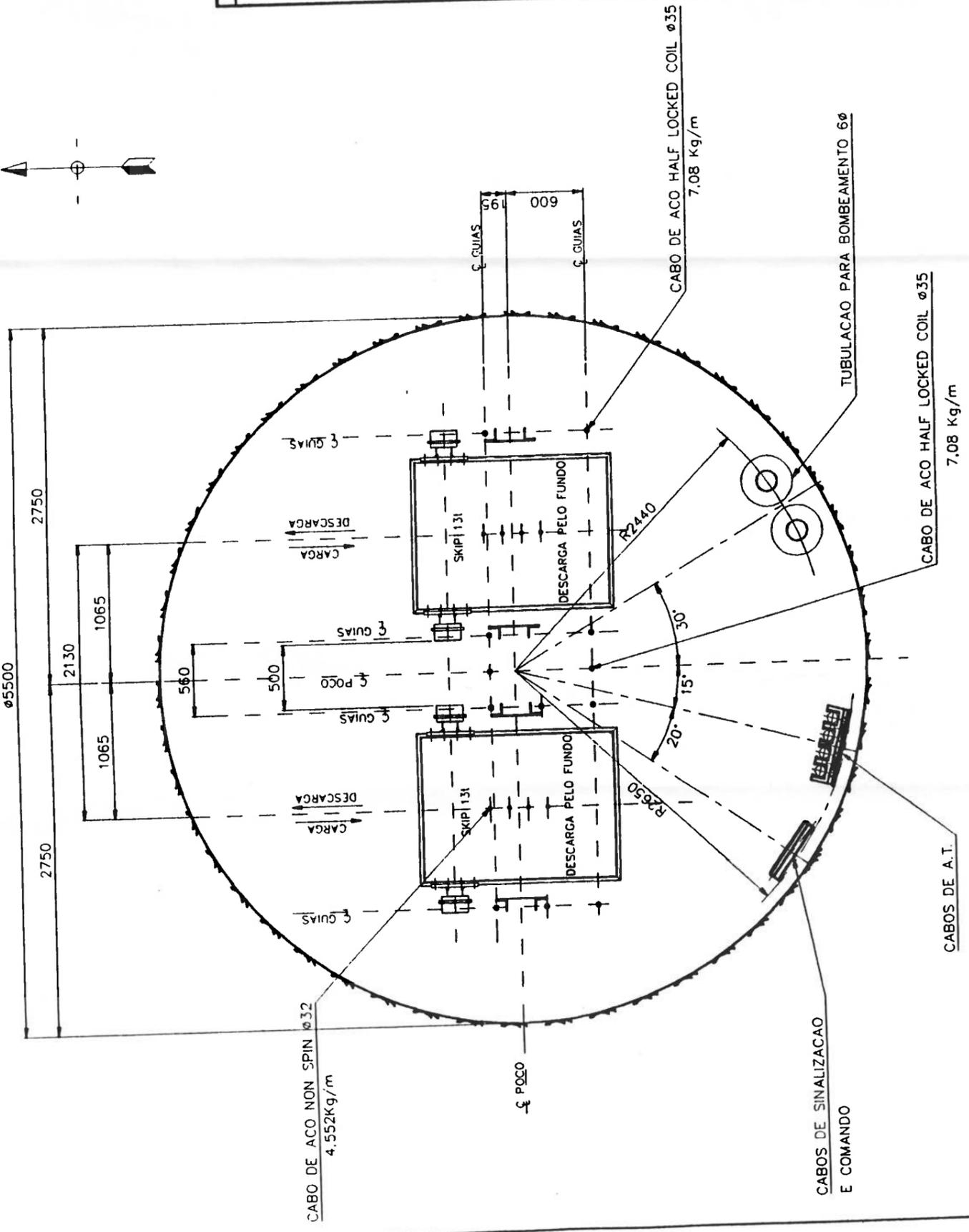
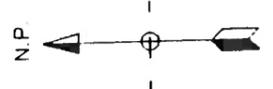
NOTAS

1-TODAS AS DIMENSÕES ESTÃO EM MILÍMETRO, EXCETO QUANDO INDICADAS DE OUTRA FORMA

DESENHOS DE REFERENCIA

| REV. | DATA | TIPO | FOR | DESCRIÇÃO DAS REVISÕES | EMISSÕES |
|------|----------|------|--------|--|---|
| 3 | 26/12/97 | E | A.R.I. | AUMENTO DO DIÂMETRO DO POÇO | (A) PARA COTAR (B) PARA CONSTRUIR (C) PARA CANCELAR (D) PARA CORRIGIR |
| 2 | 13/10/97 | B | A.R.I. | REPOSICIONAMENTO DOS CABOS ELÉTRICOS E TUBULACAO | (A) PARA COTAR (B) PARA CONSTRUIR (C) PARA CANCELAR (D) PARA CORRIGIR |
| 1 | 10/05/97 | B | A.R.I. | REVISAO GERAL | (A) PARA COTAR (B) PARA CONSTRUIR (C) PARA CANCELAR (D) PARA CORRIGIR |
| 0 | 05/12/96 | A | A.R.I. | PRELIMINAR | (A) PARA COTAR (B) PARA CONSTRUIR (C) PARA CANCELAR (D) PARA CORRIGIR |

| | | |
|-------------------|---|--|
| TIPO DE EMISSAO | (A) PRELIMINAR (B) PARA APROVACAO (C) PARA CONHECIMENTO | (D) PARA CORRIGIR (E) PARA CANCELAR (F) PARA CONSTRUIR |
| CVRD | SUMEN GITEW | FAZENDA BRASILEIRO POCO DE PRODUCAO |
| SERMIN | SERVICES de Mineracao Ltda | POCO DE PRODUCAO SEI~AO TRANSVERSAL ARRANJO GERAL |
| RESPONSAVEL | DATA | |
| PROJ. ADEMIR | 05/12/96 | |
| DESE. ADEMIR | 05/12/96 | |
| VERB. ADEMIR | 10/01/98 | |
| APROV. | | |
| ESCALA | 1/25 | PROVISO 542F-02-3000 |
| PROJ. 011-FG-B001 | | REV. 3 |



DESENHO

PLANO DE ELEVAÇÃO DA TORRE

