

USP
Vilmar
unidas?

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
ESCOLA POLITÉCNICA



Geologia e Metalurgia

PUBLICAÇÃO DO
CENTRO MORAES RÊGO

BOLETIM N.º 41

1978

TIRAGEM 5.000 EXEMPLARES

C.M.R.

Cidade Universitária — Depto. Minas — São Paulo

C.G.C. 063.028.302/001-98 — CEP 05508

EDITORIAL

Dando prosseguimento à série de boletins Geologia e Metalurgia estamos lançando o 41.º volume, cujo conteúdo são os anais do VII Simpósio Brasileiro de Mineração, pela primeira vez sediado na cidade de Porto Alegre, sendo organizado pelos estudantes de engenharia de Minas da escola de Engenharia da UFRGS juntamente com o Centro Moraes Rêgo, contando ainda com comissões locais em Belo Horizonte (Grêmio Mímico-Metalúrgico Louis Ensck), Ouro Prêto (Associação de Estudos Mineiros) e Recife.

Ao longo destas sete edições tem-se consolidado o Simpósio como importante canal para o debate de questões técnicas e político-econômicas. A afluência de técnicos e empresários, tanto da área governamental quanto do setor privado, tem propiciado uma excelente troca de idéias que não se restringiram apenas ao plenário. As metas propostas ao Simpósio estão paulatinamente tornando-se realidade. A concretização destes ideais tem contribuído sobremaneira os professores dos cursos de engenharia de minas, com sugestões e apoio aos organizadores. Nossos especiais agradecimentos às autoridades do Estado do Rio Grande do Sul, que muito colaboraram para a realização deste evento na capital do Estado e às entidades governamentais e privadas que nos auxiliaram financeiramente abaixo citadas:

Petróleo Ipiranga

CBC — Indústria Pesadas

Banco do Brasil

CPRM — Cia. de Pesquisa de Recursos Minerais

MEC — Ministério da Educação e Cultura

Codeal — Cia. de Desenvolvimento do Estado de Alagoas

AMZA — Amazonia Mineração

Milder Kaiser

Icomi — Indústria e Comércio de Minérios S/A

MBR — Minerações Brasileiras Reunidas

Mineração Xingu

Citco do Brasil

DOCEGEO — Rio Doce Geologia e Mineração S/A

Cia. Meridional de Mineração

Conselho Nacional de Petróleo

MME — Ministério das Minas e Energia

Governo do Estado do Rio Grande do Sul

CIMAQ

Algumas conferências constantes do programa não foram publicadas ou por não terem sido proferidas durante o Simpósio ou por não terem sido remetidas por seus autores. Quanto aos cursos apresentamos apenas "Mecânica de Rochas". Lamentamos ainda o atraso desta publicação mas asseguramos que os motivos são alheios à nossa vontade.

São Paulo, 02 de março de 1978

Centro Moraes Rêgo

CONSTITUIÇÃO DA MESA:

Sessão de Abertura — Dia 31/7/1977

- Dr. José Augusto Amaral de Souza — Governador do Estado de Minas Gerais
- Dr. Paulo Roberto Magalhães Keller — Universidade Federal do Rio G. do Sul
- Dr. Walter Jellus Filho — Secretário de Minas, Energia e Comunicações do Estado de Minas Gerais
- Dr. José Esmeraldo da Silva — Presidente da CAMEX, representante do Exato, Sr. Ministério das Minas e Energia.
- Dr. Lázaro Bohm — Representante do Unio, Sr. Federação de Porto Alegre e da Sociedade de Engenharia do Rio G. do Sul.
- Prof. Franklin Jorge Cassau — Diretor da Escola de Engenharia da Univ. Federal do Rio G. do Sul.
- Prof. Eng. Arthur Wenzel Schneider — Presidente da Cia. Reguladora de Mineração e Presidente da Mesa de VII Simpósio Brasileiro de Mineração.

REITORIA DA UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO G. DO SUL

Produção Mineral (DNPM)

Acad. Osvaldo Yamin Trachly — Presidente do Centro Minas Roraima

O DR. JOSÉ AUGUSTO AMARAL DE SOUZA — Vice-Governador (deve cumprir esta e proferir a proclamação dos trabalhos).

O DR. JOSÉ AUGUSTO AMARAL DE SOUZA — Agradeço a honrosa delegação e convulso votos os proclama para, de pt., celebrar o II Simpósio Brasileiro.

(Segue a a delegação do II Simpósio Brasileiro)

Tenho a satisfação de passar a direção dos trabalhos desta Sessão de Abertura do VII Simpósio Brasileiro de Mineração ao Acad. Sérgio Luiz Trachly.

Sessão de Abertura — Dia 31/07/77 — 18 h

O DR. JOSÉ AUGUSTO AMARAL DE SOUZA — Agradeço a deferência da Sessão de Abertura. Encarregando as Autoridades presentes os representantes Minas, Energia e Minas Esportes.

Esta Sessão de Abertura do VII Simpósio Brasileiro de Mineração está presente a pela primeira vez no âmbito do Porto Alegre. O trabalho dos acadêmicos de

CONSTITUIÇÃO DA MESA:

- Dr. José Augusto Amaral de Souza** — vice-Governador (em exercício).
- Dr. Homero Jobim** (Magnífico Reitor da Universidade Federal do RS)
- Dr. Walter Jobim Filho** — Secretário de Minas, Energia e Comunicações e Patrono do VII Simpósio Bras. de Mineração.
- Dr. José Esmeraldo da Silva** — Presidente da CAEB, representante do Exmo. Sr. Ministro das Minas e Energia.
- Dr. Lázaro Bohm** — Representante do Ilmo. Sr. Prefeito de Porto Alegre e da Sociedade de Engenharia do Rio G. do Sul.
- Prof. Franklin Jorge Grosso** — Diretor da Escola de Engenharia da Univ. Federal do Rio G. do Sul.
- Prof. Eng^o Arthur Wentz Schneider** — Presidente da Cia. Riograndense de Mineração e Presidente de Honra do VII Simpósio Brasileiro de Mineração.
- Dr. Acyr Ávila da Luz** — Diretor-Geral do Departamento Nacional da Produção Mineral (DNPM).
- Acad. Osvaldo Yutaka Tsuchiya** — Presidente do Centro Moraes Rego.
- O DR. JOSÉ AUGUSTO AMARAL DE SOUZA** — vice-Governador (em exercício toma a presidência dos trabalhos.

O DR. JOSÉ AUGUSTO AMARAL DE SOUZA — Agradeço a honrosa delegação e convido todos os presentes para, de pé, cantarem o Hino Nacional Brasileiro.

(Segue-se a execução do Hino Nacional)

Tenho a satisfação de passar a direção dos trabalhos desta Sessão Solene de Abertura do VII Simpósio Brasileiro de Mineração ao Acad. Sérgio Luiz Wolmer:

O ACAD. SÉRGIO LUIZ WOLMER — Agradeço a deferência do Senhor Governador; Excelentíssimas Autoridades presentes ou representadas; Minhas Senhoras e Meus Senhores.

Mais uma vez a Engenharia de Minas Brasileira está presente e, pela primeira, aqui, na cidade de Porto Alegre. O trabalho dos acadêmicos da

Engenharia de Minas da Univ. Fed. do Rio Grande do Sul da Univ. de São Paulo, da Univ. Fed. de Minas Geraes, da Univ. Federal do Ouro Preto e da Univ. Federal de Pernambuco, chega ao ponto que almejamos. Depois de um ano de trabalho, de procura, de contatos e viagens por quase todo o Brasil, trouxemos para o extremo sul do nosso Brasil a Mineração Brasileira.

A partir de amanhã estaremos prontos para ouvir daqueles que labutam no setor, os ensinamentos necessários e importantes à nossa formação profissional.

Em nome dos meus colegas, agradeço a todos por confiarem no nosso trabalho. O nosso reconhecimento ao Eng.º Walter Jobim Filho, Secretário de Energia, Minas e Comunicações do Estado do Rio Grande do Sul, patrono deste Simpósio, pelo auxílio que sempre nos proporcionou; Ao prof. Arthur Wentz Schneider, nosso Presidente de Honra e a todos os nossos professores a nossa imensa gratidão pelo incentivo, encorajamento e ensinamento que sempre nos proporcionaram.

Saudamos a todos que aqui comparecerem vindos dos mais diversos pontos do Brasil e também no exterior.

Muito obrigado. (palmas).

O SR. PRESIDENTE a seguir concede a palavra ao Exmo. Sr. Engº Acyr Ávila da Luz e comunica aos presentes a assinatura do protocolo de convênio entre a Companhia Auxiliar de Empresas Elétricas CAEB, representada pelo seu presidente, Dr. José Esmeraldo da Silva e a Universidade Federal do Rio G. do Sul, representada pelo seu Magnífico Reitor, o Dr. Homero S. Jobim, para a realização do Curso de Aperfeiçoamento em Carvão Mineral.

O MAGNÍFICO REITOR DA UNIVERSIDADE FEDERAL DE PORTO ALEGRE, DR. HOMERO JOBIM — Exmo. Sr. Dr. José Augusto Amaral de Souza; vice-Governador do Estado; Dr. Walter Jobim Filho — MD. Secretário de Minas, energia e Comunicações do Estado do R. Grande do Sul; Dr. José Esmeraldo da Silva — Presidente da CAEEB e representante do Exmo. Min. das Minas e Energia; Demais Membros da Mesa.

Em primeiro lugar, desejo felicitar na pessoa do Acad. Sérgio Luiz Womer, a este grupo brilhante de jovens que, num esforço tremendo, conseguiu realizar este Simpósio e conseguiu trazê-lo aqui para o Rio Grande.

É um Simpósio que, pelo número de trabalhos a serem apresentados, mais de 60, certamente será um dos fatores mais significativos e importantes de desenvolvimento.

Confesso que, quando no início deste ano, o Dr. José Esmeraldo esteve em meu gabinete, conversando sobre a possibilidade de a Universidade Federal do Rio G. do Sul participar de um curso de especialização em tecnologia de carvão, foi para mim motivo de enorme satisfação.

Voltei atrás muitos anos e vi na minha meninice o tempo em que Porto Alegre era iluminada pelo gás de iluminação, e tempos depois já como estudante e já como professor, utilizávamos o gás de iluminação para os trabalhos do nosso laboratório aqui na Universidade, quando depois vimos entristecidos ser deixado o carvão em troca do gás engarrafado, do gás de petróleo e ver destruídos os nossos gasômetros da "volta da Cadeia" vendidos para Buenos Aires e, Porto Alegre afastada da possibilidade de utilização dos seus recursos minerais como fonte de trabalho, de calor, e ver também jogado, perdido e enterrado por essa cidade toda, milhares de metros de encanamentos perdidos. Tudo isso em benefício de uma fonte de energia que não era nossa e que vinha do exterior.

É, portanto, com uma satisfação toda especial, uma honra muito grande que a Universidade Federal do Rio G. do Sul por mim representada neste momento, assina este convênio e se propõe a empregar o que ela tem de melhor em seu Corpo Docente para que os cursos de atualização de carvão possam ser os mais eficientes e os alunos que deles saírem possam contribuir para o engrandecimento cada vez maior da nossa Pátria. Muito obrigado. (palmas)

O SR PRESIDENTE — Com a palavra o Exmo. Sr. Eng^o Dr. Acyr Ávila da Luz, Departamento-Geral do Departamento Nacional da Produção Mineral para proferir a conferência de abertura deste Simpósio.

CONFERÊNCIA DO DR. ACYR ÁVILA DA LUZ:

Conferência de Abertura do VII Simpósio Brasileiro de Mineração.

Desde longa data o DNPM vem se preocupando em desenvolver tecnologias adaptadas aos minérios brasileiros. Já na década de

30 através de seus laboratórios o DNPM realizava estudos sobre os minérios de ouro e diamante. Pesquisas tecnológicas tiveram impulso com o eclodir da II Guerra Mundial, quando foram executados, entre outros, estudos sobre a xelita do nordeste, cromita de Campo Formosos, barita de Camamu (Bahia). Foram feitos estudos também para o aproveitamento de areia na fundição e para fabricação de vidros, além de estudos sobre materiais de pegmatitos para a indústria cerâmica. Na década de 50 estudou-se aproveitamento do enxofre da pirita de nossos carvões obtenção de cobre metálico por via hidrometalúrgica a partir dos minérios de Sival e Camaquã no Rio Grande do Sul e de Caraíba na Bahia, sendo montada uma planta piloto para o estudo do processo desenvolvido. Essa instalação foi também usada para os estudos de extração de níquel dos serpentinitos de Minas Gerais. Em termos mais recentes foi estudado o aproveitamento de cassiterita aluvionar de Rondonia.

Caracteriza-se ainda o DNPM por manter atualizado o setor de águas minerais, bem como o das matérias primas para a indústria cerâmica nacional. O desenvolvimento do estudo dos minérios energéticos deu lugar ao surgimento do Conselho Nacional do Petróleo e do Plano do Carvão Nacional. Com o estabelecimento do plano mestre decenal o D.N.P.M. elegeu como proprietário o combiamento geológico do país, concentrando quase todos seus esforços na pesquisa do sub-solo brasileiro. Com o aparecimento do CPRM acentuou-se a tendência para os levantamentos geológicos afim de prover o setor mineral da infra-estrutura geológica necessária a opção em seus investimentos. Já agora com o território nacional praticamente coberto com levantamento geológico básico passa o DNPM, seguindo as diretrizes do II PND à fase dos projetos específicos, ou seja, aqueles projetos que visam definição econômica de possíveis jazidas ou províncias minerais, principalmente daqueles minérios que influenciam no equilíbrio da nossa balança econômica, daí a ênfase que temos dado ao projeto dos metais não-ferrosos, especialmente aos de cobre, zinco e chumbo. Aos de carvão, seja visando encontrar novas reservas de metalúrgico, seja para melhor definir as reservas de carvão para fins de gaseificação. Ao se ingressar na fase dos projetos específicos tornou-se obvio que o DNPM teria que retomar seu antigo interesse pela tecnologia mineral, visto que, para uma avaliação econômica do bem mineral torna-se necessário que se conheça tecnologia mais adequada para seu aproveitamento. Podemos até afirmar que uma massa mineral só se torna minério se dispuser de tecnologia apropriada, especialmente quanto aos custos de produção para seu racional aproveitamento econômico. Um exemplo concreto desta assertiva é o atual aproveitamento do itabirito em Minas Gerais pela Samarco. Um rocha, o Itabirito, se transforma minérios de ferro na produção de ferros para a pelletização graças

a aplicação de processos tecnológicos adequados. Nestes últimos casos, o DNPM vem se engajando novamente em projetos de tecnologia mineral visando resolver os problemas mais prementes ao setor. Assim através da CPRM foi executado o projeto de lixiviação do cobre de minérios oxidados do Rio Grande do Sul, realizados no CTA estudos sobre o minério de manganês de Urucum, sobre a diatomita do Ceará, diagnóstico da pesquisa tecnológica e ainda projetos específicos tais como: estudos de lavagem, separação magnéticas, separação em meio denso e flutuação de carvão brasileiro. Beneficiamento de minério de manganês de baixo teor de magnésio, flotação de cianita de MG, estudo para o aproveitamento de minerais pesados, estudo para a obtenção de concentrados de talco, flotação de rejeitos de velita, beneficiamento e acidulação de fosfato além de outros em execução pela CPRM. Com a existência e a criação de novos centros de tecnologia mineral no país como o IPT, o CTA e a Paulo Abib em São Paulo, o Cientec no Rio Grande do Sul, o CETEC e o da CVRD em Minas Gerais, o CEPED na Bahia, o CETEM do DNPM e o Centro da Petrobrás no Rio, entre outras. Viu-se a necessidade urgente de se coordenar as pesquisas tecnológicas para fins minerais visando a dinamização do intercâmbio de informação como também a não superposição de projetos com o conseqüente desperdício de recursos financeiros e humanos. Dentro dessa linha de idéias, após cuidadosa avaliação da situação real da pesquisa tecnológica mineral no país, o DNPM optou pela implantação de um sistema cooperativo de alcance nacional, integrado por entidades governamentais e privadas, com vistas ao estabelecimento e execução de um programa nacional de tecnologia mineral ajustado aos objetivos e meta do II PND. No recente encontro em Poços de Caldas durante o I Seminário Brasileiro de Tecnologia Mineral, que contou com a participação de mais de uma centena de especialistas da mais alta qualificação pessoal, foi discutido e apresentado um ante-projeto de Programa Nacional de Tecnologia Mineral, que a seguir de forma sumária apresentamos:

Considerações Gerais:

A Conceituação:

Considera-se tecnologia Mineral todas as tarefas técnicas de aplicação de conhecimento para a adequada e racional utilização dos minerais. Envolve, portanto, aspectos tecnológicos da mineração e do processamento de minerais, bem como, projetos de engenharia básica, de processamento de detalhes além de especificação e desenvolvimento de equipamento correlatos e afins.

Abrangência:

O programa deve explicitar objetivos visados, atividades e meios para atingir os objetivos, os executores das atividades estabelecidas, os beneficiários, fomentadores e financiadores dos trabalhos executados ou a executar. A linha mestra do programa deve abranger absorção, criação, desenvolvimento e aplicação de tecnologias adequadas a cada caso específico dentro das prioridades pré-estabelecidas.

Abordagem para estabelecimento do DNPM:

Nesta abordagem procurou-se adotar as quatro grandes divisões: minerais ferrosos, minerais não ferrosos, minerais não metálicos e minerais energéticos, impor a deflagração do processo tecnológico após análise apurada de critérios em cada um dos grupos.

Conhecimento destes critérios envolvendo para cada grupo:
a. caracterização do estágio atual de conhecimentos técnicos disponíveis e utilizados no país.

b. a necessidade de complementação de pesquisa e desenvolvimento, absorção técnicas disponíveis inclui o balanço crítico das atividades tecnológicas, em uso em que se realçariam as carências de conhecimento técnicos as implicações dos recursos humanos e materiais, as necessidades em termos nacional, regional e local, e a linha de esforço a ser implantada para estabelecer a prioridade que regeria a deflagração do processo.

Mediante tal estudo quando também seriam ativados os executores e que teria o sistema existencia real.

Dinâmico, sempre evolutivo o sistema empreendendo os estabelecimentos de ensino, as instituições de pesquisa e de desenvolvimento as empresas produtoras e de serviços, seriam mecanismos atuantes na solução da problemática tecnológica considerado setores próprios de atuação.

Com a elaboração deste ante projeto e sua consequente efetivação o DNPM pretende atingir os seguintes pontos essenciais:

1. geração de tecnologia para lavra e beneficiamento de minérios nacionais.
2. adaptação de tecnologia importada já em uso no setor mineiro ainda de aperfeiçoamento.

3. suporte técnico para utilização de todo e qualquer minério prioritário para o desenvolvimento nacional ainda carente de economicidade no seu aproveitamento.
4. adequação as indústrias nacionais através de tecnologia própria dos minérios de que dispomos.

Difusão de tecnologia e integração tecnológica com projeto do setor industrial de transformação mineral.

Esse programa nos seis pontos acima e apenas um seguimento do que estamos realizando dentro do conceito de aproveitamento racional e nosso minério sintetizado na minimização dos custos, aceleração dos projetos minerais, aumento da produção, valorização dos minérios brasileiros, minimização da agressão ecológica e formação de mão de obra.

Durante o primeiro seminário brasileiro de tecnologia mineral, muito se discutiu sobre o protótipo do sistema apresentado pelo DNPM, concluindo-se que o mesmo já possui existência real mas totalmente dispersivo e desordenado. Foi dada a incumbência ao DNPM de promover o devido congraçamento através de uma ação coordenadora com o fim de se somar esforços para a concepção de metas comuns, evitando-se não só a dissipação de recursos, como também a dispensação de objetivos. Para o pleno êxito desse sistema nacional de tecnologia mineral é imprescindível a participação de todos que no país estão envolvidos na pesquisa de técnicos de melhor aproveitamento de nossos recursos minerais, não basta a concordância de todos que deva ficar com o DNPM a coordenação do sistema. Se a adesão entusiástica e firme dos centros tecnológicos minerais das universidades e das empresas de mineração muito pouco poderá ser feito. A integração dos projetos em execução e daqueles que virão a ser estabelecidos no futuro deverá ser ponto fundamental do sistema proposto. Como dissemos acima, é preciso que somemos os nossos poucos recursos para deles obtermos o máximo de resultados. E ao encerrar queremos agradecer a Comissão Organizadora do VII Simpósio Brasileiro de Mineração pela oportunidade que nos proporcionou em divulgar nossos planos e preocupações no setor da tecnologia mineral.

O DR. JOSÉ AUGUSTO AMARAL — Senhores Professores, Senhores Estudantes, Minhas Senhoras e Meus Senhores:

Foi com a maior satisfação que recebi o honroso convite para presidir a abertura dos trabalhos do VII Simpósio Brasileiro de Mineração,

na qualidade de Governador, em exercício do RS e representando o Ilustre Governador Sinval Guaselli.

Esta satisfação se explica por duas razões: Não apenas pela importância do simpósio, mas principalmente porque se trata de uma iniciativa dos estudantes e mais especificamente dos estudantes do Curso de Engenharia de Minas, da Universidade de S. Paulo, de Pernambuco, do Rio Grande do Sul, da Bahia e de Minas Geraes e principalmente do Centro Moraes Rego, da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo.

Quando os universitários brasileiros demonstram uma consciência tão marcante com referência aos problemas nacionais e se desdobram, em esforços, se desgastam em energias, para tornarem ditoso um debate que interessa não aos estudantes especificamente mas ao Brasil, ao seu desenvolvimento, é natural que um homem público compareça a um ato deste exultante e cada vez mais acreditando nesta grande Nação, que a geração recebeu dos seus antepassados e que haverá de fazê-la cada vez maior.

Quero também dizer especialmente aos ilustres integrantes do Simpósio que vindo de outros Estados, aqui estão conosco, no Rio G. do Sul, dizendo a eles que o RS pertence a todos.

Quando vejo hoje lutando brasileiros, especialmente estudantes, numa batalha tão importante, que é a batalha do desenvolvimento nacional, quando eu vejo a união de esforços de universitários gaúchos, paulistas, pernambucanos, baianos e mineiros, eu vislumbro e não só vislumbro, mas tenho a certeza de que esta batalha que o Brasil enfrenta, isto é, de tornar a Mineração Brasileira um instrumento efetivo do desenvolvimento econômico, esta batalha o Brasil vencerá.

Porque se trata de um objetivo de grande relevância. Quando o ilustre Presidente Ernesto Geisel fixou, no início do seu governo as bases e as metas da sua Política Econômica, ele afirmou que o Brasil deveria lutar pela formação da tecnologia nacional, pela substituição dos insumos básicos, pela implantação das indústrias de base e pelo domínio das fontes energéticas.

No que tange à Política de Substituição de Insumos Básicos essa Política somente será vitoriosa se nós formos vitoriosos na batalha da mineração, porque essa Política de Substituição de Importação de Insumos Básicos se vincula fundamentalmente a essa grande luta da mineração brasileira.

O Rio G. do Sul tem uma história que não é muito longa em matéria do tempo, no que se refere à mineração.

Como bem referiu o Magnífico Reitor Homero Jobim, o carvão teve, no Rio G. do Sul, uma importância muito marcante na sua economia e

serviu de base, inclusive, para as atividades do nosso velho gasômetro de Porto Alegre, mas serviu de base também para que as locomotivas pudessem percorrer todo o Rio Grande do Sul quando o carvão era a base para que aquelas locomotivas que nós chamávamos de "Maria Fumaça" pudessem mover e levar as riquezas do Rio G. do Sul até os mäs longínquos recantos, deste Estado e naturalmente do próprio País. Mas como o advento do petróleo, barato que era, o nosso carvão, e de resto também aconteceu em outros lugares do mundo, perdeu aquela presença na nossa economia, mas hoje ele volta e podemos dizer volta gloriosamente porque é uma riqueza que nós temos e com a qual podemos formar uma tecnologia nacional e portanto, conseguirmos a vitória, em termos de desenvolvimento econômico.

Em matéria de mineração também o cobre, no Rio Grande do Sul, teve relevância, por volta do ano de 1868, o Governo Imperial já fazia concessão a uma firma inglesa para lavrar metais no Município de Caçapava.

Os tempos mudaram e hoje essas minas embora desativadas estão sendo reestudadas e avaliadas e, em breve, graças aos esforços do BNDE e à Companhia Brasileira de Cobre nós teremos essas minas ativadas e, presentes na luta pelo desenvolvimento não apenas do RS, mas principalmente do Brasil.

Também o Rio G. do Sul teve no ouro não evidentemente como Minas Geraes, também no século passado, um elemento importante na sua economia.

Podem os organizadores deste Simpósio buscar a crer que não apenas o Governo do Estado do Rio G. do Sul agradece, mas o povo deste Estado de terem a oportunidade magnífica, não só para um debate da Política de Mineração Nacional, mas também uma oportunidade muito importante para o próprio Rio G. do Sul debater a sua Política de Mineração.

Como os caros organizadores do conclave sabem, o Estado realizada, através da Companhia Riograndense de Mineração um esforço muito grande e graças à coordenação do trabalho dessa Companhia com as demais organizações de âmbito federal o Rio Grande está conseguindo vitória neste terreno.

Quero, ao encerrar, dirigir-me aos homens, aos estudantes que organizaram, e fui informado, trabalharam praticamente 1 ano até com prejuízo pessoal para que este simpósio fosse realizado. Quero dizer que quando verifico um esforço como este do universitário brasileiro todos devem acreditar cada vez mais nesta Nação.

Quando analisando a conjuntura, não apenas do Brasil, mas do próprio mundo eu afirmava que, devemos ter consciência de que a Huma-

nidade vive um período crítico da sua história, e principalmente um período crítico para as nações em desenvolvimento.

É uma crise, mas crise sobretudo quanto ao Brasil, de modernização de toda estrutura social e econômica do País, a fim de instrumentá-lo adequadamente para responder não só aos desafios que se lhe propõem hoje mas, muito mais, aos desafios que lhe proporá o limiar do novo milênio, é para ele que nós devemos nos preparar. Vivemos as últimas décadas do milênio atual. De um lado, ciência e tecnologia, meus caros jovens revolucionam radicalmente hábitos seculares de produção, que dizem de certo com certas estruturas da sociedade e de outra parte os macro fenômenos humanos propondo questões até hoje inusitadas de abastecimento e de segurança e de outra parte ainda de ceticismo e quase desilusão pelos valores até hoje tidos como verdades indiscutíveis. As doutrinas políticas e econômicas parecem não servir como instrumento de felicidade do homem moderno. A divisão entre os países ricos e pobres, ao contrário de atenuar-se aumenta dia-a-dia.

A paz é uma quimera desmascarada pela incessante produção de armas novas. O panorama conquanto sombrio não deve arrefecer as esperanças dos quantos crêem na excelência da paz, da justiça, da liberdade, principalmente este panorama não deve arrefecer os jovens. Urge que as nações e nós, em particular, redebrucemos sobre si mesmos para colher, na fonte natural da esperança, que é a juventude, a força para enfrentar com galhardia a grande crise de modernização deste País e preparar-se assim para ingressar num futuro com paz e prosperidade.

Era esta a mensagem que eu queria trazer especialmente aos universitários que organizaram este VII Simpósio Brasileiro de Mineração. Muito obrigado. (palmas).

O SR. PRESIDENTE — Agradecendo a presença de todas as autoridades, estudantes e professores, declaro encerrados os trabalhos de abertura do VII Simpósio Brasileiro de Mineração.

FIM DA SESSÃO DE ABERTURA DO VII SIMPÓSIO DE MINERAÇÃO

Porto Alegre, dia 31 de julho de 1977.

Sessão — da 01/08/77

BENEFICIAMENTO DE CARVÃO DA CAMADA BARRO BRANCO

Professor

JOÃO BATTISTA BRUNO

RESUMO

Neste trabalho são apresentados os resultados do Beneficiamento de Carvões de Santa Catarina, utilizando-se processos gravimétricos e flotação, onde se obtém um teor de cinzas da ordem de 14% e enxofre analisando 1,4% no produto final.

ABSTRACT

In this paper the results of the dressing of coal ores from Santa Catarina by the use of gravimetric and flotation processes are presented.

The content of 14% of ashes and 1.4% of sulfur is observed in the final product.

SUMÁRIO

1.0 — Introdução

2.0 — Estudo Mineralógico

2.1 — Formas de Ocorrência

2.2 — Percentagem de Minerais Presentes

2.3 — Propriedades dos Minerais Presentes

2.4 — Análise Granulométrica

2.5 — Condições Operacionais

2.6 — Grau de Liberação

3.0 — Beneficiamento

3.1 — Preparação

3.2 — Concentração

3.3 — Justificativa do Método

4.0 — Balanço de Massas

5.0 — Conclusões

Bibliografia

1.0 — INTRODUÇÃO

Os autores pretendem, com este trabalho, realizar um estudo para obtenção de um carvão coqueificável, a partir do carvão proveniente da Camada de Barro Branco (Santa Catarina), utilizando, para isto, processos clássicos de concentração, visando melhorar os níveis existentes ou sejam 18% de cinzas e 1,5% de enxofre.

O enxofre está, quase sempre, presente como impurezas no carvão, chegando a teores de 15% em nossos jazimentos carboníferos, e, sua remoção por tratamentos mecânicos depende grandemente da forma pela qual ocorre. Para a maioria dos mercados consumidores, o enxofre no carvão é tido como um constituinte indesejável.

Durante a combustão, ele contribui para a formação de depósitos de cinzas, que diminuem a capacidade dos aparelhos e levam à formação de produtos corrosivos, além de ser um agente poluidor. Ainda, contamina o produto final: na indústria siderúrgica, cerca de 60% do enxofre inicial está contido no produto acabado, sendo difícil sua remoção.

O conhecimento da forma pela qual ocorre o enxofre no carvão é básica no desenvolvimento do melhor método para sua remoção. Ele não ocorre na forma elementar, mas sim, em três formas combinadas, as quais são: (1) combinado com as substâncias orgânicas do carvão; (2) combinado com o ferro, como pirita ou marcasita; (3) combinado na forma de sulfato de cálcio e de ferro. Essas três formas são, comumente, designadas como orgânica, piritosa e sulfatosa.

O enxofre orgânico é distribuído através de substâncias do carvão, contido em sua estrutura, conseqüentemente ele não é, usualmente, removido por processos mecânicos convencionais.

O enxofre piritoso no carvão está presente como mineral pirita ou marcasita, ambos têm a mesma composição química (FeS_2), porém diferentes estruturas físicas.

O tamanho e distribuição da pirita afetam grandemente, a quantidade a ser removida do carvão, por métodos convencionais de concentração. A pirita finamente disseminada é praticamente irremovível, nesse tipo de concentração a que nos propusemos realizar.

O enxofre sulfato, em carvões recentes, é menor do que 0,05%, e provém da oxidação da pirita e marcasita quando submetidas à intemperização pela água. Em nossos carvões, este teor chega até 0,4%, não sendo problemática sua remoção por processo hidromecânico, devido à sua solubilidade em água.

As outras espécies mineralógicas que contribuem para a formação de cinzas são, em nosso carvão: calcita e folhelhos. A calcita não é, propriamente, um grave problema, pois, se conseguíssemos na forma de fluxo nos processos siderúrgicos. Os folhelhos são constituídos de 60 a 70% de material inorgânico (argila, silicatos e aluminatos) e 40 a 40% de material orgânico, o qual é um inconveniente para um carvão coqueificável, pois este material, sendo carbonoso e o responsável pelo maior teor de matérias voláteis, deve ser removido, pelo menos, aos teores limites da aparelhagem de coqueificação, no que tange à expansão do carvão durante a manufatura do coque. O material inorgânico, que produz grande aumento de cinzas nos fornos siderúrgicos, deve ser reduzido a teores menores que 16%, para que não acarretem diminuição sensível na capacidade desses fornos.

2.0 — ESTUDO MINERALÓGICO

2.1 — FORMA DE OCORRÊNCIA

Foram determinados os seguintes minerais e espécies mineralógicas.

— Carvão: grãos negros brilhantes, entremeados com bandas foscas. Alguns envolvidos por uma tênue película de calcita.

— Calcita: películas aderidas ao carvão e liberadas em frações menores.

— Pirita: grãos liberados e grãos pequenos entremeados no carvão em frações grosseiras e liberados em frações menores.

— Folhelho: é uma rocha cujos componentes apresentam orientação bem definida e a disposição em camadas laminares, desfazendo-se em folhas, porém sem apresentar metamorfismo sensível.

2.2 — PERCENTAGEM DOS MINERAIS PRESENTES

Para a determinação da percentagem, em peso, dos minerais presentes, foram utilizados:

— Amostrador Jones — com a finalidade de se obter uma amostra bem representativa do minério bruto.

— Lupa binocular

— Papel milimetrado

— Contador de pontos

Fração	Carvão	Pirita	Calcita	Folhelho
+ 3,5	70	20	—	10
3,5 x 4	70	20	—	10
4 x 8	70	25	—	15
8 x 10	65	25	—	5
10 x 14	70	25	—	5
14 x 20	60	25	5	10
20 x 28	70	20	5	5
28 x 35	70	20	5	5
— 35	70	20	5	5

2.3 — PROPRIEDADES DOS MINERAIS PRESENTES

MINERAL	DENSIDADE	DUREZA MOHS
Carvão	1,25—1,50	2,0
Pirita	5,10—6,00	6,5
Calcita	2,70—3,00	3,0
Folhelho	1,50—2,50	Friável

O minério apresentou a seguinte análise média:

ENXOFRE	%
Orgânico	0,875
Piritoso	11,274
Sulfato	0,213
Total	12,362

Cinzas = 53%

Umidade natural = 5,6%

* Carbono fixo = 40,2%

* Poder Calorífico superior = 5550 cal/g

* Os valores mencionados são bibliográficos.

2.4 — ANÁLISE GRANULOMÉTRICA

FRAÇÃO	% RETIDA	% ACUMULADA
+ 6	22,10	22,10
6 x 8	15,20	37,30
8 x 10	7,50	44,80
10 x 14	14,80	59,60
14 x 20	14,70	74,30
20 x 28	7,30	81,60
28 x 35	3,70	85,30
35 x 48	7,80	93,10
— 48	6,90	100,00

2.5 — CONDIÇÕES OPERACIONAIS

- 1 — Peneiras série Tyler, abertura segundo 2
- 2 — Material lavado e seco em estufa, a 200°C, durante 2 horas
- 3 — Utilizou-se 2,70 kg de material (carvão lavado)
- 4 — Tempo de peneiração: 20 minutos
- 5 — Aparelho utilizado: RO-TAP
- 6 — Material foi anteriormente fragmentado no britador de mandíbulas, com set de 1/2".

2.6 — DETERMINAÇÃO DO GRAU DE LIBERAÇÃO DA PIRITA NO CARVÃO

FRAÇÃO	% L
+ 6	20
6 x 8	30
8 x 10	60
10 x 14	80
14 x 20	85
20 x 38	95
28 x 35	99
35 x 48	100
— 48	100

O grau de libertação de cada fração determinado com auxílio do microscópio, papel milimetrado e contador de pontos.

A amostragem representativa foi obtida com auxílio do amostrador Jones.

Fórmulas utilizadas

1 — Fração

$$\% 1 = \frac{\% \text{ partículas livres de pirita}}{\% \text{ total de pirita na fração}} \times 100$$

2 — Produto

$$L = \frac{Y P L}{Y P}$$

Onde Y = teor de pirita em cada fração

1 = grau de liberação da respectiva fração

P = % retida na peneira correspondente

3.3 — JUSTIFICATIVA DO MÉTODO

Tentamos, com esse fluxograma, seguir um processo clássico de beneficiamento para o carvão proveniente das minas da Cia. Nacional de Mineração Barro Branco.

Após a utilização dos processos gravimétricos, constatou-se uma diminuição não satisfatória, para os teores de cinzas e enxofre, especialmente para a fração abaixo de 100 malhas. Daí, o circuito de flotação visto na Figura II. Flotou-se sempre o carvão, devido à sua maior flotabilidade, e, em consequência, um custo de reagentes menor.

3.0 - BENEFICIAMENTO

3.1 - FLUXOGRAMA DA PREPARAÇÃO DO MINÉRIO

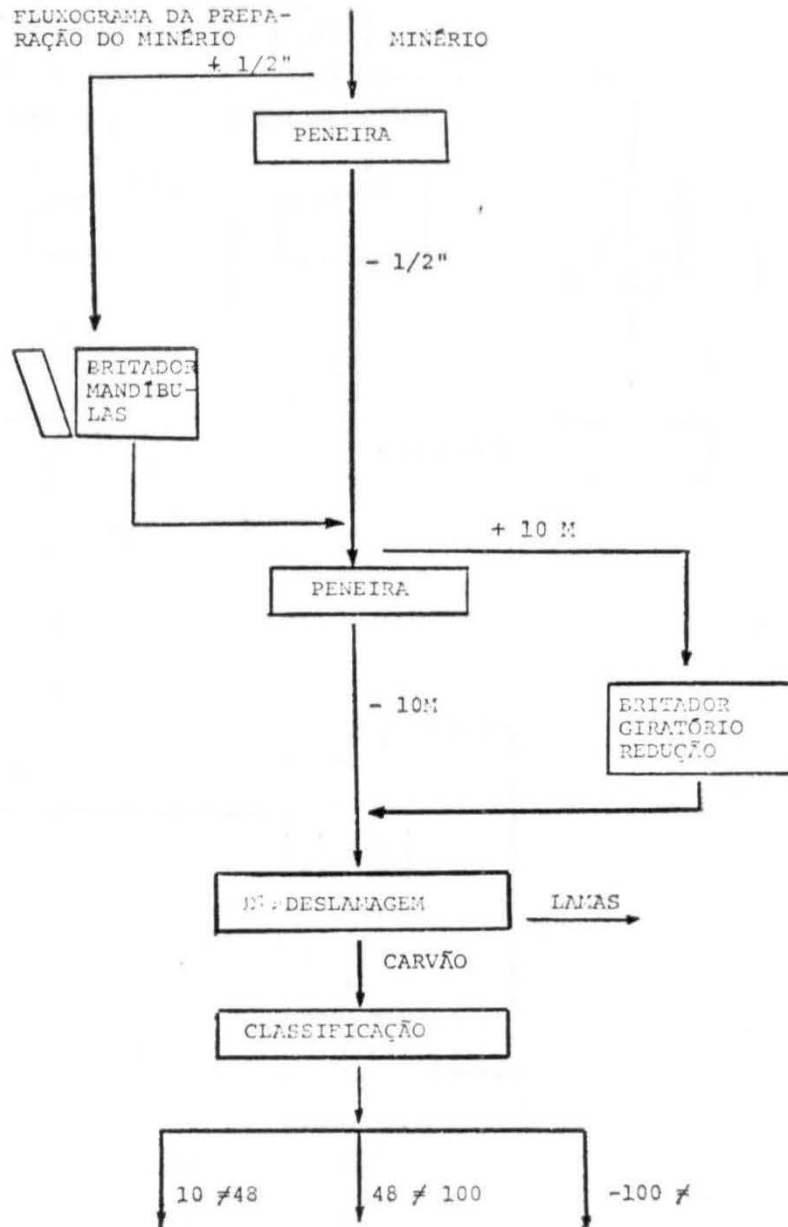


FIGURA I

3.2 - FLUXOGRAMA DE CONCENTRAÇÃO

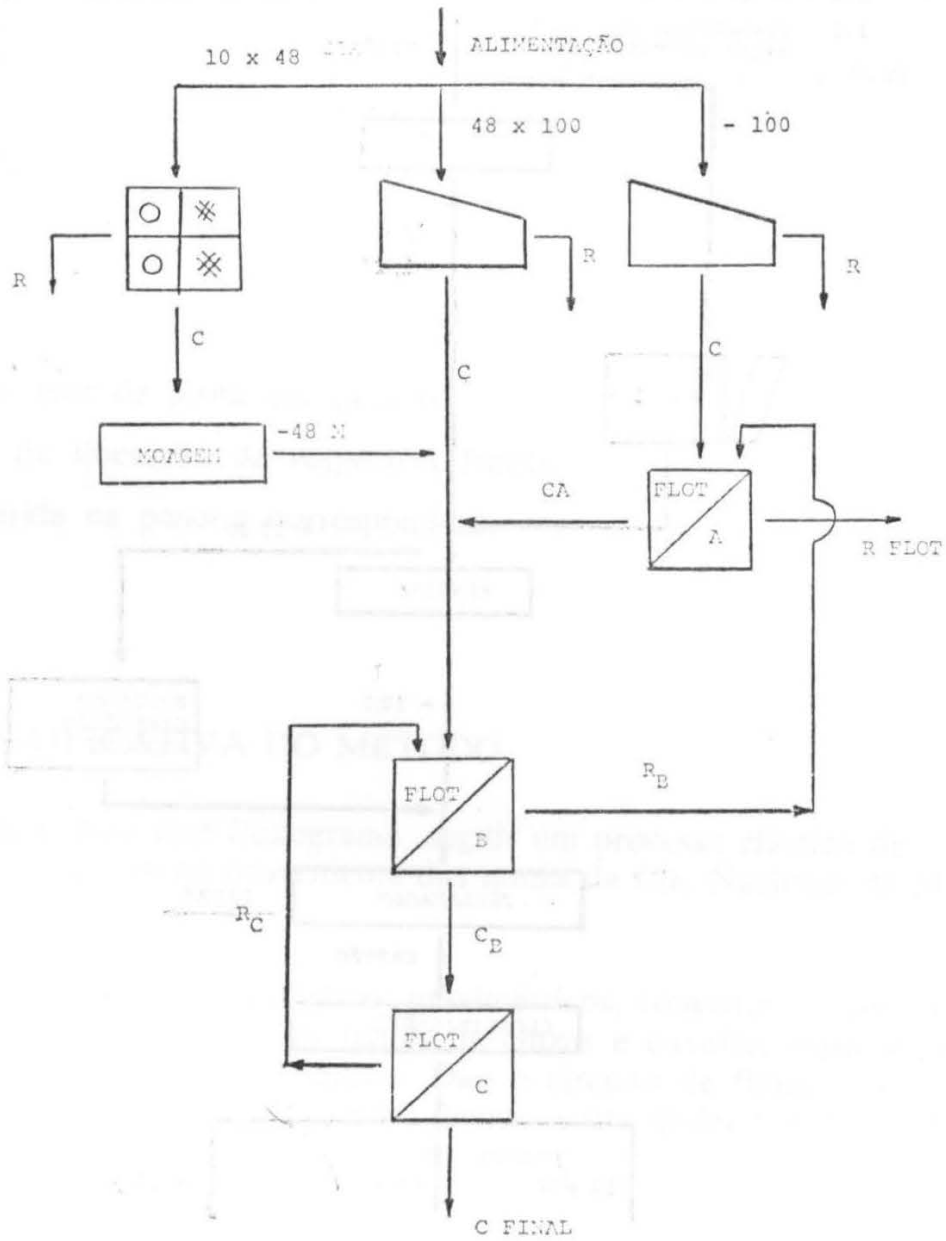


FIGURA II

Foram testados para o circuito de flotação, diversas condições, com variações de tipos de reagentes, quantidade, tempo, pH e após a realização de 9 (nove) testes em cada etapa de flotação, as que apresentaram os melhores resultados foram as condições abaixo:

- 15% de sólidos na polpa
- 0,030 Kg/ton de Metil-Isobatyl-Carbinol
- 0,100 Kg/ton de Fuel Oil
- 0,250 Kg/ton de CaO
- 0,100 Kg/ton de Na_2CO_3
- 0,050 Kg/ ton de $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$

RESULTADOS DA FLOTAÇÃO

FLOT	pH	S		CINZAS		T(mm)
		INICIAL	FINAL	INICIAL	FINAL	
A	10,0	11,40	6,30	52,99	30,36	4,5
B	10,2	6,25	2,50	38,69	20,76	5
C	9,3	2,50	1,40	20,76	14,03	3

OBS.: Testes com 200 g de material em célula DENVER-MODEL-D1

CONCENTRADO FINAL (C) F.

	PIRITOSO	SULFATO	ORGÂNICO	TOTAL
S %	0,602	0,035	0,763	1,40
CINZAS %	—	—	—	14,03

MÉTODOS DE ANÁLISES QUÍMICAS

- 1) TEOR DE CINZAS: segundo método ASTM-D-271
- 2) TEOR ENXOFRE ORGÂNICO: diferença entre o total e a soma dos teores sulfato e piritoso
- 3) TEOR DE ENXOFRE PIRITOSO E SULFATO: segundo o método desenvolvido por Powell Alfre R. — The Analysis of the Sulfur Forms in Coals, adotado pelo U. S. Bureau
- 4) TEOR DE ENXOFRE TOTAL: foi determinado pelo método de Eschka

4.0 — BALANÇO DE MASSAS

	Peso (g)	% Peso	% Cinzas	% S
ALIMENTAÇÃO	2271,0	100,00	49,	12,36
MIN. DESLAMADO	2078,0	91,50	—	—
CONC. JIGUE	1067,0	46,98	45,87	6,30
CONC. MESA(1)	350,0	15,41	39,18	6,04
CONC. MESA(2)	446,0	19,64	52,99	11,04
REJ. GRAVIMET.	215,0	9,47	—	—
CONC. FINAL	1222,3	53,82	14,03	1,40
REJ. FLOTAÇÃO	640,7	28,21	89,61	19,30

5.0 — CONCLUSÕES

Tomando por base os resultados concluímos que obtivemos uma boa recuperação do carvão (53%) com teor de cinzas razoável (14%) e um excelente resultado em relação ao enxôfre (1,40%).

O material apresentou uma relativa refratariedade aos processos gravimétricos e um excelente resultado nos tratamentos por flotação onde o fuel oil mostrou-se um influente ativador.

Tendo em vista os resultados obtidos no tratamento por flotação, estamos estudando a aplicação do processo no carvão pré-lavado (28% a 30% cinzas) empregando análise de Plaket e Burman que determinam as condições ótimas de flotação por meio estatístico onde, provavelmente melhores resultados serão obtidos para o concentrado final.

Finalmente, dada a baixa granulometria do produto obtido, serão estudados processos de aglomeração do carvão.

BIBLIOGRAFIA

- (1) *Recursos Minerais do Brasil* — Abreu, Sylvio Fróes.
- (2) *Política de Produção e Consumo do Carvão Nacional* — Baptista, Benjamim Mário.
- (3) *Metodologia para Estudo e Análise do Carvão Brasileiro* — Bittencourt, Menour C.
- (4) *The Cleaning of Coal* — Chapman, Mott.
- (5) *Froth Flotation* — Fuerstenan, D.W.
- (6) *Geologia do Carvão no Brasil* — Machado, Eurico Rômulo.

- (7) *Industrialização dos Rejeitos Piritosos do Carvão de Santa Catarina* — Montenegro, Danilo.
- (8) *Coque para Consumidores sem Produção* — Morais, Cláudio Ferreira.
- (9) *Beneficiamento de Carvões do Sul do Brasil* — Nóvoa, Roberto Vasconcellos.
- (10) *Regiões Carboníferas dos Estados do Sul* — Oliveira, Euzébio Paulo.
- (11) *Carvão Nacional* — Rocha, Domingos Fleury.
- (12) *Coal Preparation* — Seeley, W. Mudd.
- (13) *Ore Dressing* — Taggart.
- (14) *Princípios de Tratamento de Minérios* — Trajano, Roberto Borges.
- (15) *O Problema do Carvão Catarinense* — Veiga, Oswaldo Pinto.
- (16) *Eletrosiderurgica do Carvão Catarinense* — Comissão Executiva do Plano do Carvão Nacional.
- (17) *The Analysis of Sulfur Forms in Coal* — U.S. Bureau of Mines — n.º 8301 (1955).

Sessão — dia 01/08/77

“CARVÃO MINERAL NACIONAL NÃO COQUEIFICÁVEL
EM FORNO ELÉTRICO DE REDUÇÃO”

Engenheiros:

GETÚLIO MATIAS RIBEIRO

Engenheiro de Minas e Metalurgista

Rio Doce Engenharia e Planejamento S/A

— RDEP — BH.

ROGÉRIO DA ROCHA

RONALDO XAVIER MOREIRA

Engenheiro Metalurgista

Rio Doce Engenharia e Planejamento S/A

— RDEP — BH.

RESUMO

O uso de carvão mineral não coqueificável, como redutor em Forno Elétrico de Redução, é analisado, diante dos cálculos de leito de fusão, balanço gasoso e tendo-se, ainda, dados bibliográficos práticos e teóricos.

O minério de ferro granulado é o principal constituinte da carga metálica.

Faz-se uma comparação com outros redutores tradicionais em Siderurgia, e uma análise global desta nova opção de produzir gusa.

Dependendo de testes em escala piloto utilizando este redutor, as conclusões apresentadas indicam ótimas perspectivas dentro da eletro-siderurgia atual brasileira.

1 — INTRODUÇÃO

A tendência que se verifica, até o presente, na Siderurgia brasileira é de se adotar unidades produtivas de grande capacidade na área de redução isto é, grandes altos-fornos a coque.

Conseqüentemente, exigem-se melhores características para as diversas matérias-primas. A produção brasileira de gusa à base de coque de carvão importado foi de 48% em 1975 (3,4 milhões de toneladas) e 53% (4,0 milhões de toneladas) em 1976, segundo o IBS.

A evasão de divisas e a situação de instabilidade produtiva por dependência de carvão mineral importado, quase exclusivamente originário dos EUA, são os principais efeitos negativos nesta atual tendência nacional da siderurgia.

O carvão americano, que custava US\$ 28,00/t, em janeiro de 1973, passou a valer US\$ 61,00/t, em janeiro de 1977, o que significa um crescimento no preço de 218%.

Hoje, quando se reavalia a estratégia da ampliação de produção siderúrgica nacional, diante da crise do petróleo que trouxe reflexos consideráveis na economia mundial e especialmente nos segmentos industriais que utilizam intensamente fontes de energia, deve-se considerar o emprego de matérias-primas e recursos energéticos nacionais.

Assim, já que o processo de forno elétrico de redução tem atualmente sua economicidade comprovada industrialmente, e poderá integrar módulos de mini-siderúrgicas, acoplado-se à redução direta, fornos elétricos a arco

e/ou conversores LD, neste trabalho mostra-se a sua viabilidade, utilizando 100% de carvão mineral nacional não coqueificável e minério de ferro granulado.

Naturalmente, os números encontrados deverão ser confirmados por testes em escala piloto.

Sobre a energia elétrica, informa-se que já está criada a Comissão Interministerial, sob coordenação do Ministério das Minas e Energia, através da Resolução 57/76 do Consider, para estudo da tarifa preferencial de energia elétrica para forno elétrico de redução.

2 — CONSIDERAÇÕES INICIAIS

Em adição à vantagem de desvinculação do exterior para abastecimento da matéria-prima para redutores e a conseqüente redução na evasão de divisas, deve-se mencionar, também, a utilização do minério de ferro granulado, cuja disponibilidade e produção é cada vez maior, em conseqüência do largo consumo de sinter feed pelas siderúrgicas nacionais de grande porte e da grande demanda do mercado externo. Prevê-se, inclusive, uma igualdade de preços destes 2 tipos de minério. Os alto-fornistas das grandes empresas não mais pretendem utilizar minério granulado para produção de gusa, com exceção da Acesita e Mannesmann.

Os redutores tradicionais na siderurgia brasileira são o coque e o carvão vegetal. Em pequena escala aparecem o carvão mineral e o gás natural para os processos de redução direta na Aços Finos Piratini e Usiba, respectivamente.

As reservas nacionais principais de carvão mineral não coqueificável encontram-se nos estados do Rio Grande do Sul e do Paraná, e são apresentadas nas Tabelas I e II.

As reservas do Rio Grande do Sul, contudo, reúnem melhores condições de suprir as instalações a que este trabalho se propõe, pelos seus volumes e por suas características redutoras.

A tabela III mostra a análise química imediata das principais jazidas riograndenses.

Diante das produções de gusa e consumos de carvão vegetal e coque previstos para o período de 1977 a 1986, conclui-se que os números previstos de reflorestamento e importação de carvão mineral são vultosos. Isto seria amenizado com o emprego de carvão mineral nacional não coqueificável em FER.

Tabela I — Reservas de carvão mineral não coqueificável no rio Grande do Sul
Unidade: 1.000t.

Localização	Reservas		
	Medida e indicada	Inferida	Total
Candiota (b)	1.265.000	6.736.000	8.001.000
Hulha Negra (a)	10.000	90.000	100.000
São Sepé (a)	3.500	3.500	7.000
Iruí (a)	109.000	221.000	330.000
Leão-Butiá (b)	40.000	600.000	640.000
Charqueadas (b)	997.000	63.000	1.060.000
Gravataí (a)	12.000	3.000	15.000
Total	2.436.500	7.716.500	10.153.000

Fontes: (a) MME — DNPM — Boletim n.º 6 — Perfil Analítico do Carvão
Gutemberg Fernandes Soares de Souza - 1973; (b) CPRM e CRM - 1977

Tabela II — Reservas de carvão mineral não coqueificável no Paraná
Unidade: 1.000t.

Localização	Reservas		
	Medida e indicada	Inferida	Total
Rio Tibagi (a)	5.800	—	5.800
Rio do Peixe (b)	40.000	—	40.000
Ibaité (a)	150	1.233	1.383
Wenceslau Braz (a)	—	90	90
Barbosas (a)	180	420	600
Total	46.130	1.743	47.873

Fontes: (a) MME — DNPM — Boletim n.º 6 — Perfil Analítico do Carvão
Gutemberg Fernandes Soares de Souza - 1973; (b) CRPM e CRM - 1977

Tabela III — Análise química imediata do carvão das principais jazidas Rio-Grandenses
Unidade: Percentagem

Localização	Cinzas	M. Volat.	C. Fixo	S	H ₂ O	Poder Calorífico Superior (Kcal/kg)
Charqueadas	57,0	20,6	11,4	0,5	7,2	3.100
Candiota	56,0	20,8	23,2	2,0	10,2	2.970
Iruí	38,2	24,4	37,4	0,3	7,5	4.200
Leão-Butiá	47,0	22,4	30,5	1,7	10,9	3.732

Fontes: COPELMI, CRM e PIRATINI

Segundo a Siderbrás⁽⁶⁾, o consumo de carvão coqueificável importado no Brasil deverá quadruplicar nos próximos 10 anos, passando de 3,4 para 13,1 milhões de toneladas, estimando-se uma participação de 20% de carvão nacional na mistura, conforme tabela abaixo:

Tabela IV — Projeção do Consumo de Carvão Importado para a Siderurgia Brasileira
Unidade: 10⁶t.

Ano	1977	1978	1979	1980	1981	1982	1983	1984	1985	1986
Quantidade	3,44	4,08	4,43	5,20	6,17	8,58	10,3	11,05	12,40	13,10

Fonte: SIDERBRÁS

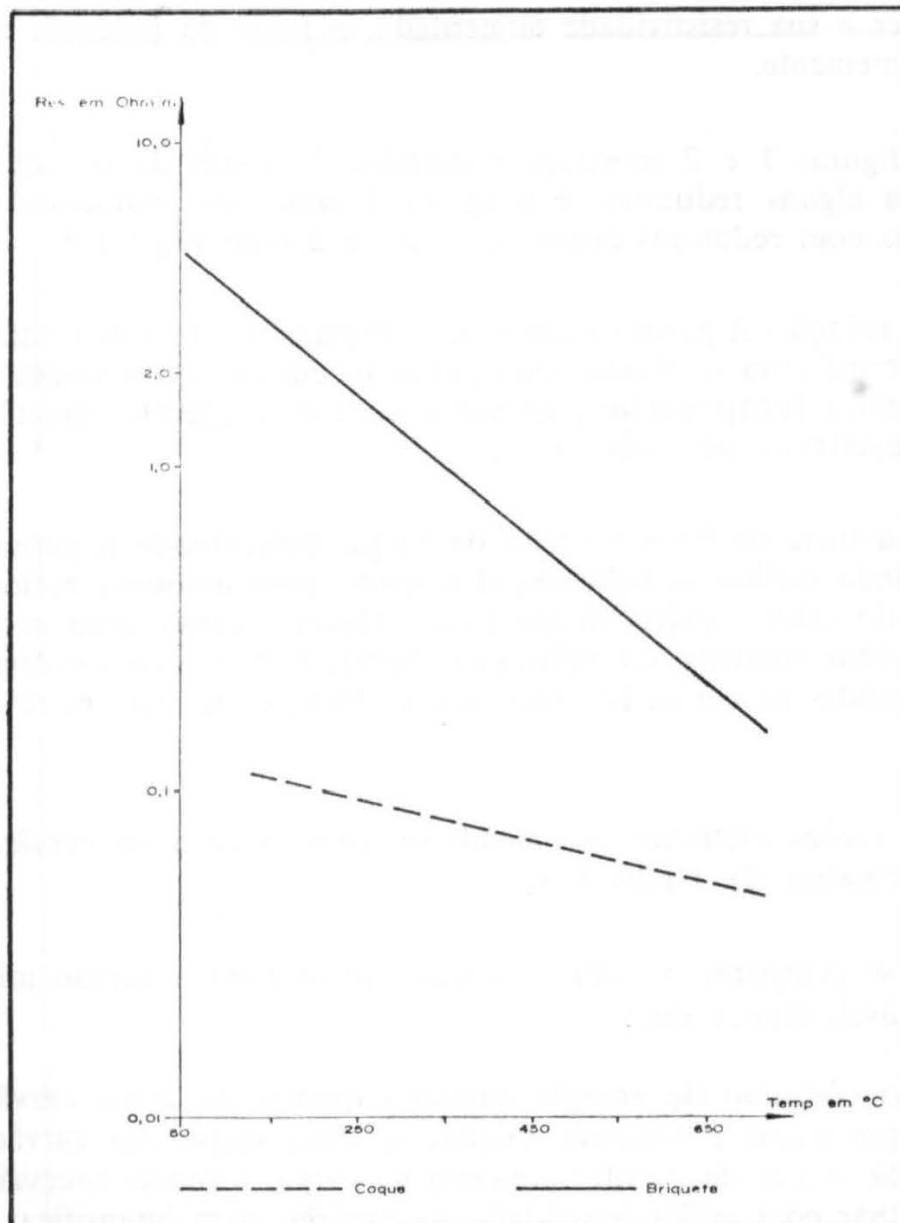
Considerando-se um preço de US\$ 61,00 por t de carvão importado, a evasão de divisas em 1986, com a importação de carvão mineral, será de 799 milhões de dólares.

3 — OPERAÇÃO DO FER

Sabe-se que a produção do forno elétrico de redução, dentro de certos limites, é função direta do fator de potência e varia inversamente ao consumo específico de energia. Eis a relação.

$$P = K \frac{\cos \phi}{A}$$

FIGURA 1 - RESISTIVIDADE ELÉTRICA DO COQUE E DO BRIQUETE DE FINO DE COQUE EM FUNÇÃO DA TEMPERATURA



onde K é uma constante que engloba a potência aparente do transformador, o número de dias em produção e o coeficiente de utilização da capacidade do transformador.

O fator de potência varia no mesmo sentido da resistência útil do forno (resistência daquela parte da carga do forno onde a passagem de corrente vai produzir o calor útil).

Então, para uma profundidade determinada dos eletrodos, se uma carga tiver a sua resistividade aumentada, o fator de potência elevar-se-á conseqüentemente.

As figuras 1 e 2 mostram resultados de testes de resistividade elétrica para alguns redutores, e a figura 3 indica os resultados de cargas compostas com redutores distintos, coque e carvão vegetal ⁽⁵⁾.

Em relação à granulometria, a Figura 4 mostra resultados de testes e confirma os dados de operação com carvão vegetal. Para uma mesma temperatura, quanto menor a granulometria, maior será a resistividade elétrica ⁽⁵⁾.

A ausência de finos no leito de carga, aumentando a permeabilidade e permitindo melhor distribuição dos gases, proporcionará maior aproveitamento do calor sensível destes gases. Haverá, então, uma economia de carbono pelo aumento da redução indireta, e não mais ocorrerão zonas superaquecidas na carga. Isto favorece a obtenção de maiores resistividades elétricas.

Por razões elétricas, recomenda-se, para o caso de carvão mineral, a granulometria de 10-20 mm.

Ao se comparar os redutores tradicionais com o carvão mineral não coqueificável, tem-se que:

- o consumo de energia aumenta quando se troca carvão vegetal por coque e, também, quando se troca coque por carvão mineral. Se o teor de enxofre aumenta na carga, torna-se necessário trabalhar com maior basicidade na escória, para intensificar a dessulfuração;
- a produção cresce quando se troca coque por carvão mineral e, também, carvão mineral por carvão vegetal. Isto acontece pelo aumento da resistividade elétrica e, conseqüentemente, do fator de potência.

A operação do forno elétrico de redução utilizando carvão mineral exigirá um volume de escória mais elevado, comparado a números tradicionais.

A resistividade elétrica e, conseqüentemente, o fator de potência dependem diretamente do volume de escória e variam no mesmo sentido.

FIGURA 2 - RESISTIVIDADE ELÉTRICA DO ANTRACITO, CARVÃO MINERAL E CARVÃO VEGETAL EM FUNÇÃO DA TEMPERATURA

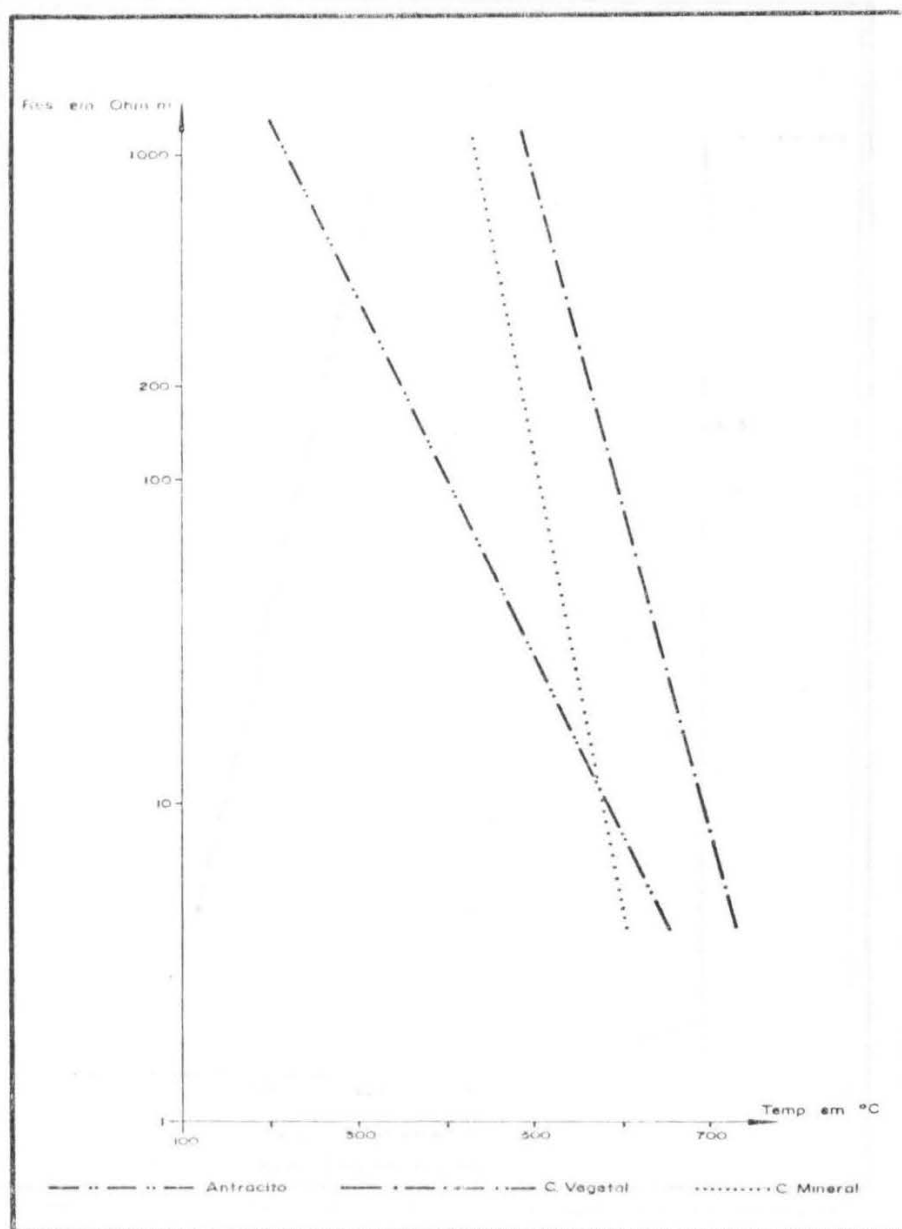


FIGURA 3 - COMPARAÇÃO DAS RESISTIVIDADES ELÉTRICAS EM FUNÇÃO DA TEMPERATURA DE DUAS CARGAS UMA COMPOSTA COM COQUE E OUTRA COM CARVÃO VEGETAL

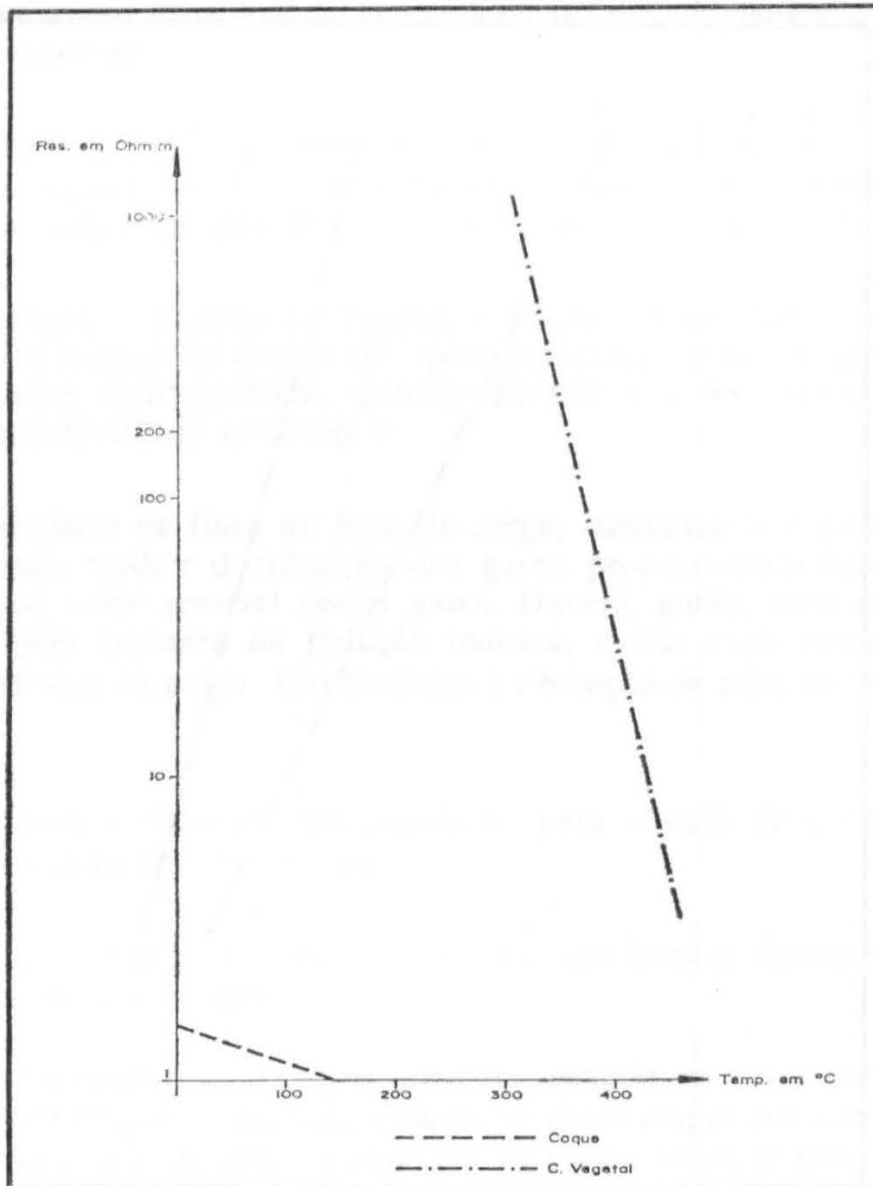
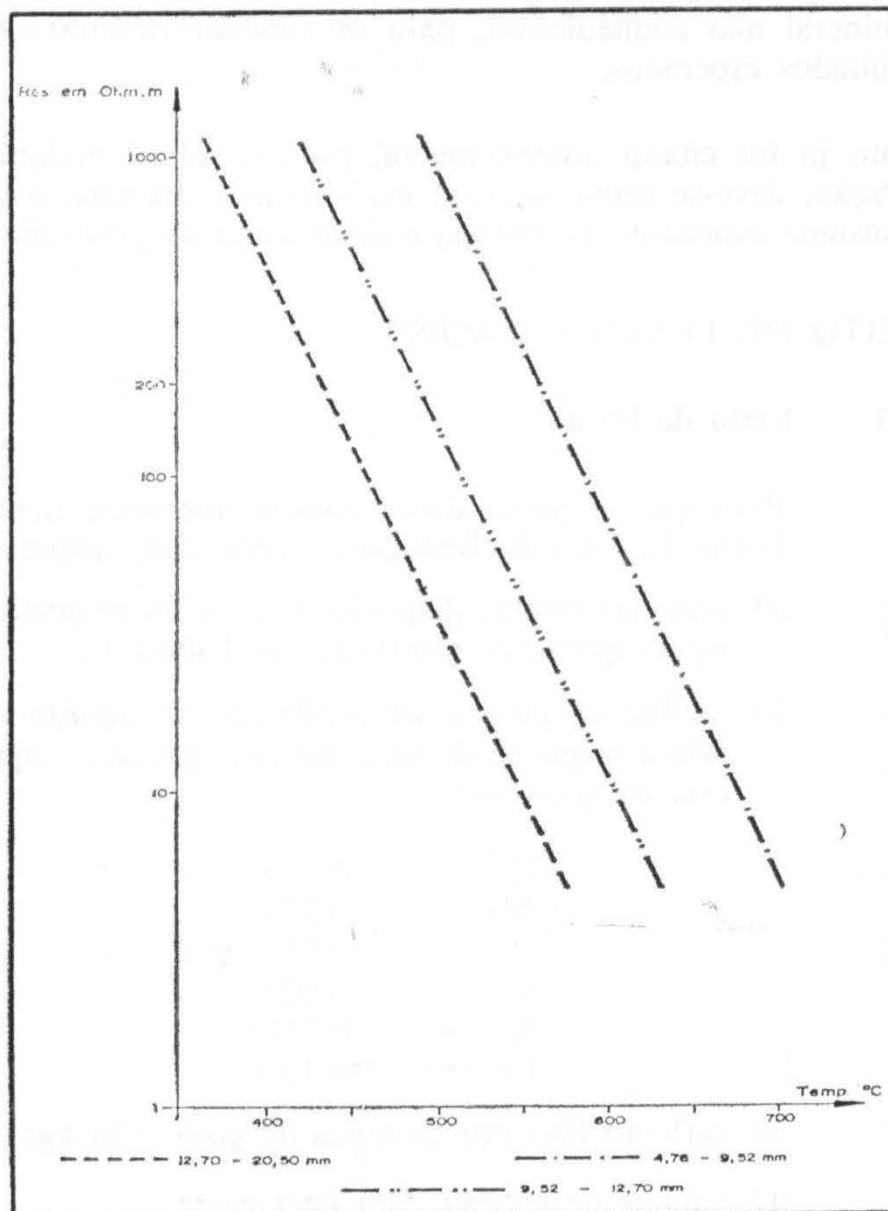


FIGURA 4 - COMPARAÇÃO ENTRE AS RESISTIVIDADES ELÉTRICAS, EM FUNÇÃO DE TEMPERATURA, DE CARVÃO VEGETAL, EM TRÊS GRANULOMETRIAS



Por outro lado, o aumento no volume de escória provoca maior consumo específico de energia. Na prática, observa-se que, em alguns casos, este aumento no volume de escória leva a maiores produções, porque sua influência na expressão.

$$P = K \frac{\cos \varnothing}{A}, \text{ é maior no } \cos \varnothing,$$

através da resistividade elétrica, do que no consumo específico de energia, A.

Cabe aqui, lembrar a necessidade de testes pilotos com 100% de carvão mineral não coqueificável, para se concluir definitivamente sobre estes resultados esperados.

Como já foi citado anteriormente, para se obter maiores taxas de dessulfuração, deve-se trabalhar com escórias mais básicas, o que implica maior consumo específico de energia e decréscimo de produção.

4 — LEITO DE FUSÃO E GASES

4.1 — Leito de Fusão

Para que se possa dosar convenientemente uma carga em Forno Elétrico de Redução, é necessário dispor dos dados:

- a) matérias-primas disponíveis, com as respectivas composições químicas, mostradas na Tabela V;
- b) análise do gusa a ser produzido, de acordo com a finalidade a que se destina. No caso presente, optou-se para esta composição:

C	=	4,1%
Mn	=	0,7%
P	=	0,15% (máx.)
S	=	0,02%
Si	=	0,7%
Fe	=	94,33%

- c) carbono fixo por tonelada de gusa, 330 kg;
- d) volume de escória, 500 kg/t gusa;
- e) relação da basicidade, $\text{CaO/SiO}_2 = 1,2$

Este leito de fusão foi calculado considerando a disponibilidade das matérias-primas escolhidas, e que o carbono fixo dependerá do tipo de redutor, qualidade da matéria-prima e composição do gusa desejado.

Tabela V — Análise Química dos Materiais

Componentes Materiais	H ₂ O	Fe	Mn	P	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	BaO	C
	Hematita	1,9	68,31		0,075		0,84	0,84		0,11	1,02
Minério Manganês		16,36	38,42	0,27		8,5	2,11	0,09	6,65		
Escória FER		1,56	3,41		0,104	32,52	15,24	39,02	8,42		
Escória Aciaria		19,38	6,43	0,645		14,62	3,14	38,78	0,15		
Quartzito	1,0	2,78				95,19	1,67	0,21			76,0
Carvão Vegetal	8,0				0,07				14,13		
Cinzas Carv. Vegetal		1,72	1,15	2,0	1,0	10,9	13,38	34,72			47,0
Carvão Min. não Coq.	10,0				0,32						
Cinzas do C. Min. não Coq.						59,0	28,0	3,8	1,0		
Calcário				0,031		0,30	0,16	54,0	0,38		
Dolomito						1,0	1,0	30,0	20,0		
	M. V.	Cinzas	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅						
Hematita											
Minério Manganês											
Escória FER											
Escória Aciaria											
Quartzito											
Carvão Vegetal	20,0	3,93									
Cinzas Carv. Vegetal			11,0	2,0							
Carvão Min. não Coq.	33,0	19,68									
Cinzas do C. Min. não Coq.			2,5	0,6	0,1						
Calcário											
Dolomito											

Considerando uma Usina com Redução e Aciaria, poder-se-ia utilizar escória da fabricação do aço na carga do FER, em substituição, parcial ou total, ao calcário e dolomito, com diminuição do consumo de energia e do custo da tonelada de gusa.

A carga do Forno Elétrico de Redução, para produzir 1t de gusa, com minério de ferro granulado, carvão mineral não coqueificável como redutor e calcário e dolomito como fundentes (supondo-se não dispor da escória de aciaria), seria:

Hematita:	1.400 kg
Calcário:	150 kg
Dolomito:	50 kg
Minério Mn:	20 kg
Carvão Mineral:	780 kg (peneirado)

Aliás, o FER possui maior flexibilidade operacional, em relação ao alto forno, no que diz respeito a cargas metálicas. Esse fato é explicado por ter o FER baixos volumes de gases gerados e grandes seções transversais, diminuindo, assim, a importância da permeabilidade da carga.

Para o nível de produção em análise, 260.000 t gusa/ano, o consumo de carvão mineral não coqueificável é estimado em 225.000 t/ano. Para um rendimento de 30% teríamos um consumo anual de 750.000 t de r.o.m..

4.2 — Gases

Como produtos da operação em FER, além do gusa, tem-se os gases com alto poder calorífico, e a escória utilizada como fundente no próprio forno, depois de beneficiada.

Portanto, pela importância destes gases, até como fonte redutora, dá-se aqui, ênfase aos cálculos de seu volume produzido e de sua composição ao sair do forno.

A partir das análises químicas do carvão mineral empregado como redutor e dos seus materiais voláteis, procedeu-se aos cálculos do volume gasoso gerado por calcário e dolomito, da densidade e volume dos materiais voláteis, e do volume de gás gerado pelas reações de redução, numa sequência assim obedecida:

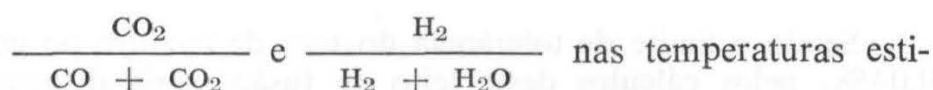
- a) volume de CO_2 gerado na decomposição dos carbonatos:

$$V_{\text{CO}_2} = 32,4 \text{ Nm}^3 \text{ (calcário)} + 11,3 \text{ Nm}^3 \text{ (dolomito)}$$

$$V_{\text{CO}_2} = 43,7 \text{ Nm}^3$$
- b) Densidade dos voláteis

$$d = 0,58 \text{ kg/Nm}^3$$

- c) Volume dos Materiais Voláteis
 $V_{M.V.} = 400 \text{ Nm}^3 / \text{t gusa}$
- d) Distribuição dos volumes parciais em função da composição química
- e) Pelas relações estequiométricas nas reações do Carbono fixo com os óxidos, e tomando-se as relações de equilíbrio:



madadas de equilíbrio destes gases, para o caso específico de carvão mineral não coqueificável em FER, determina-se o volume gasoso de CO e CO₂ produzido pelas reações de redução.

- f) Volume total de H₂ no gás, considerando a umidade do redutor
 $V_{\text{H}_2} = 192 \text{ Nm}_3$

- g) Composição Final do Gás

<i>componente</i>	<i>Nm³</i>	<i>%</i>
CO	642,6	65,5
CO ₂	22,6	2,3
H ₂	192,0	19,6
CnHm	4,8	0,5
CH ₄	85,2	8,7
N ₂	33,6	3,4
	980,8	100,0

Este gás produzido em FER, além do seu grande potencial, redutor, principalmente para uso em Redução Direta, após reforma, possui um poder calorífico superior de cerca de 3.270 Kcal/Nm³, que o indica como razoável fonte térmica para consumo em outras áreas da fábrica.

5 — DESSULFURAÇÃO

Para aumentar a produtividade em gusa, a tendência é diminuir o volume de escória e o índice de basicidade. O gusa obtido, nestas condições, efetivamente terá maior teor de enxofre.

Técnica e economicamente, achamos mais vantajoso, ao invés de se tomar qualquer medida metalúrgica no aparelho de redução, adotar-se um tratamento intermediário do gusa antes da aciaria, um sistema de dessulfuração, como, por exemplo, carbureto de cálcio.

Silveira e Hahne ⁽³⁾ mostram a dependência das relações $\frac{(S)}{[S]}$ com a basicidade da escória em FER.

Para se determinar o teor de S no gusa, 0,03%, não foi considerado que, no enxofre total carregado no forno elétrico de redução, uma larga parcela sairia nos gases.

Sendo o limite de tolerância do teor de enxofre no gusa em torno de 0,04%, pelos cálculos deste leito de fusão, seria dispensável este tratamento intermediário. Contudo, para assegurar o processo com este redutor, estabeleceu-se a estação de dessulfuração com um consumo médio de CaC_2 de 5 kg/t gusa.

Resumindo, a tabela VI apresenta dados provenientes dos cálculos acima e ainda indica o fator de potência considerado para cada um dos dois tipos de redutor.

Com relação a Forno Elétrico de Redução a Carvão Vegetal, indicam-se somente os números, não cabendo aqui, cálculos a respeito.

6 — CUSTO DO GUSA

Foram tomadas as seguintes parcelas principais na formação do custo do gusa:

- matérias-primas;
- energia elétrica e água;
- mão-de-obra;
- diversos, compreendendo: camisas e pasta de eletrodos, refratários, utilidades, laboratório de análise química, reparo e manutenção, serviço térmico e despesas gerais da usina;
- crédito de gás;
- custo do capital.

Aventou-se um nível de produção de 260.000 toneladas/ano e as fábricas localizadas junto às fontes de redutores. No caso de gusa produzido a partir de carvão mineral não coqueificável, é necessário acrescentar o custo da dessulfuração. Foram feitos cálculos considerando-se o carvão mineral com e sem subsídio.

As tabelas VIII, IX e X mostram, em detalhes, os custos de produção e da dessulfuração (se for necessário) para os redutores empregados.

FIGURA 5 - RELAÇÃO TAXA DE DESSULFURAÇÃO
 X
 % S NO GUSA

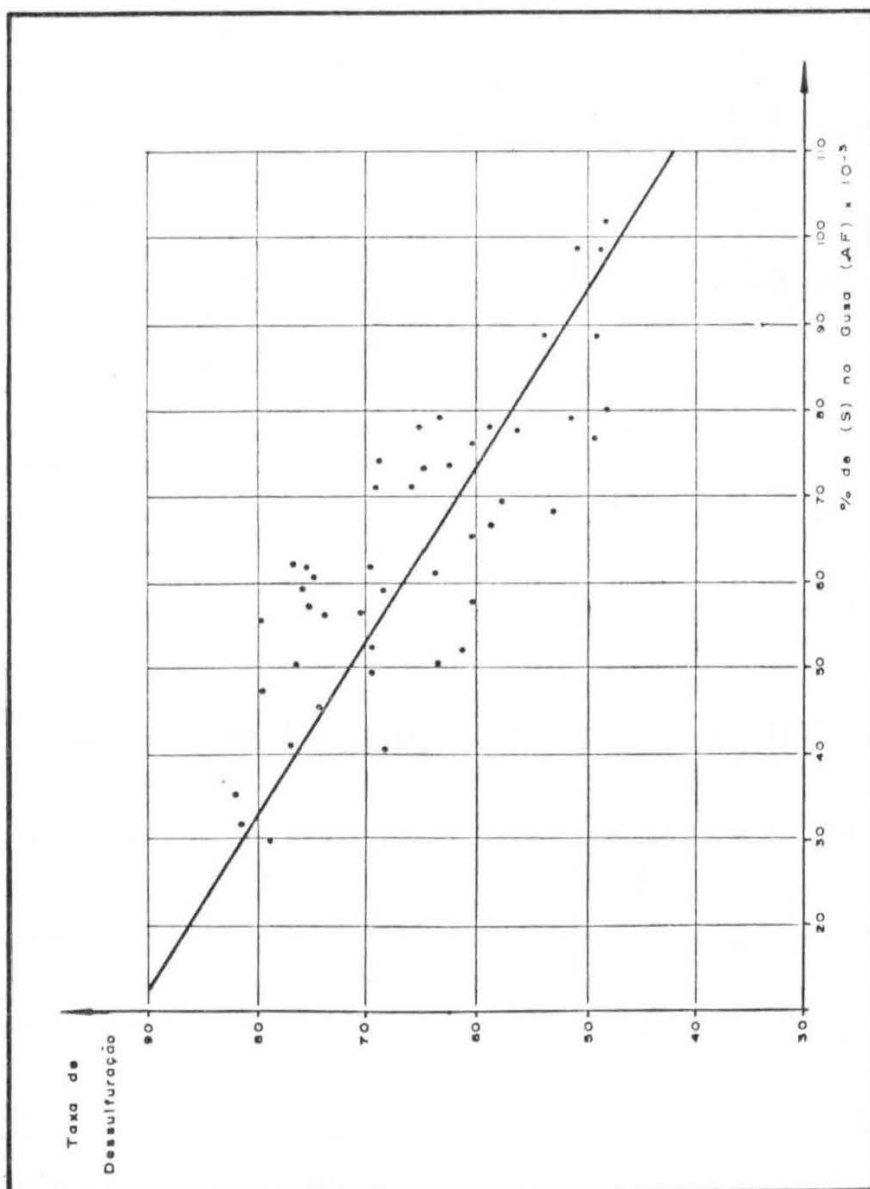


Tabela VI — Números Característicos de FER com 2 tipos de Redutores

Discriminação	Unidade	Carvão Vegetal	Carvão Mineral
Hematita	Kg/t. gusa	1.400	1.400
Calcário	Kg/t. gusa	—	150
Dolomito	Kg/t. gusa	—	50
Escória FER	Kg/t. gusa	380	300
Minério Manganês	Kg/t. gusa	20	20
Redutor	Kg/t. gusa	450	780
Basicidade da Escória (CaO)	—	1,20	1,17
SiO ₂			
Energia Elétrica	Kwh/t. gusa	2.000	2.200
Fator de Potência	—	0,85	0,78
Produção	t/ano	260.000	260.000
N.º de Fornos	—	2	2
Potência de cada Forno	MVA	40	45
Produtos	Gusa	t	1,0
	Escória	Kg/t. gusa	400
	Gases	Nm ³ / gusa	630

Fonte: R D E P

A tabela VII contém uma síntese para os diversos casos.

Tabela VII — Síntese dos Custos do Gusa para as várias Situações

Redutores	Custos (Cr\$/t.g.)	Índices
Carvão Vegetal	1.147,00	100,0
Carvão Mineral não Coqueificável		
com subsídio	1.054,00	92,0
sem subsídio	1.367,00	119,0
com subsídio + dessulfuração	1.147,00	100,0
sem subsídio + dessulfuração	1.460,00	127,0

Há a possibilidade de ser gerada energia termoelétrica e ser vendida subsidiada. No caso de se subsidiar a energia elétrica ao invés do carvão mineral, seria necessário um percentual de subsídio de 57,6% para que

o custo do gusa de carvão mineral fosse igual ao custo do gusa à base de carvão vegetal, não se considerando a dessulfuração. Se a considerarmos, o subsídio seria da ordem de 81,9%. Deve-se ressaltar que foi tomado um preço de 0,174 Cr\$/kwh.

Tabela VIII — Custo da Produção da Tonelada de Gusa em Forno Elétrico de Redução
Redutor: Carvão Vegetal —
Capacidade: 260.000 t/ano.

Componentes do Custo	Unidades	Coeficiente Técnico Unid./t. Gusa	Preço CIF Cr\$/Unidade	Custos	
				Cr\$	%
1. Minério de Ferro	t	1,400	140,0	196,00	17,1
2. Minério de Manganês	t	0,020	318,0	6,36	0,5
3. Calcário	t	—	120,0	—	—
4. Quartzito	t	—	82,0	—	—
5. Escória de FER	t	0,380	30,0	11,40	1,0
6. Carvão Vegetal	t	0,517*	600,0	310,02	27,0
SUB-TOTAL (1-6)				523,78	45,6
7. Água	m ³	40	1,0	40,0	3,5
8. Energia Elétrica	Kwh	2000	0,174	348,0	30,3
9. Mão-de-Obra (direta + indireta inclusive E. Sociais)	—	—	—	50,00	4,4
10. Custos Diversos	—	—	—	60,7	5,3
11. Crédito de Gás	Gcal	1,7	60,0	(102,00)	(8,9)
SUB-TOTAL (1-11)				920,48	80,2
12. Custo do Capital (16%)	—	—	—	226,00	19,8
13. CUSTO TOTAL				1.146,48	100,00

* inclusive perdas (finos)

Tabela IX — Custo da Produção da Tonelada de Gusa em Forno Elétrico de Redução
Redutor: Carvão Mineral não Coqueificável — CAP: 260.000 t/ano.

Componentes do Custo	Unidades	Coef. Técnico Unid./t. Gusa	Preço CIF Cr\$/Unid.	Custos			
				Com Subsídio		Sem Subsídio	
				Cr\$/t. gusa	%	Cr\$/t. gusa	%
1. Minério de Ferro	t	1,400	234,00	327,60	31,1	327,60	24,0
2. Minério de Manganês	t	0,020	318,00	6,36	0,6	6,36	0,5
3. Calcário	t	0,150	350,00	52,50	5,0	52,50	3,8
4. Dolomito	t	0,050	390,00	19,50	1,9	19,50	1,4
5. Escória de FER	t	0,300	30,00	9,00	0,8	9,00	0,7
6. Carvão							
Com Subsídio	t	0,870	43,00	37,41	3,5	—	—
Sem Subsídio	t	0,870	403,00	—	—	350,61	25,6
Sub-Total (1-6)	—	—	—	452,37	42,9	765,57	56,0
7. Água	m ³	40	1,00	40,00	3,8	40,0	2,9
8. Energia Elétrica	Kwh	2200	0,174	382,80	36,4	382,8	28,0
9. Mão-de-Obra (direta + indireta inclusive E. Sociais)	—	—	—	50,0	4,7	50,0	3,6
10. Custos Diversos	—	—	—	93,72	8,9	93,72	6,9
11. Crédito de Gás	Gcal	3,2	60,0	(192,00)	(18,2)	(192,00)	(14)
Sub-Total (1-11)	—	—	—	826,89	78,5	1.140,09	83,4
12. Custo do Capital (16%)	—	—	—	227,00	21,5	227,00	16,6
13. CUSTO TOTAL	—	—	—	1.053,89	100,0	1.367,09	100,0

Fonte: R D E P

1 U.S.S\$ = 13,00

Tabela X — Custo da Dessulfuração da Tonelada de Gusa
Redutor: Carvão Mineral não Coqueificável

Componentes do Custo	Unidades	Coeficientes Técnicos Unid./t. Gusa	Preço CIF Cr\$/ Un- idade	Custo	
				Cr\$/t. Gusa	%
1. Carboneto de Cálcio	Kg	4,5	17,0	76,50	82,4
2. Diversos (N ₂ , Lanças, Energia Elétrica, etc)	—	—	—	15,00	16,5
3. Mão-de-Obra Direta	—	—	—	0,83	0,9
4. Custo do Capital (16%)	—	—	—	0,50	0,2
Total	—	—	—	92,83	100,0

Fonte: R D E P

7 — CONCLUSÕES

De acordo com o que foi desenvolvido neste relatório, conclui-se que:

- a) O carvão mineral não coqueificável no Brasil teria grandes reservas para o fim a que se propõe.
- b) O custo do gusa no FER com carvão mineral não coqueificável subsidiado é de Cr\$ 1.054,00/t e menor do que com carvão vegetal, Cr\$ 1.147,00/t, nas regiões consideradas, isto é, Rio Grande do Sul e Minas Gerais.
- c) A produção de gusa em FER a carvão mineral não coqueificável torna-se, diante dos números apresentados, uma excelente opção para a atual conjuntura nacional, com sensível economia de divisas.

OBERSVAÇÃO IMPORTANTE:

Os autores esclarecem que o trabalho representa suas posições e idéias pessoais. Não significam portanto, o ponto de vista de empresa.

AGRADECIMENTO

Os autores agradecem a Diretoria da RDEP a autorização concedida para publicação deste trabalho.

BIBLIOGRAFIA

- (1) RDEP — Aelatórios Internos — abril, 1977.
- (2) Ferreira, J.V., Melo, M.A.L. de — *A Produção de Gusa em Fornos Elétricos de Redução Baseado a Coque Fabricado com 100% de Carvão Mineral Brasileiro*. 1976.
- (3) Silveira, R.C. da, Hahne, H. — *Contribuição a Dessulfuração na Produção de Gusa em FER*. XXV Congresso ABM, Porto Alegre, RS, junho, 1970.
- (4) Pinto G. da S., e colaboradores — *Estação de Dessulfuração da Usiminas*. XXIX Congresso Anual da ABM — Porto Alegre, RS, julho, 1974.
- (5) Silveira, R.C. da — *Fornos Elétricos de Redução*. Depto. Engenharia Metalúrgica, EEUFMG, 2.^a edição.
- (6) Ferreira, J.V. e colaboradores — *Política e Tendência de Imortação de Carvão Coqueificável*. Simpósio Anual COMIN/COMAP, Salvador, BA, 1977.
- (7) Silveira, R.C. da — *Contatos pessoais*.

Sessão — dia 01/08/77

**“CONTRIBUIÇÃO DA MINERAÇÃO DE CARVÃO NO
ABASTECIMENTO ENERGÉTICO”**

Professor:
WILDOR THEODORO HENNIES

Professor Livre-Docente — Dr. Eng.º do
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS
DA ESCOLA POLITÉCNICA DA UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO —
EPUSP

Engenheiro:
OLIMPIO RIBEIRO SALGADO

Eng.º da PAULO ABIB ANDERY S/A
& EIM-ENGENHARIA PARA A INDÚSTRIA MINERAL S/A

56

SUMÁRIO

1. Introdução
2. Considerações gerais sobre o quadro energético
3. Situação do Carvão no Brasil
4. Utilizações do carvão mineral
5. Abastecimento de carvão no futuro
6. Rentabilidade da produção de carvão
7. Conclusões
Bibliografia

1. — INTRODUÇÃO

Por volta de 1960, as principais nações produtoras de carvão mineral já advertiam seus governos dos perigos que poderiam advir em se considerar que os preços internacionais do petróleo fossem sempre baixos e que o seu suprimento fosse sempre abundante. Já nesta época era previsível o impacto que o mundo iria sentir tanto pelo crescimento das necessidades de energia quanto pelo desejo das nações produtoras de petróleo de controlarem seus recursos naturais. Portanto, a diminuição ou mesmo encerramento da produção de carvão, nesta oportunidade, era uma atitude estratégica de curta visão, apesar do setor as vezes deficitário. Assim, também o Brasil veio mantendo a produção de carvão de modo não muito intensivo.

No final do ano de 1973, a elevação dramática dos preços do petróleo pela OPEP (Organização dos Países Exportadores de Petróleo) fez com que o mundo assistisse a chamada crise do abastecimento de Petróleo.

Como decorrência quase imediata desta crise, o mundo se subdividiu e deu origem a novas ordenações. O terceiro mundo, sob a alegação de que as nações industrializadas vem explorando por séculos as reservas mais ricas dos recursos minerais dos chamados países subdesenvolvidos, a fim de propiciar seu próprio desenvolvimento, procurou modificar esta situação. Com isso, os países em desenvolvimento, principalmente o "Grupo dos 77" da ONU (o qual atualmente aumentou para 108) nas suas subcomissões da UNTAC e UNIDO vem tentando estabelecer, de forma programática, uma nova Organização Econômica Mundial, dando origem ao chamado diálogo Norte-Sul.

Exemplos das exigências do "Programa Integrado de Recursos Minerais" são:

- 1 — Nacionalização progressiva das jazidas minerais que estão em posse estrangeira até a desapropriação;
- 2 — Interrelacionamento de preço das matérias primas pelos preços dos produtos acabados delas elaborados nos países industrializados (Indexação);
- 3 — Formação de depósitos de estoque de matérias primas minerais por financiamento internacional;

- 4 — Garantia de fatias de mercado de matérias primas minerais dos países exportadores pelos países importadores.

Dentro deste contexto político atual das matérias primas minerais, verificou-se que no prazo de alguns meses, o carvão mineral, o combustível esquecido, experimentou uma atenção especial e despertou um interesse a partir deste momento.

Vejam os pois, a situação mundial do abastecimento de energia, no mundo e em particular no Brasil.

2. — CONSIDERAÇÕES GERAIS SOBRE O QUADRO ENERGÉTICO

A visualização do quadro mundial de abastecimento de energia primária, na atualidade, pode ser feito em termos de consumo e produção desta energia. Assim, a Figura 1, mostra de forma sintética os principais centros de consumo e produção no ano de 1972. A unidade de comparação usada foi a de milhões de toneladas equivalentes de carvão mineral. Este quadro mostra de modo expressivo a quem o aumento de preços favoreceu que são os grandes produtores de energia e a quem ele atingiu que são os grandes consumidores. Assim em termos de produção, temos:

- | | | |
|-------------------------|---|---|
| 1 — Grande excesso | : | Norte da África e Oriente Médio |
| 2 — Médio excesso | : | Américas Central e do Sul |
| 3 — Relativo equilíbrio | : | Ásia, Bloco Oriental, Austrália e África do Sul |
| 4 — Média deficiência | : | Américas do Norte e Japão |
| 5 — Grande deficiência | : | Europa Ocidental |

A análise da relação entre reservas e consumo dos combustíveis fósseis mostra certas peculiaridades próprias destes bens não renováveis. Assim, a Figura 2 procura sintetizar as reservas de carvão, gás natural e petróleo e seu consumo durante o ano de 1973 em termos de toneladas equivalentes de carvão mineral no mundo. Deste quadro, verifica-se que o petróleo e gás natural perfazendo apenas cerca de 10% das reservas participam em níveis de 68% no consumo mundial. Disto, conclui-se facilmente que o petróleo e o gás natural são necessariamente combustíveis escassos e caros a longo prazo. Por outro lado, das quase 11 trilhões de toneladas de EC (Equivalentes de Carvão Mineral) de reservas, 90% correspondem a carvão mineral que participam com apenas 32% das 7,5 bilhões de toneladas EC consumidas no mundo no ano de 1973.

A análise da situação brasileira destes mesmos aspectos difere pouco quanto às reservas como o ilustra a Figura 3, onde os mesmos dados de

reserva e consumo são apresentados com relação ao carvão, petróleo e gás natural, apenas as unidades são fornecidas em termos de toneladas equivalentes de petróleo (EP). Quanto às reservas, verifica-se que no Brasil a soma de petróleo e gás atingem 5% do total e restando 95% para o carvão mineral. Ao analisarmos o consumo, vemos que neste caso a participação de petróleo e gás natural entre os combustíveis fósseis se eleva acima de 90%. Disto, facilmente, concluímos que há necessidade em nosso país de um incentivo no sentido de uma maior participação da mineração de carvão para o abastecimento energético do país, onde o carvão mineral deve surgir com uma parcela maior, dentre os combustíveis fósseis, tendo em vista a extensão de suas reservas comparadas com a dos demais combustíveis.

3. — .SITUAÇÃO DO CARVÃO NO BRASIL

No item precedente mostramos que no contexto dos combustíveis fósseis, ou dos bens não renováveis, o Brasil apesar de possuir reservas comparáveis em proporção às mundiais, consome petróleo em proporção exagerada. Um quadro energético mais elaborado onde se incluem, também, os recursos hídricos, bem como os renováveis como lenha, bagaço de cana e carvão vegetal e que em futuro próximo deverá incluir ainda o álcool, é mostrado na Figura 4. Como a parcela de energia hídrica e de bens renováveis ultrapassa praticamente 50% do abastecimento energético, e também, nestes campos vem sendo desenvolvidos esforços para aumento de produção, o Brasil dispõe de alternativas bastante promissoras para a longo prazo diminuir sua importação de bens minerais energéticos em termos percentuais.

As reservas de carvão mineral brasileiras tem sido consideravelmente ampliadas pelos estudos elaborados nos últimos anos. A Tabela da Figura 5 mostra as reservas hoje conhecidas, onde o estado do Rio Grande do Sul continua liderando a nação, seguido pelo de Santa Catarina e o do Paraná. A fim de visualizar melhor em termos quantitativos estas reservas, o mapa da Figura 6 procura mostrar proporcionalmente os depósitos em escala com as suas reservas.

Quanto à produção brasileira de carvão mineral, a Figura 7 traz a curva na última década entre 1963 e 1974, no qual se verifica um relativo aumento no setor.

Se compararmos, no entanto, este crescimento com o crescimento global do consumo de energia no Brasil (como discutiremos mais adiante), veremos que ele foi irrisório e que a participação do carvão no abastecimento energético nacional tem decrescido ano a ano.

4. — UTILIZAÇÕES DO CARVÃO MINERAL

Após a crise do petróleo, e, principalmente, da nova relação de preço com o óleo, um reexame do papel do carvão no contexto da sociedade surgiu. Questões que eram aceitas como verdadeiras ou então extremamente acadêmicas, tais como as reservas mundiais de carvão ou a possibilidade de conversão do carvão em combustíveis líquidos ou gasosos, tomaram um novo significado. As respostas para estas e outras questões foram e são ainda urgentemente procuradas.

Qualquer reexame do carvão deve levar em conta seus dois mercados tradicionais, isto é, o do carvão metalúrgico e o do carvão vapor, respectivamente, para uso na indústria do aço (fabricação de coque ou redução direta) e suprimento de energia térmica. Em ambos mercados não há sinal de qualquer diminuição a longo prazo da demanda de carvão, mas sim para considerável aumento.

Apesar do desenvolvimento paralelo de termoelétricas nucleares prevê-se mundialmente o crescimento do consumo de carvão para a geração de energia. As necessidades de 2.400 milhões de toneladas de EC em 1974 deverão crescer até cerca de 3.800 milhões de toneladas de EC em 1985.

Do mesmo modo, a indústria siderúrgica apesar de melhorar sua tecnologia diminuindo o consumo de coque por tonelada de gusa ("coke rate") deverá consumir cada vez mais carvão em função do seu crescimento, como mostra a Figura 8 em termos mundiais.

A Figura 9 procura mostrar a evolução da situação brasileira quanto ao consumo de carvão metalúrgico pelo crescimento de nossa indústria siderúrgica.

Assim, é que, o nosso consumo de carvão coqueificável que em 1975 foi da ordem de 3 milhões de toneladas deverá atingir de acordo com as previsões governamentais no setor, em 1985, um valor em torno de 18×10^6 t, tendo em vista não só a expansão da indústria siderúrgica como um todo, como também o aumento da participação do forno a coque convencional na produção de gusa.

Mesmo considerando a participação de carvão nacional com 30% desse total, a produção apenas de carvão coqueificável, no Brasil, deverá atingir a casa dos 5,5 milhões de toneladas.

Este valor é pouco menor do que a produção total de carvão no ano de 1975, o que mostra o impulso que deverá ser dado à mineração

desse combustível para satisfazer apenas as necessidades da siderurgia baseada em alto forno a coque.

Além dos mercados tradicionais acima citados, a conversão de carvão não em eletricidade, mas em combustíveis líquidos ou gasosos vem despertando interesse crescente em todo o mundo. Nestes setores, pesquisas intensivas vem sendo realizadas e nos EUA é esperado que por volta de 1985, o uso do carvão para a produção de combustível sintético já seja uma realidade. A gaseificação, liquefação do carvão e a pirólise são as três áreas de processos de utilização avançada de carvão atualmente em desenvolvimento, ou inclusive, com processos já de caráter comercial, como é o caso da gaseificação.

No processo da pirólise, o carvão é submetido a tratamento térmico suave em ausência de ar ou vapor, resultando três produtos: óleos pesados, gás e matéria carbonosa. A pirólise oferece a possibilidade de produzir ambos os produtos (óleo e gás), com inerente flexibilidade que permite uma variação nas proporções das mesmas. Por exemplo, a produção de líquidos pode ser maximizada às expensas do gás.

5. — ABASTECIMENTO DE CARVÃO NO FUTURO

O incremento da produção de carvão é um fato, visto que, o aumento do consumo deste recurso mineral se impõe, pelo próprio desenvolvimento da civilização em sua sede crescente de energia. Assim, na Figura 10 é feita uma projeção da demanda mundial dos principais recursos energéticos, em termos de toneladas de EC.

O quadro correspondente da situação brasileira e sua projeção até 1982 resumindo os principais componentes do setor energético em toneladas de EP é fornecido na Figura 11. Por esse quadro, pode-se ver que já em 1982 as previsões governamentais admitem a elevação da participação do carvão na produção total de energia para 6,5%, o que corresponde a cerca 11 milhões de toneladas equivalentes de petróleo (EP) ou 20 milhões de toneladas de carvão (incluindo o carvão mineral importado).

A expansão ou incremento da produção brasileira de carvão mineral prevê a implantação de unidades mineiras, no período de 1977 até 1985, principalmente para atendimento do plano siderúrgico nacional e adicionalmente para instalação de usinas de gaseificação. Cada unidade com capacidade de produção de 600.000 toneladas prevê um investimento da ordem de 20 milhões de dólares. A previsão de instalação de 17 destas unidades prevê um investimento total de 340 milhões de dólares, resultando uma produção de cerca de 11 milhões de toneladas até 1985 de

carvão pré-lavado (conforme trabalho do eng.^o Luís Carlos Macedo Vieira dos Santos, publicado na Revista Carvão de Pedra n.^{os} 54/55/56).

6. — RENTABILIDADE DA REDUÇÃO DE CARVÃO

O fato decisivo, de que a mineração de carvão sobrevive a longo prazo e ao mesmo tempo é algo rentável, consiste em sua presença até hoje. As condições atuais são mais propícias pela própria crise de energia gerada. As ampliações projetadas são outro fator que falam pela economicidade dos projetos a longo prazo e confiança no futuro. A situação brasileira, quando comparada a média mundial, estabelecendo a relação entre reserva e consumo, que no caso brasileiro é de 13,57 e no mundial de 2,81, faz com que seja de interesse estratégico uma utilização mais intensiva dos recursos próprios em detrimento aos importados.

7. — CONCLUSÕES

Como principais subsídios ao tema abordado, podemos resumir algumas conclusões que nos parecem óbvias; e que são:

- 1 — No quadro energético nacional, o carvão contribue modestamente na produção de energia, apesar de constituir-se em recurso mineral de relativa abundância;
 - 2 — A longo prazo e dentro deste mesmo quadro, o carvão mineral constitui alternativa de grande significado para o abastecimento energético do país;
 - 3 — A conversão de carvão, por processos de utilização avançada do mesmo em desenvolvimento em outras nações, devem ser não só acompanhados, mas também estudados e desenvolvidos em nossos centros com os nossos carvões, a fim de que também neste setor, encontremos uma maior utilização deste recurso.
- ..

BIBLIOGRAFIA

- Erza, D.* — 1976 — The new future for coal — Proceedings of the IX th. World Mining Congress — 12 pg. Fed. Rep. Germ. Dusseldorf.
- Reintges, H. & Kliebhan, H.* — 1976 — Das Berobau Hand-buck — Verlag Glückauf GmbH — Essen — F.R.G. Al.

Medeiros, J.B. — Gaseificação do Carvão Mineral — Possibilidades e Processos em Escala Industrial — Ciclo de Palestras sobre o Carvão — Porto Alegre — 1976.

Siderurgia Latinoamericana — Instituto Latinoamericano del Fierro y Acero (ILAFA) — n.º 205 — maio 1977.

Anuário Mineral Brasileiro — 1975 — Ministério das Minas e Energia — Departamento Nacional da Produção Mineral.

Anuário Estatístico Brasileiro — 1976 — Secretaria do Planejamento da Presidência da República — Fundação Instituto Brasileiro de Geografia e Estatística.

Vieira dos Santos, L.C.M. — A indústria carbonífera catarinense sua significação expansão e problemas — Carvão de Pedra — Março/Novembro 1976 — pg. 43/50 — Rio de Janeiro.

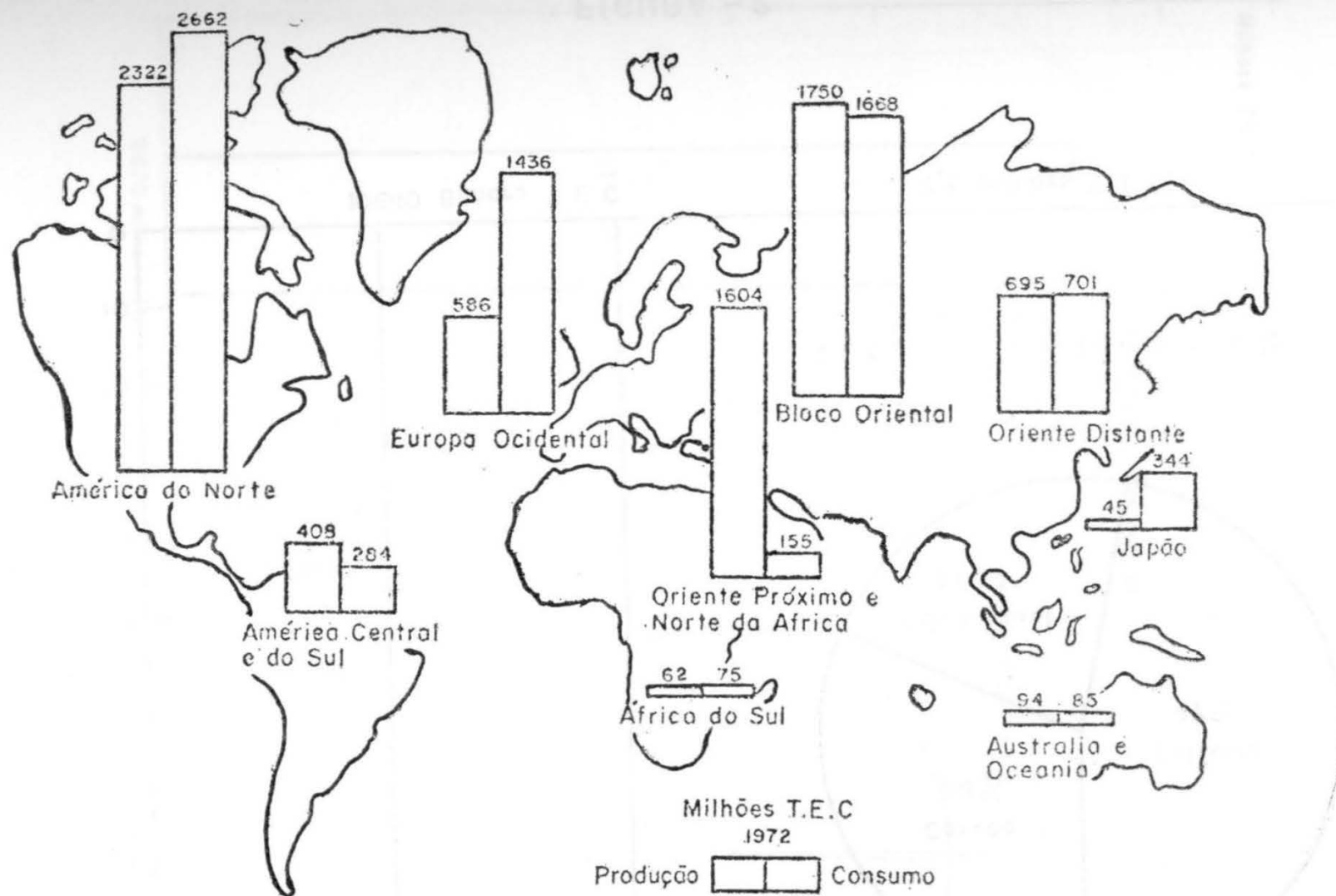


FIGURA -1

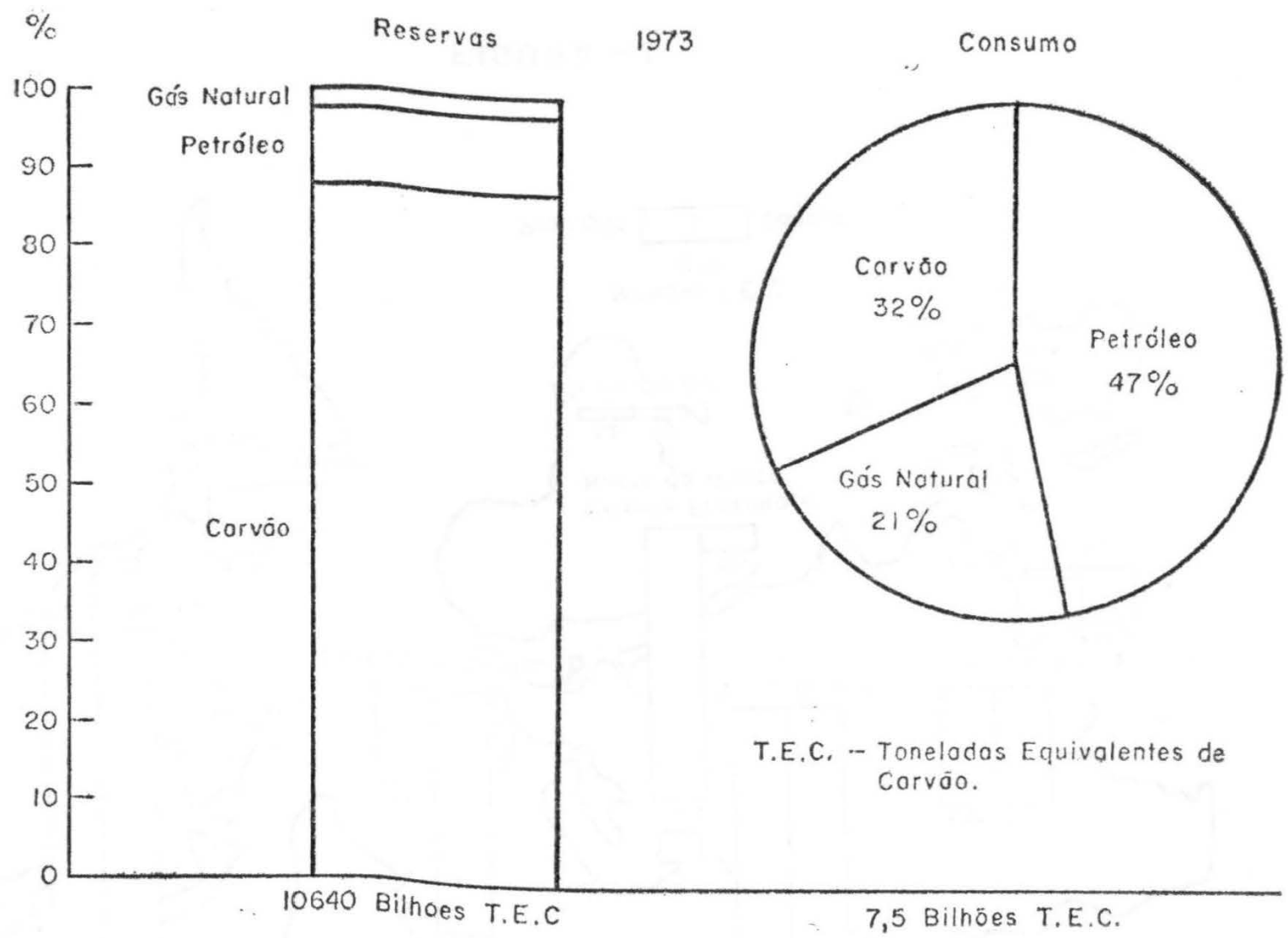


FIGURA - 2

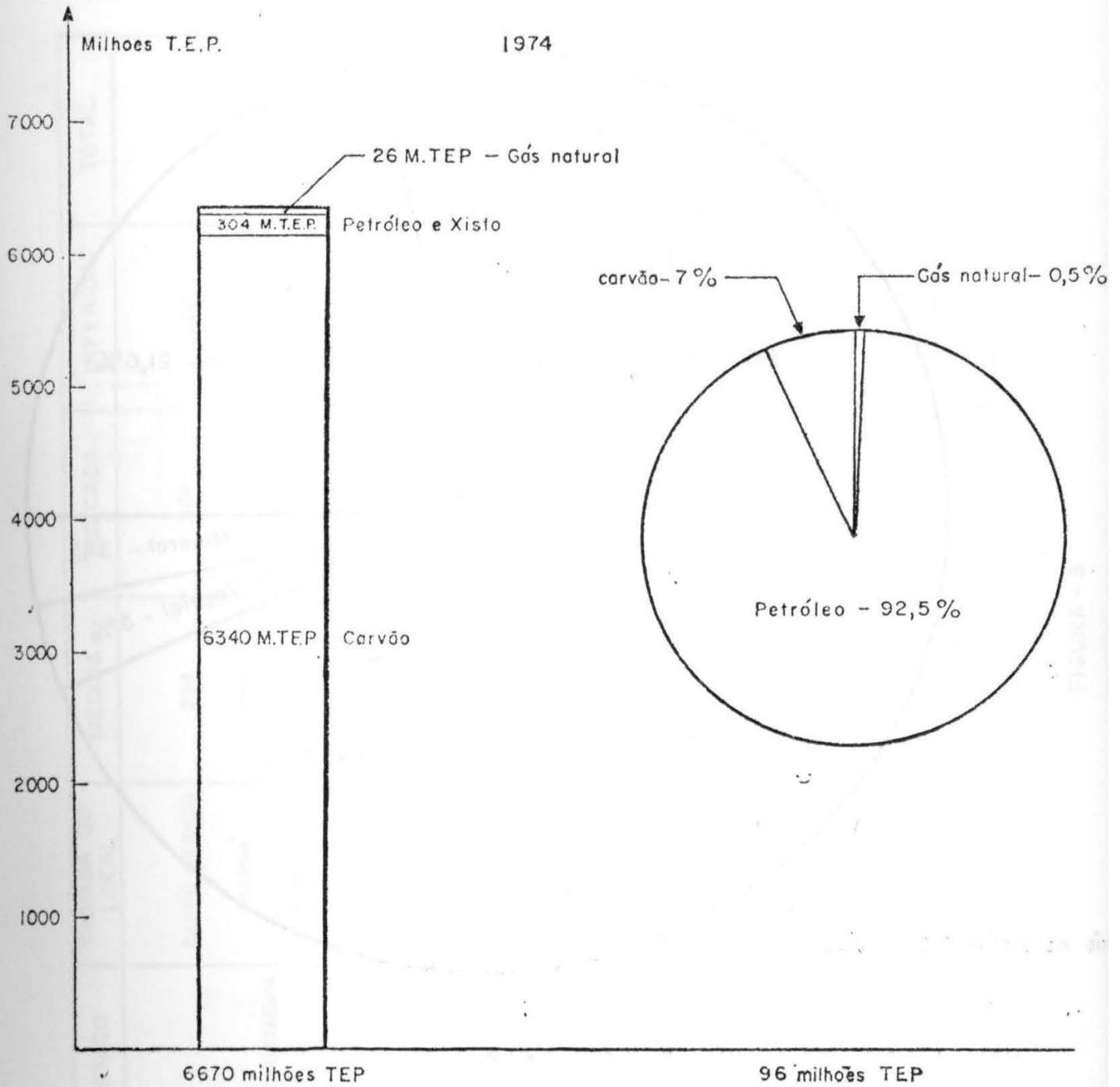


FIGURA - 3

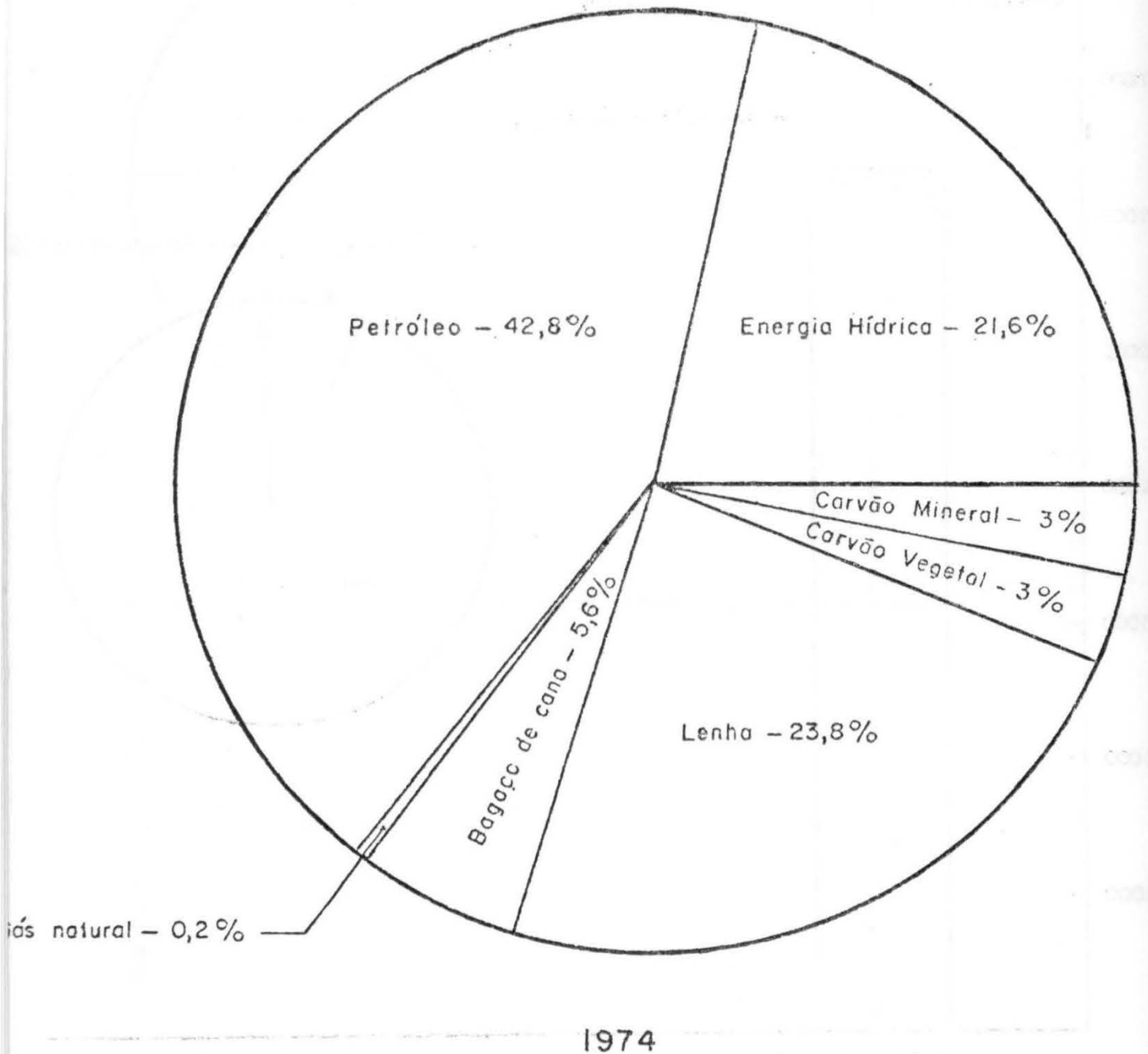


FIGURA - 4

ESTADO	CAMADA OU LOCAL	MEDIDA	INDICADA	INFERIDA	TOTAL
SANTA CATARINA	BARRO BRANCO	238	374	149	761
	IRAPUA'	—	—	10	10
	BONITO	31	207	611	849
	TOTAL	269	581	770	1620
RIO GRANDE DO SUL	CANDIOTA	319	946	6736	8001
	IRUI'	70	36	224	330
	LEÃO - BUTIÁ	34	6	600	640
	CHARQUEADAS	666	331	63	1060
	TOTAL	1089	1319	7623	10031
PARANÁ	RIO DO FEIXE		29	11	40
	RIO TIBAGI		6	1	7
	TOTAL		35	12	7
TOTAL			3293		11698

FIGURA - 5

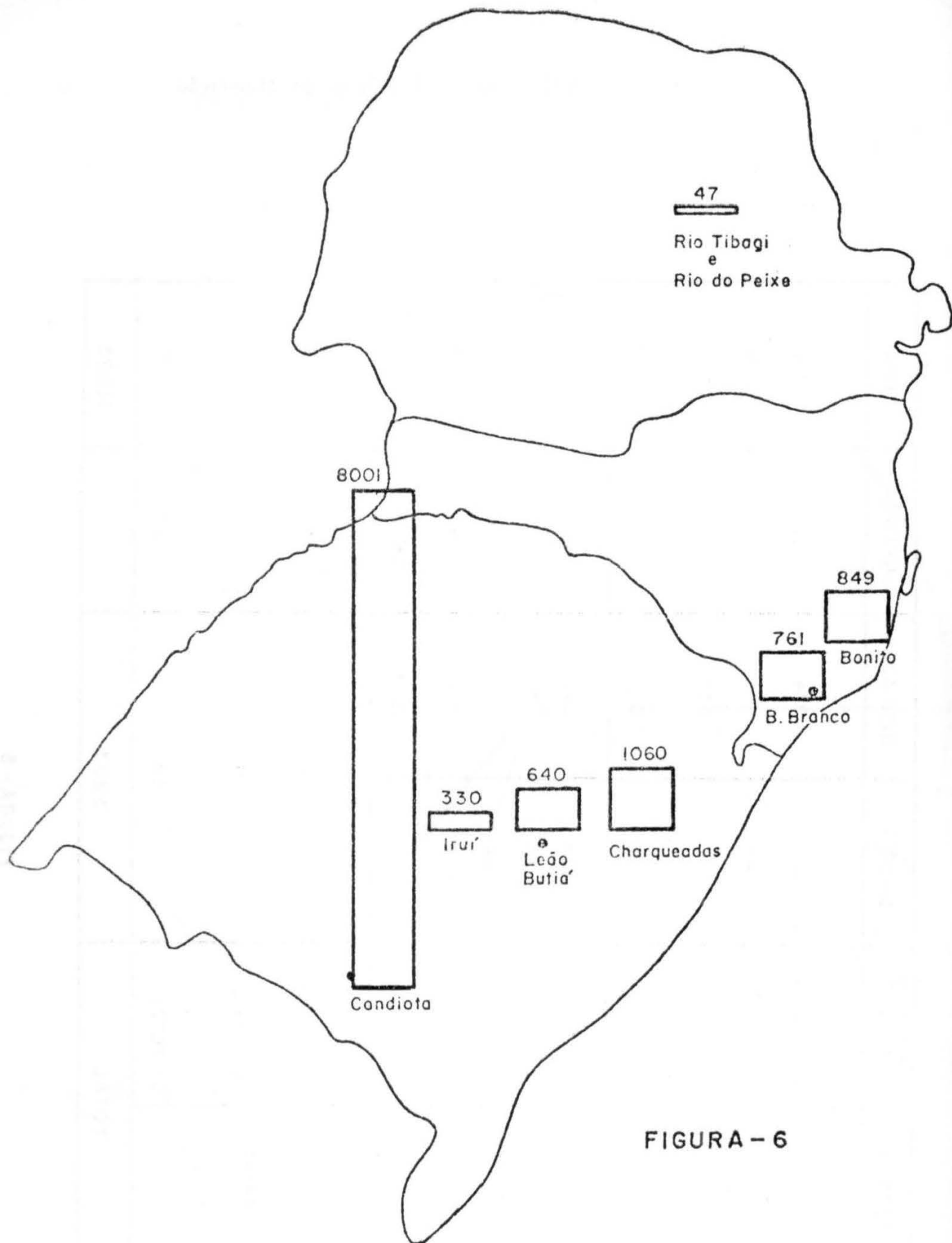


FIGURA - 6

MAPA DA DISTRIBUIÇÃO DAS PRINCIPAIS RESERVAS DE
CARVÃO MINERAL.

UNIDADE 10^6 t

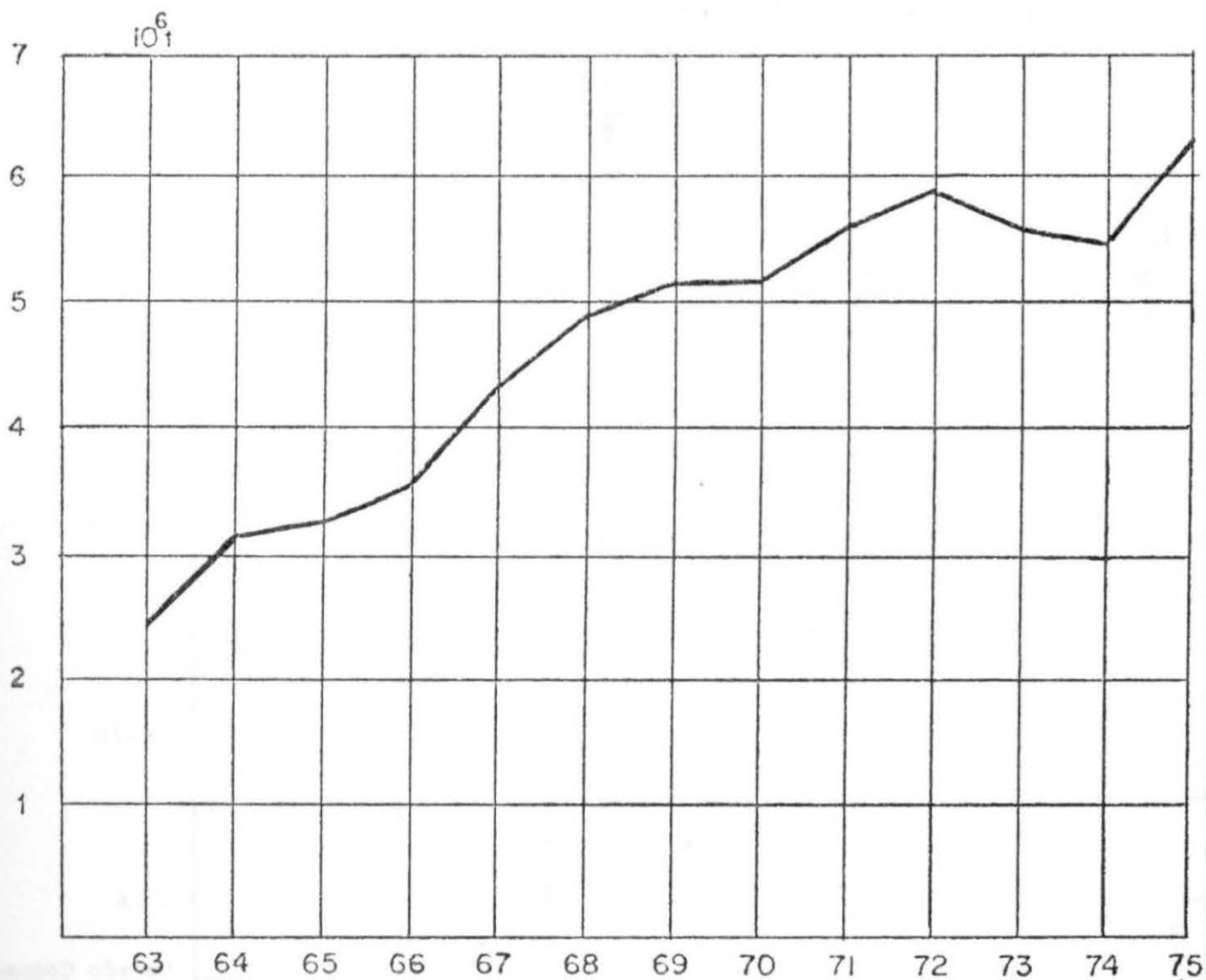


FIGURA - 7

Anos	Bruta (t)
1963	2.571.109
1964	3.246.106
1965	3.371.364
1966	3.665.651
1967	4.338.787
1968	4.827.590
1969	5.127.351
1970	5.171.673
1971	5.666.887
1972	5.875.907
1973	5.574.250
1974	5.498.194
1975	6.308.368

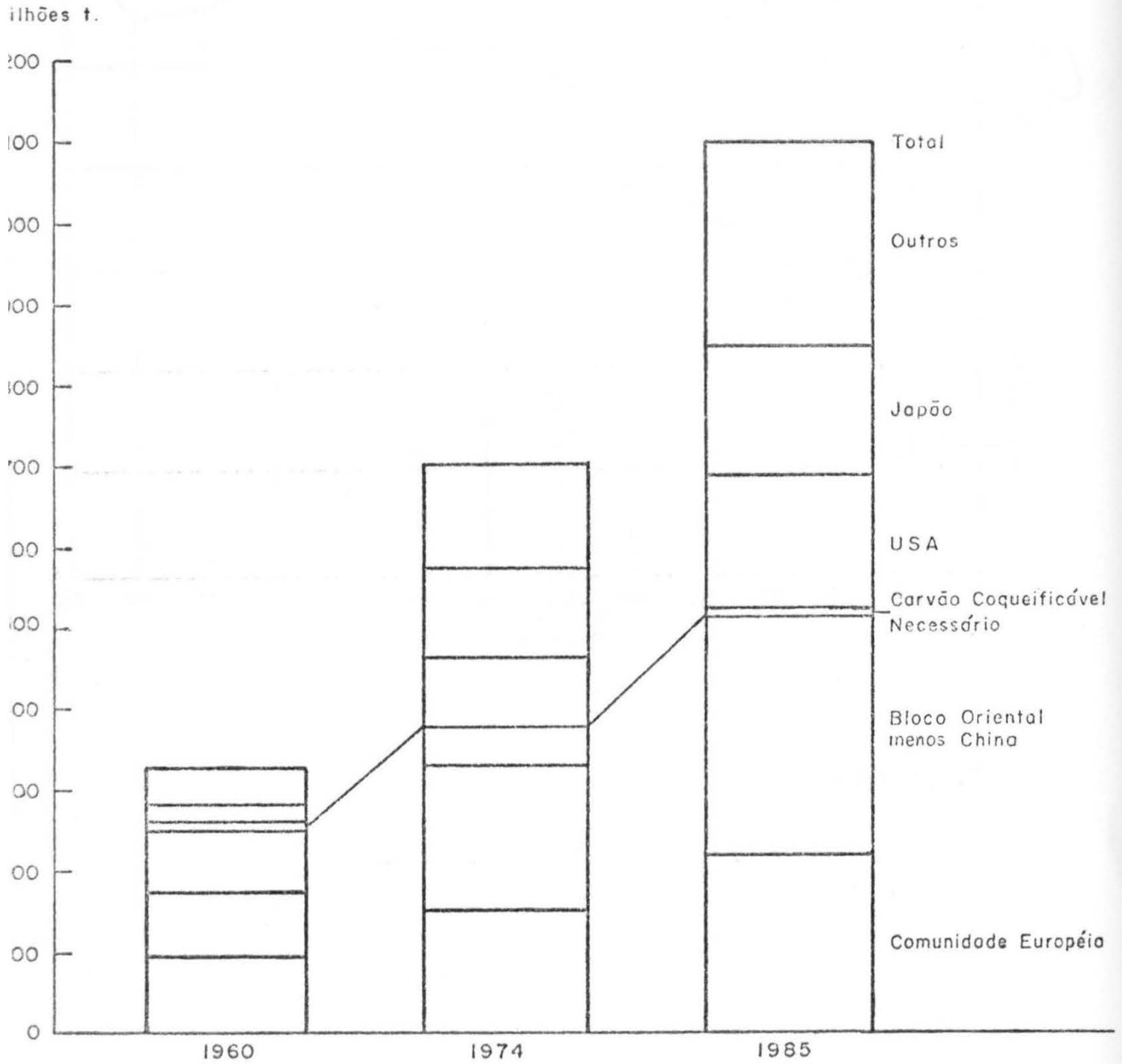


FIGURA - 8

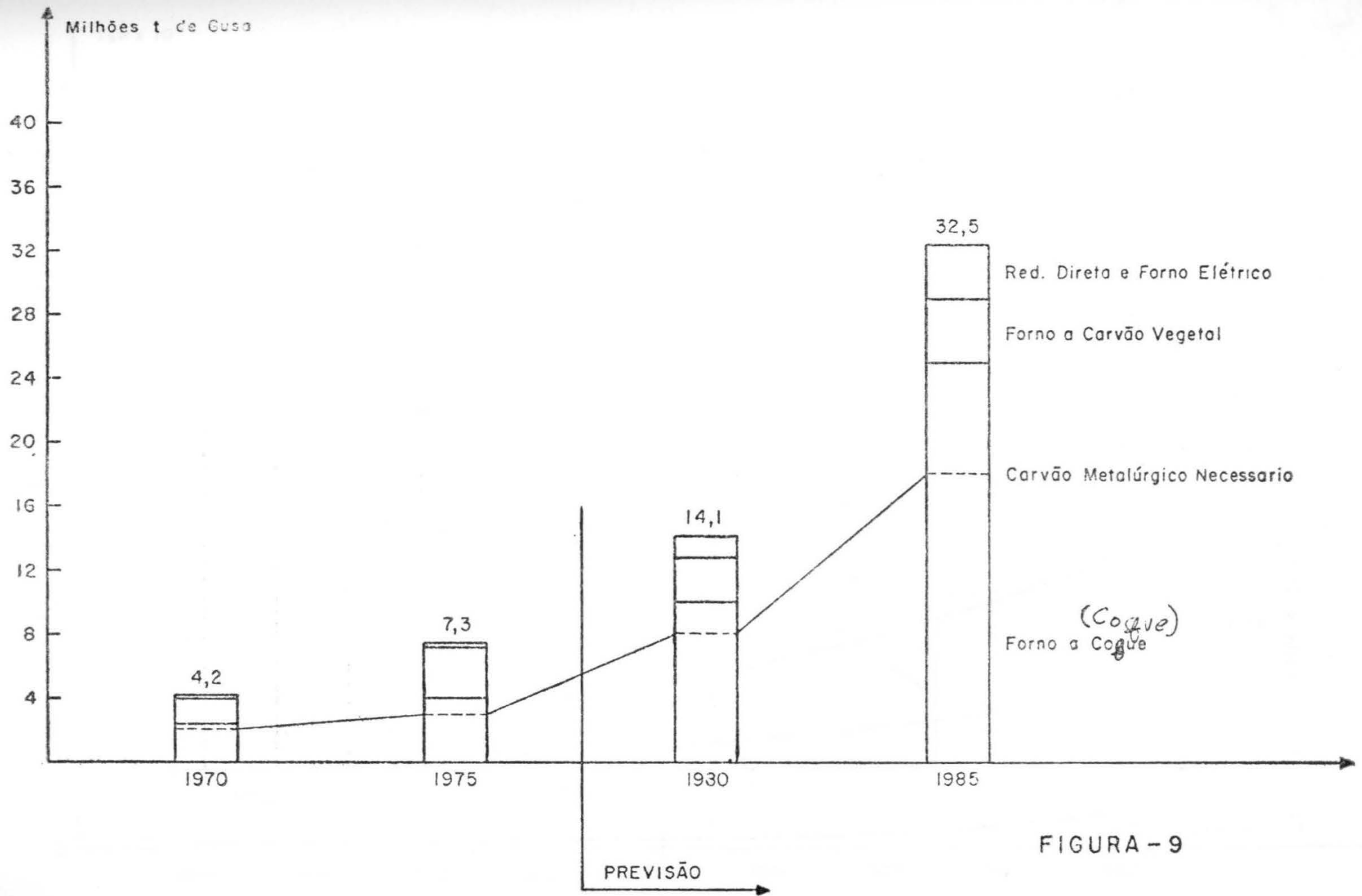


FIGURA - 9

PRODUÇÃO NACIONAL DE GUSA POR PROCESSO E

CARVÃO METALÚRGICO NECESSÁRIO

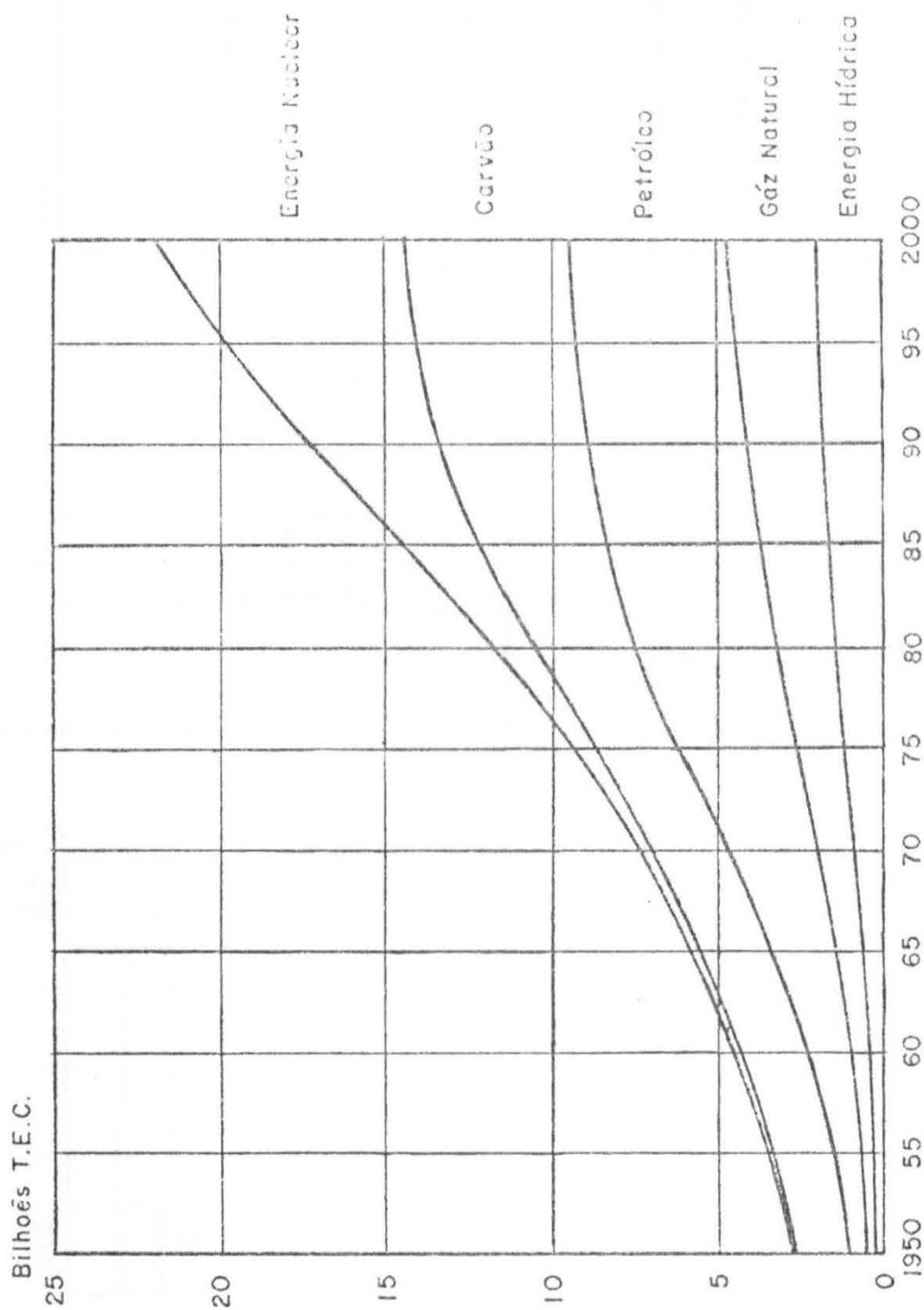
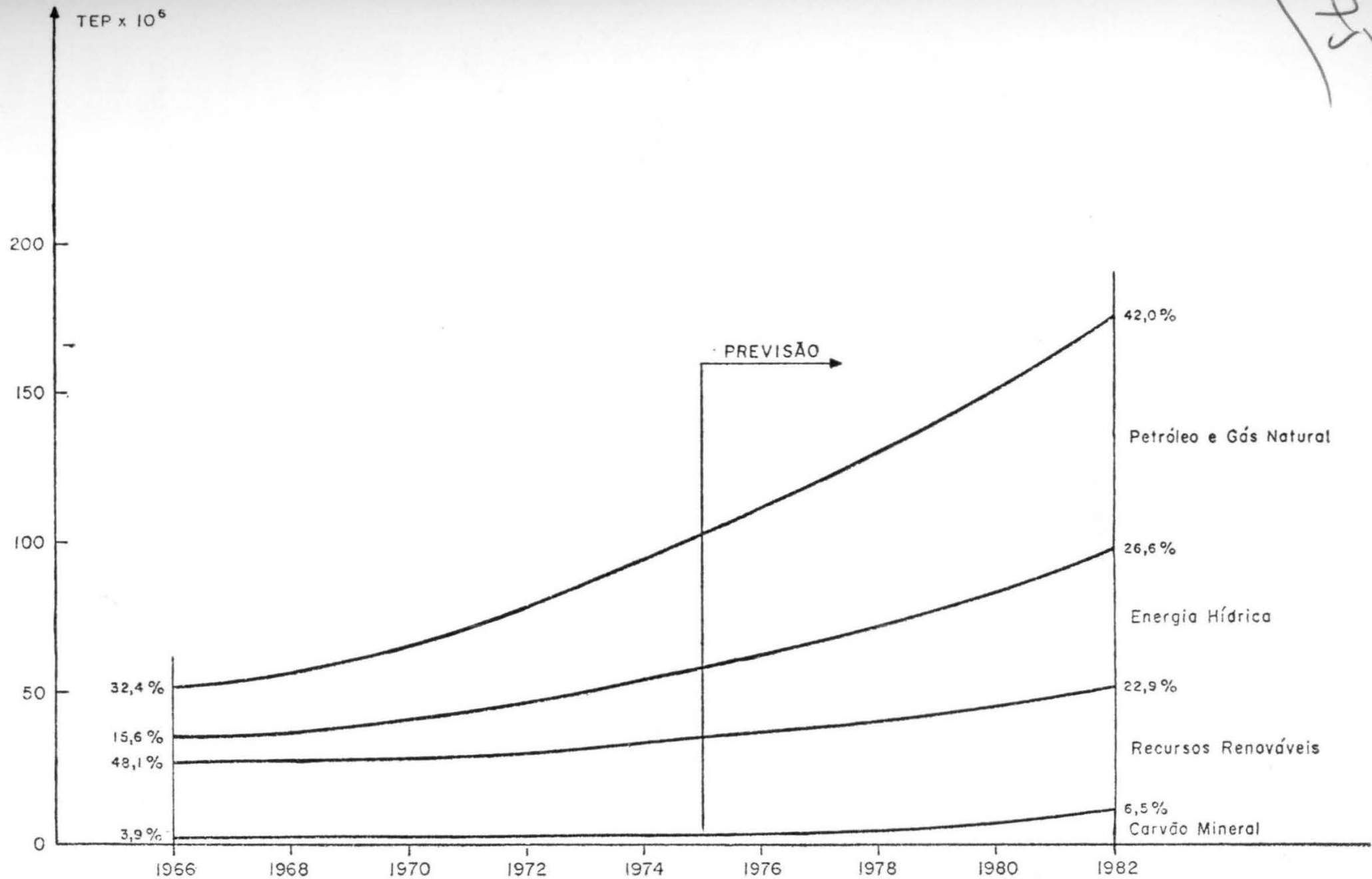


FIGURA - 10



NECESSIDADES DE ENERGIA NO BRASIL DE 1966 A 1982
 FIGURA II

Handwritten initials or signature in the top right corner.

Sessão — dia 01/08/77

“PESQUISA DE CARVÃO NO RIO GRANDE DO SUL”

Geols.

JOÃO AÉCIO CORREA FABRICIO

JOSÉ ALCIDES FONSECA FERREIRA

LUIS FERNANDO FONTES DE ALBUQUERQUE

APRESENTAÇÃO: — Geol. José Alcides Fonseca Ferreira
Dados do “Projeto Carvão no Rio G. do Sul” — Convênio DNPM-CPRM

Apresentação autorizada pelo Departamento Nacional da Produção Mineral
— Divisão de Geologia e Mineralogia

I — INTRODUÇÃO

Este trabalho é o resultado parcial de um grande esforço da pesquisa de carvão mineral efetuado na faixa de rochas gonduânicas da Bacia do Paraná, Estado do Rio Grande do Sul, que está sendo realizado pelos órgãos do Ministério das Minas e Energia, DNPM e CPRM, sob a denominação de "Projeto Carvão no Rio Grande do Sul".

O Projeto Carvão no Rio Grande do Sul foi iniciado em fevereiro de 1975 e até agora foram efetuados os seguintes trabalhos:

A — Elaboração de mapas geológicos em escala 1:100.000 feitos através de compilação de mapas anteriores ou de fotointerpretação nas áreas sem cobertura de mapeamento geológicos, abrangendo uma área de 42.500 km², como mostra a fig. 1.

— Coleta e interpretação de dados, especialmente de sondagem, nas áreas de jazidas já trabalhadas até aquele momento.

— Reunião deste conjunto de informações permitiu que fosse elaborado um plano de sondagem para área a ser pesquisada.

Este trabalho foi documentado em um relatório "Projeto Carvão no Rio Grande do Sul, relatório da 1.^a fase".

B — Execução a programação da sondagem, cujos dados numéricos podem assim ser reunidos, até 30-06-77.

— 80 furos de sonda concluídos, variando entre 100 e 960 m de profundidade;

II — CARACTERIZAÇÃO DAS ÁREAS PESQUISADAS DE OESTE PARA LESTE

Seguindo o objetivo geral do Projeto foram sendo realizados furos visando a extensão para norte de jazidas que eram parcialmente conhecidas em áreas próximas da borda da bacia.

Daremos, a seguir, os resultados gerais obtidos deste trabalho, sem maiores detalhes, que reservaremos para a jazida e Morungava.

a) *NE da Jazida de São Sepé* — três furos concluídos atravessaram pequenas camadas e leitos de carvão, sem maior interesse econômico. Não está descartada a hipótese da existência de continuidade das camadas da pequena jazida de São Sepé, com maiores espessuras, para oeste, ou ao N dos afloramentos da localidade de Durasnal, a leste dos três furos.

b) *Jazida do Iruí* — esta jazida pesquisada na sua extremidade sul por Machado e Castanho, é constituída de duas camadas principais denominadas Iruí Superior e Iruí Inferior.

A figura n.º 3 mostra a área de jazimento e alguns dados da camada Iruí Inferior, com as seguintes convenções.

Localização e escala: pela rede de coordenadas UTM, em km, pela BR-290 e um pequeno trecho do Rio Jacuí.

Em achuriado: área anteriormente pesquisada.

De todos os furos executados na área, pelo DNPM/CPRM, apenas um (furo 5CA-68-RS) atravessou esta camada com espessura significativa.

Adicionalmente aos dados constantes da figura podemos dizer que a área positiva ocupa 27 km², e a espessura mínima econômica considerada foi de 0,80 m de carvão na camada.

Através das curvas de lavabilidade e análise físico-química do furo 68 podemos dar como valor médio de qualidade para esta camada:

- 60 a 80% de recuperação em peso da camada total;
- 40 a 45% de cinzas;
- 3.400 a 4.100 cal/g em base úmida, não aglomerante.

A camada Iruí Superior tem sua caracterização geral na fig. n.º 4, com as mesmas convenções de fig. 2. Sua área ocupada é de 250 km², espessura mínima econômica considerada 0,80 m de carvão na camada. Uma faixa de valores indicativos de sua qualidade é a seguinte:

- 70 a 80% de recuperação em peso da camada total;
- 40 a 45% de cinzas;
- 3.800 a 4.400 cal/g e base úmida, não aglomerante.

c) *Jazida do Leão* — a fig. n.º 5 mostra a área de ocorrência das três camadas da jazida do Leão, designadas como S₁, S₂ e I. A sudeste temos a área conhecida anteriormente em achuriado e dentro, a área lavrada pela atual mina do Leão. Os primeiros 6 furos executados na área tiveram uma locação por proposta da equipe de Geologia da CRM, principalmente a partir dos resultados do furo PN-17, também mostrado na fig. n.º 5. Posteriormente os furos 53 e 07 ampliaram a jazida para oeste-noroeste, sentido em que poderá desenvolver-se ainda, estando perfeitamente delimitada a norte, a leste e a sudeste. Atualmente desenvolvem-se trabalhos na faixa entre a atual mina e furo 14, de responsabilidade da Companhia Riograndense de Mineração e com sondagens executadas sob contrato pela CPRM.

A qualidade dos carvões desta região é bastante estudada e conhecida, ou seja, carvões não-aglomerantes com boas curvas de lavabilidade e altas recuperações em peso de carvão sobre o "run-of-mine" e por m² de área minerada.

Apenas para fornecer um dado de comparação geral na extremidade oeste da jazida recém-revelada daremos os valores dos flutuados totais em 1,85 obtidos no furo 5CA-53-RS:

Camada I — 28,14% em peso com 24,67% de Cz;
5.014 cal/g em base úmida.

Camada S₁ — 33,32% em peso, com 24,71% de Cz;
5.179 cal/g em base úmida.

Isto nos indica a viabilidade de obter-se produtos de beneficiamento semelhantes aos da atual Mina do Leão, mas recuperações inferiores, o que é devido à relação carvão/esteril mais baixa nas camadas do furo 53.

Uma última observação sobre a jazida do Leão é o fato de que foram encontradas algumas poucas amostras de testemunhos com carvões aglomerantes, com FSI de 1,0 a 1,5.

d) *Jazida de Charqueadas* — a que possui a maior dimensão em área e reservas conhecidas dentre aquelas situadas no vale do rio Jacui, como podemos observar na fig. n.º 6. Os quatro furos executados pelo DNPM/CPRM, situados ao norte forneceram os seguintes resultados:

5CA-04-RS — atingiu um alto do embasamento cristalino, que, juntamente com os afloramentos de granito na cidade de Triunfo devem constituir o limite oeste da jazida de Charqueadas.

5CA-03-RS — atravessou pequenos leitos e camadas de carvão, inviáveis economicamente, o que torna pouco promissora a extensão nesta porção.

5CA-02-RS — o melhor dos quatro furos desta região, atravessou quatro camadas, das quais a terceira de baixo para cima tem as seguintes características:

Camada Total — 1,77 m;

Carvão na Camada — 1,70 m;

75% em peso com 34% de Cz e 4.422 cal/g, em base úmida, no flutuado em 1,85;

4.315 cal/g, em base úmida, na Camada Total;

As outras três são de pequena espessura.

5CA-34-RS — apresentou uma camada com 1,34 m de carvão, mas totalmente afetada por corpo intrusivo de diabásio próximo, além de outra com pequena espessura.

III — CRITÉRIOS GEOLÓGICOS DE PESQUISA NA REGIÃO GRAVATAÍ-TAQUARA

Os objetivos gerais do Projeto a partir de um determinado momento passaram a adquirir mais especificidade, qual seja, a de verificar-se a possibilidade de ocorrência de carvões coqueificáveis no Rio Grande do Sul, ao mesmo tempo que prosseguiam os trabalhos cujos resultados foram resumidos acima. Esta mudança parcial de objetivos deveu-se a estudos e interpretações que julga-se útil expor, de uma forma resumida, a que conduziram ao que considera-se o maior êxito do Projeto, qual seja, a descoberta de carvão coqueificável na jazida de Morungava.

Inicialmente é necessário fazer uma diferença entre “*grade*” e “*rank*” de carvão ao avaliarmos a sua qualidade. O “*grade*” de um carvão é dado basicamente pelo seu teor de cinzas, e é inversamente proporcional a este, além de outros fatores como teor de enxofre, que em alguns casos podem se tornar críticos. Uma primeira idéia sob este aspecto é dado pela presença da lâminas de vitrênio no caso de carvões húmicos (“*banded coals*”) e a espessura e concentração destas lâminas na camada, na sua descrição mesoscópica. Para um conhecimento completo é necessário uma rotina de análises físico-químicas, algumas curvas de lavabilidade, e os cálculos que são feitos com estes dados.

O “*rank*” de um carvão mede o grau de evolução atingido ao longo do tempo geológico, na série natural dos linhitos aos antracitos, e é independente de seu conteúdo em material mineral. Sua importância decisiva é a de que somente carvões betuminosos, e nem todos os betuminosos, são coqueificáveis, ou seja, adequados, ao uso como coque na indústria metalúrgica, emprego este que o torna mais nobre e grandemente carente no Brasil. Por outro lado, também existem especificações de “*grade*” para que um carvão possa ser considerado metalúrgico, por exemplo, atualmente o teor de cinzas admissível para o carvão metalúrgico oriundo da camada Barro Branco é de 18,5% Cz.

Assim é que carvões que apresentam boa qualidade sob o ponto de vista de “*grade*”, em termos brasileiros, como é o caso da jazida Butiá-Leão, por não se encontrarem na posição de “*rank*” adequada, não se prestam ao uso em siderúrgicas de alto forno convencionais (CSN, COSIPA, USIMINAS), os maiores consumidores deste produto.

Deste modo, era necessário examinar as probalidades de se encontrar carvões de mais alto “*rank*”, equivalente aos de Santa Catarina. Como primeira tomada de posição fez-se uma amostragem de canal nas minas em operação (fig. n.º 7) com o fim de classificar os carvões segundo os normas da ASTM, a mais adequada e mais prática de se obter, para a fim a que se propunha, além de ser a mais utilizada comercialmente no mundo inteiro.

As análises físico-químicas foram realizadas pelos laboratórios do CIENTEC em Porto Alegre. Calculou-se os valores de entrada na tabela pelas fórmulas de Parr, mostradas na fig. n.º 9, adotadas pela ASTM, e os valores médios nos três casos abordados, indicaram tratar-se de carvões betuminosos de alto volátil “C”, como mostra a figura da tabela de classificação. Os números entre parênteses expressam o valor do carbono fixo, em percentagem, excluída a fração decimal, na base seca, livre de matéria mineral; e o valor do Poder Calorífico em Btu/lb, em base úmida livre de matéria mineral, excluídas as dezenas e unidades. Foram utilizados no cálculo os valores de umidade de equilíbrio.

FÓRMULA DE APROXIMAÇÃO PARA CÁLCULO DO CARBONO FIXO SECO, LIVRE DE MATÉRIA MINERAL:

$$\text{F.C. (Dry, Mm-Free)} = \frac{\text{F. C.}}{[100 - (M + 1,1 A + 0,1 S)]} \times 100$$

FÓRMULA DE APROXIMAÇÃO PARA MATÉRIA VOLÁTIL SECA, LIVRE DE MATÉRIA MINERAL:

$$\text{V. M. (Dry, Mm-Free)} = 100 - \text{F.C. (Dry, Mm-Free)}$$

FÓRMULA DE APROXIMAÇÃO PARA O PODER CALORÍFICO ÚMIDO, LIVRE DE MATÉRIA MINERAL:

$$\text{Btu (Moist, Mm-Free)} = \frac{\text{Btu}}{100 - (1,1 A + 0,1 S)} \times 100$$

— oOo —

Médias obtidas:

Mina de Charqueadas (57 — 127)

Mina do Leão (56 — 128)

Mina de Candiota (54 — 123)

Classificação: Betuminosos de Alto Volátil C

Estes resultados foram interpretados geologicamente e tiradas uma série de conclusões mostradas a seguir:

1 — A classificação da escala de “rank” indicou-nos a grande proximidade dos nossos carvões da faixa de carvões adequados ao uso como coque, o que criava a forte expectativa e que condições geológicas um pouco mais favoráveis nos permitiriam encontrar carvões coqueificáveis.

2 — A existência de lâminas de vitrênio com continuidade lateral significativa em todas as jazidas e em concentrações notáveis na camada I do Leão nos deram a segurança de que estávamos em presença de carvões húmicos laminados (*banded-coals*), e não carvões do tipo “bogheads” ou “cannel-coals” (*non banded coals*), que mesmo quando betuminosos não coqueificam. Apesar disso a ocorrência predominante de carvão detrítico (*attrital coal*) deve ter o seu peso para que carvões betuminosos de alto volátil “C” não aglomerem, como no nosso caso, o que de resto é previsto na classificação ASTM (fig. n.º 8) que em nota ao pé da tabela esclarece:

“é reconhecido que podem haver variedades não aglomerantes nestes grupos da classe dos betuminosos, e há notáveis exceções no grupo betuminoso de alto volátil “C” ”.

3 — É sabido que com teores de cinzas acima de 20% costumam haver distorções quando do uso das fórmulas de Parr para reduzir poder calorífico e carbono fixo, para a base livre de matéria-mineral. Contudo resultados de FSI 1 e 1,5 em furos de sonda poucos quilômetros ao norte da jazida do Leão e a notícia de existência de pelo menos um local com carvão aglomerante na jazida de Charqueadas nos deram a confiança de que a classificação era perfeitamente utilizável, mesmo que as distorções introduzidas fizessem oscilar para um grupo acima ou abaixo do encon-

trado. Mesmo que os carvões fossem sub-betuminosos "A" e não betuminosos de alto volátil "C", ainda nos encontraríamos mais próximos da classe dos betuminosos do que da classe dos linhitos. Os valores de FSI desta fase foram importantes no sentido de interpretação geológica, já que, por definição, carvões aglomerantes são sempre betuminosos, embora o contrário não seja verdadeiro. Como reforço as nossas convicções, havia as determinações de umidade de equilíbrio, sempre abaixo de 16%, exatamente na faixa de carvões sub-betuminosos "A" a betuminosos de alto volátil "C".

4 — Modernamente é aceito pela maioria dos autores dedicados ao tema que a temperatura a que foi submetida uma camada de carvão e o tempo de atuação desta temperatura são os fatores determinantes na evolução de um carvão na escala de "rank". No caso das bacias carboníferas associadas a geossinclinais, as grandes profundidades de soterramento (milhares de metros) e o conseqüente aumento de temperatura pelo gradiente geotérmico, são consideradas as condições geológicas causadoras da evolução dos carvões. No Rio Grande do Sul, um exame rápido das profundidades, máximas a que puderam estar submetidas as camadas das jazidas estudadas, nos remetem para valores de até 800 metros, usando um gradiente geotérmico de 8°C/100 m, dos mais altos, encontrados em bacias sedimentares, teríamos no caso extremo 64°C, insuficiente para produzir carvões betuminosos ou subbetuminosos "A" (os betuminosos se formam na faixa de 100° a 200° C).

5 — A insuficiência das profundidades de soterramento como causas geológicas da evolução dos carvões é mais evidente ainda na bacia sul-catarinense, onde ocorrem carvões betuminosos coqueificáveis, chegando a atingir em áreas restritas a classe dos antracitos.

6 — Outras causas possíveis para a evolução foram levantadas, e desde início tinha-se em mente a grande massa de rochas basálticas que recobrem o pacote sedimentar da bacia do Paraná, e a quantidade de calor de que teriam sido portadoras quando de seu aparecimento a superfície, hipótese já aventada por Putzer de uma maneira não muito explícita. O fato de que os derrames basálticos e as associadas intrusivas diabásicas não afetam com grande intensidade as encaixantes sedimentares, conduziu ao raciocínio subsequente, qual seja, a de que os condutos para o magma basáltico, as grandes geoclases, deveriam ter sido fontes irradiadores de calor de muito maior intensidade do que aquele trazido diretamente pelo magma ascendente.

Dentre estas grandes estruturas a linha Torres-Posadas de há muito conhecida e citada na bibliografia assumiu importância decisiva dentro dos objetivos propostos (fig. n.º 7), sendo planejada uma malha de sondagem na área Gravataí-Taquara com o fim de testar esta hipótese de trabalho.

IV — RESULTADOS OBTIDOS NA ÁREA GRAVATAÍ-TAQUARA

Além do exposto acima, outros critérios indicavam esta região como a mais promissora no âmbito deste Projeto.

1 — O chamado alto de Porto Alegre, hoje ainda uma área em que o embassamento permanece em situação topográfica relativa muito elevada, situava a borda da bacia pretérita e atual mais ao norte do que outras regiões, portanto sendo um fator positivo no sentido de encontrar-se camadas de carvão, se as houvesse, mais próximas da linha Torres-Posadas, com menores coberturas.

2 — A existência das chamadas bacias leste e oeste de Gravataí, confinadas em áreas restritas muito próximas da borda da bacia. Tínhamos uma relação empírica que se verificava em todos os casos conhecidos no Rio Grande do Sul, ou seja, pequenas jazidas na borda da bacia, correspondiam sempre a jazidas maiores mais para o interior, em muitos casos sem ligação física entre umas e outras. Embora tal relação fosse estabelecida apenas empiricamente, acredita-se que poderia ser perfeitamente explicada por uma interpretação cuidadosa de ambientação sedimentar, isto é, definição dos sistemas de deposição deltaica, com seus vários sub-sistemas, facies e fases constitutivas.

De qualquer maneira a existência destas duas pequenas jazidas era muito promissora no sentido de que seriam encontradas camadas de carvão mais ao norte.

3 — O primeiro furo concluído, 5CA-79-RS (fig. n.º 11 e fig. n.º 12) encontrou carvão, muito afetado por corpos de diabásio nas proximidades, o que confirmava a presença de carvão mais próxima da linha Torres-Posadas, e, não invalidava, antes confirmava, a possibilidade de encontrar-se camadas de mais alto *rank*, já que os resultados deste furo mostraram tratar-se provavelmente de um semiantracito, especialmente pelo seu baixo teor de matéria volátil, o que seria explicado pela influência térmica do já mencionado corpo de diabásio.

Fazendo um balanço destes parâmetros projetou-se a série de furos de números 80 a 89 (fig. n.º 11).

Duas áreas com ocorrência de camadas de carvão (fig. n.º 11) foram delimitadas com estes furos. A secção geológica sobre os furos 85, 86 e 79 uma idéia de correlação entre as camadas encontradas na primeira destas áreas (fig. n.º 12), ao menos cronológica, se não de continuidade física. Todas as camadas estão afetadas por intrusão de diabásio. Sua importância maior é a indicação de outras jazidas mais próximas da borda, sob a cobertura de sedimentos quaternários, fato que será referido com maior detalhe ao final deste trabalho.

A segunda área é a chamada jazida de Morungava, revelada inicialmente pelo furo 5CA-80-RS, que confirmou integralmente as nossas hipóteses de trabalho, como tais, pelos valores de FSI determinados. Com esta descoberta outros furos foram projetados, alguns atualmente em andamento. A fig. n.º 13, mostra uma secção geológica cortando o eixo principal da jazida, e com a nossa interpretação de que o seu limite a oeste é determinado por uma grande falha, estando o embasamento soerguido neste bloco. A fig. n.º 14 é uma secção ao longo do eixo principal da jazida, rebatidos os contatos Palermo/Rio Bonito para um plano zero, com a finalidade de mostrar as relações de espessura (camada total = carvão + esteril) e de equidistância das quatro camadas principais que constituem a jazida, denominadas A, B, C, D. As linhas de contorno do embasamento cristalino são mostradas na fig. n.º 15, referidas a cotas verdadeiras (nível do mar). Sua grande importância aparece ao ser comparado com os mapas de isópacas das diversas camadas, o que mostra o encaixamento da jazida em uma paleo-vale do embasamento.

As figuras n.ºs 16, 17, 18, 19, falam por si mesmas. As espessuras referem-se as espessuras somadas de carvão na camada, excluídos os leitos e lâminas de esteril intercalados. Os valores de peso específico usado nos cálculos foram 1,45 na camada "A" e 1,50 nas demais. Na fig. n.º 19 (camada "D"), tem-se também os dados gerais para a jazida de coberturas e mergulhos. Para as quatro camadas encontra-se uma reserva geológica estimada *in situ* de 266 milhões de ton. O termo "estimada" foge deliberadamente daqueles do Código de Mineração, sendo uma soma de reservas medidas, indicadas e inferidas, as quais serão oportunamente calculadas dentro de parâmetros aceitos internacionalmente e adequados ao condicionamento da jazida. Os valores não se referem à reservas economicamente recuperáveis, que dependem de outros fatores vinculados à lavra e ao beneficiamento a serem implantados, e por isso são chamadas de reservas geológicas *in situ*.

As tabelas das figuras n.ºs 20, 21, 22, nos dão uma avaliação de qualidade das camadas de carvão sob o ponto de vista das possibilidades de obtenção de produtos finais, evidentemente levando em conta que uma fração, a mais nobre, deverá ser usada como carvão metalúrgico. A tabela da fig. n.º 20, possibilita uma comparação genérica das camadas de Morungava com as de Santa Catarina, Barro Branco e Bonito.

As tabelas das figuras n.ºs 21 e 22, apresentam três sub-tabelas. Os dados de análise à esquerda, no centro as espessuras de camada total e carvão na camada e o peso específico da camada total. À direita estão os cálculos de avaliação que é possível efetuar com os dados disponíveis, e a respeito dos quais deve-se fazer as seguintes observações:

1 — Todos os resultados de análise são sobre a faixa granulométrica 3,175 x 0,074 mm (1/8" x 200 mesh), a máxima possível a partir de

amostras de testemunhos no diâmetro "B" (4,2 cm teoricamente). Os resultados poderão ou não apresentar desvios em outras faixas granulométricas. Os ensaios físico-químicos foram todos realizados pelo Laboratório do Lavador de Capivari.

2 — A primeira coluna da sub-tabela da direita fornece valores em kg/m^2 de minério bruto (R.O.M., carvão + esteril) a ser lavrado, simplesmente pelo cálculo espessura da camada total x peso específico.

3 — A segunda coluna indica as recuperações de carvão metalúrgico com 15% de Cz, em kg/m^2 e imediatamente abaixo em percentagens de peso sobre a camada total, a partir dos dados do flutuado em 1,50. Nos casos em que o teor de cinzas era muito próximo de 15% não foram feitas as correções, o que dá maior margem de segurança para estes casos. Nos demais, a correção para 15% CZ foi calculada através de média ponderada com os resultados do flutuado $1,50 \times 1,85$.

4 — A terceira coluna apresenta as recuperações de carvão-vapor em kg/m^2 e percentagem em peso, com teores de Cz que seriam, pela própria conseqüência de cálculos, os mesmos do flutuado $1,50 \times 1,85$, portanto entre 35 e 40% para a camada "A", e entre 43 e 45% para a camada "D".

5 — A escolha do teor de 15% de Cz, para os cálculos de recuperação de carvão metalúrgico se deveu a dois motivos. Primeiro porque evitaria grandes extrapolações, que só seriam admissíveis com segurança através da comparação com curvas de lavabilidade completas, não disponíveis devido à exigüidade das amostras de testemunhos de sondagem. Em segundo lugar, porque a possibilidade de fornecer um produto de mais alto "grade" seria muito bem recebida pelos técnicos das grandes siderúrgicas nacionais, fortalecendo a viabilidade de um projeto de mineração, no caso desta alternativa se comprovar como a mais favorável economicamente.

6 — Como se observa nas tabelas, haveria necessariamente uma considerável produção de carvão-vapor, para a qual teria que ser criado um mercado sem o que nenhum projeto de mineração se viabilizaria. Este carvão-vapor teria características sensivelmente melhores que os produzidos atualmente pelas minas de Candiota e Charqueadas, e um pouco inferiores aos da mina do Leão e da fração vapor da camada Barro Branco. Como primeira idéia para seu aproveitamento pode-se sugerir uma usina termoelétrica que se situaria vantajosamente próxima das grandes concentrações industriais da região metropolitana de Porto Alegre.

7 — As camadas "A" e "D" foram escolhidas nesta primeira avaliação por apresentarem os resultados extremos na jazida em termos de espessuras, recuperações e teores de Cz. Evidentemente as camadas "B" e "C"

também deverão ser estudadas em detalhe, nas hipóteses de poderem ser mineradas mais do que duas camadas, ou outro parque não "A" e "D", ou ainda qualquer outra combinação na vertical e na horizontal que os trabalhos de detalhamento poderão indicar.

8 — Acredita-se que os valores de FSI da camada "A", abaixo do limite de 2,5 atualmente especificado para o carvão metalúrgico da camada Barro Branco, poderão ser facilmente corrigidos com misturas adequadas com os da camada "D", inclusive porque sabe-se que atualmente usa-se até 30% de carvão não-aglomerante nas misturas em grandes coquearias projetadas para tal (o que também abre possibilidades para outros carvões não aglomerantes do Rio Grande do Sul). Independentemente deste fator, é necessário realizar outros ensaios tecnológicos sobre os carvões de Morungava para prever o seu comportamento nas coquearias e nos altos-fornos.

9 — Os finos produzidos na britagem não foram levados em consideração, por prematuro com os dados disponíveis. Contudo será importante estudar a sua recuperação em circuitos integrados de beneficiamento, pelo valor que podem adquirir como sub-produto, e como uma medida fundamental de preservação do meio ambiente.

V — CONCLUSÕES

À guisa de conclusões far-se-á considerações sobre os próximos passos a serem dados para avanço nos conhecimentos sobre as jazidas de carvão coqueificável da porção leste do estado do Rio Grande do Sul.

1 — Partindo-se do princípio que já se pode considerar perfeitamente viável economicamente e muito importante para o país a jazida de Morungava, em termos de reservas estimadas, número e espessuras de camadas, recuperações teóricas de produtos finais (fração metalúrgica + fração vapor + finos + esteril), coberturas das camadas, localização e infraestrutura regional, entre outros fatores, deverão ser projetados furos para extensão da jazida a N e a SE, furos de andensamento entre os furos 95 e 91, até uma malha final de 500 metros, em alguns casos a 250 m; entre os quais vários escolhidos estrategicamente nas fases mais adiantadas da pesquisa para serem perfurados com recuperação de testemunhos de maior diâmetro, sobre os quais se fará curvas de lavabilidade completas, inclusive algumas em bitolas de britagem máxima maiores que 1/8", ou seja 1/4 e 1/2". Além disso, uma série de outros ensaios tecnológicos deverão ser realizados em algumas amostras de cada camada, tais como moabilidade, fusibilidade e composição das cinzas, dilatométrica, estabilidade em alto-forno, perfis micropetrográficos completos, etc...

Com todos os dados obtidos destes furos de adensamento se poderá empreender os projetos finais de engenharia de lavra e beneficiamento da futura mina a ser implantada.

2 — Uma grande área a leste da jazida de Morungava permanece em aberto para pesquisa de carvão, e em sua maior parte coberta por sedimentos quaternários, o que dificulta extremamente os trabalhos de locação de furos de sondagem, tornando-se quase inteiramente aleatórios. Há duas evidências sólidas de que será encontrada pelo menos mais uma jazida de carvão neste região:

a) Os furos 85, 86 e 79 (fig. n.º 12) demonstraram a existência de camadas de carvão a leste dos altos do embasamento determinados pelos furos 87 e 88.

b) Outra relação empírica entre as diversas jazidas do Rio Grande do Sul mostra que a partir de São Sepé no sentido leste as distâncias entre os limites das jazidas variam de 30 a 50 km. Havendo uma área desconhecida do limite leste da jazida de Morungava até a cidade de Osório de cerca de 70 km, e somada à evidência (a) é praticamente impossível que não sejam localizadas outra ou outras jazidas, que terão probabilidade muito forte de conterem carvões coqueificáveis, segundo a linha de raciocínio adotada até aqui e confirmada na prática. Para orientar a pesquisa nesta região seria decisivo um levantamento preliminar geofísico através de métodos sísmicos e de eletrorresistividade, que poderiam fornecer:

- a) Espessuras e limites das rochas gonguânicas em sub-superfície.
- b) Espessuras da cobertura quaternária.
- c) Mapas aproximados de paleo-relevo do embasamento, conduzindo a locação de furos nas partes baixas.
- d) Grande falhamentos e grandes corpos de diabásio porventura ocorrentes.

3 — Os estudos sobre aspectos geológicos do grau de evolução dos carvões prosseguem paralelamente aos demais trabalhos, e já se tem novas evidências e interpretações desenvolvendo e aperfeiçoando aquelas que foram apresentadas no Congresso Brasileiro de Geologia de Belo Horizonte, que previam a descoberta de carvão coqueificável na região Gravataí-Taquara. Não serão apresentadas aqui por envolverem discussões longas sobre vários aspectos do problema e fugirem ao escopo deste trabalho.

4 — Concluindo, são apresentadas as reservas estimadas geológicas *in situ* das jazidas situadas a leste de São Sepé (isto é, excetuando-se Candiota e outras de pequena importância até o momento):

2.585 milhões de toneladas.

Este número ainda deverá crescer muito, mas já nos dá uma idéia do muito a fazer, comparando os níveis de produção atual com a potencialidade deste bem mineral brasileiro.

Sessão — dia 01/08/77

“CARVÃO MINERAL NO RIO GRANDE DO SUL”

Prof. ARTHUR WENTZ SCHNEIDER
Eng.º FLÁVIO AUGUSTO BRINCKMANN
Eng.º OTHON SÁ CASTANHO

RESUMO

Os carvões sul-riograndenses viram sua demanda rapidamente ampliada em consequência da "crise energética" provocada pelo extraordinário aumento dos preços do petróleo no mercado internacional.

Para que o emprego desses carvões possa ser feito adequadamente e com vistas à maior diversificação de seu consumo, torna-se imprescindível obter informações mais precisas e representativas sobre suas propriedades.

Visando contribuir para que sejam alcançados esses objetivos, foram reunidos dados disponíveis, obtidos por diversos órgãos estatais e empresas do setor.

Outrossim, é apresentada uma síntese dos empregos dos carvões do Estado e de novos campos de aplicação, com dados referentes ao consumo atual e sua projeção a curto e médio prazos.

SUMÁRIO

I — PROPRIEDADES DOS CARVÕES RIOGRANDENSES

- I-1 — Análise Química
- I-1-1 — Análise Imediata
- I-1-2 — Análise Elementar
- I-1-3 — Análise Química das Cinzas
- I-2 — Lavabilidade
- I-3 — Reatividade
- I-4 — Moabilidade e Abrasão
- I-5 — Fusibilidade das Cinzas
- I-6 — Estabilidade Granulométrica

**II — EMPREGOS DO CARVÃO RIOGRANDENSE.
SITUAÇÃO ATUAL E PERSPECTIVAS**

- II-1 — Termeletricidade
- II-2 — Siderurgia
- II-3 — Fabricação de Cimento
- II-4 — Indústrias de Pequeno e Médio Porte
- II-5 — Gaseificação do Carvão

I — PROPRIEDADES DOS CARVÕES RIOGRANDENSES

Além da composição química e do poder calorífico, existem diversas características dos carvões que influem no seu emprego, tais como lavabilidade, reatividade, moabilidade, estabilidade granulométrica e fusibilidade das cinzas.

I-1 — Análise química

A análise química geralmente é fornecida sob a forma de análise imediata; no entanto, para muitos fins é conveniente a análise elementar bem como a análise das cinzas do carvão.

I-1-1 — Análise imediata

No quadro 1 constam os dados referentes aos carvões do Rio Grande do Sul.

Quadro 1 — Análise imediata (base seca) e poder calorífico de carvões do Rio Grande do Sul. (run-of-mine)

Procedência	Unidade Total %	Voláteis %	Carbono fixo %	Enxofre %	cinzas %	Poder cal superior (calo- rias/kg)
Mina do Leão	10,9	22,4	30,5	1,7	47,1	3.742
Jazida do Iruí	7,5	22,5	28,0	0,5	49,0	3.300
Mina de Char- queadas	6,7	19,5	26,9	0,7	53,6	3.100
Mina de Candiota	15,2	22,3	27,6	1,9	50,1	3.200

I-1-2 — Análise elementar

O quadro 2 mostra os resultados da análise elementar dos carvões das Minas do Leão e de Candiota.

Quadro 2 — Análise elementar dos carvões das minas do Leão e de candiota.
(bs = base seca; bsp = base seca, carvão puro).

(LABORATÓRIO: EISENBAU — ESSEN — ALEMANHA).

Procedência Elementos (%)	Mina do Leão		Candiota camada Superior		Candiota camada Inferior	
	bs	bsp	bs	bsp	bs	bsp
C	40,68	73,03	37,02	75,09	36,10	72,93
H	2,76	4,96	2,55	5,17	2,45	4,95
N	0,80	1,44	0,51	1,03	0,60	1,21
S	2,02	—	1,90	—	1,80	—
Cl	0,02	—	0,02	—	0,02	—
O (diferença)	8,39	15,06	6,88	13,96	8,10	16,36

I-1-3 — Análise química das cinzas

No quadro 3 estão consignados os resultados da análise química das cinzas dos carvões das minas do Leão e de Candiota.

Quadro 3 — Análise química das cinzas dos carvões de Candiota e Leão (%).
S = Camada Superior; I = Camada Inferior.

(LABORATÓRIO: EISENBAU — ESSEN — ALEMANHA)

	Candiota (S)	Candiota (I)	Leão
SiO ₂	65,4	69,6	52,4
Al ₂ O ₃	21,1	19,9	23,7
Fe ₂ O ₃	6,0	5,1	14,1
CaO	1,3	0,9	2,4
MgO	0,9	0,7	0,9
Na ₂ O	0,2	0,1	0,4
K ₂ O	1,3	1,1	0,7
SO ₃	0,5	0,2	2,0
P ₂ O ₅	0,2	0,1	0,2
TiO ₂	0,7	0,9	1,2

I-2 — Lavabilidade

A lavabilidade dos carvões se refere à maior ou menor facilidade de separação da parte nobre dos carvões, da fração argilosa, incombustível.

De um modo geral, nos carvões riograndenses, o material inerte (cinzas) está fina e intimamente misturado com a parte carbonosa, tornando difícil sua separação para obter frações de menor teor de cinzas e maior poder calorífico.

Os ensaios de lavabilidade, baseados especialmente na separação de frações em líquidos com densidade controlada, permitem a construção de "curvas de lavabilidade", através das quais pode ser previsto o comportamento do carvão bruto quando submetido à lavagem.

A figura 1 mostra as curvas de lavabilidade dos carvões de Candiota e do Leão no que se refere ao rendimento (recuperação percentual) de carvão em função do teor de cinzas.

Para se ter uma idéia da lavabilidade desses carvões, vamos considerar o seguinte exemplo:

Obtenção de carvão com 20% de cinzas, a partir de carvão bruto das minas de Candiota e do Leão, respectivamente.

Para determinar as percentagens correspondentes, basta procurar nas abscissas da fig. 1 o teor de cinzas igual a 20% e depois seguir a vertical respectiva até interceptar as curvas, verificando o valor das ordenadas (linha pontilhada).

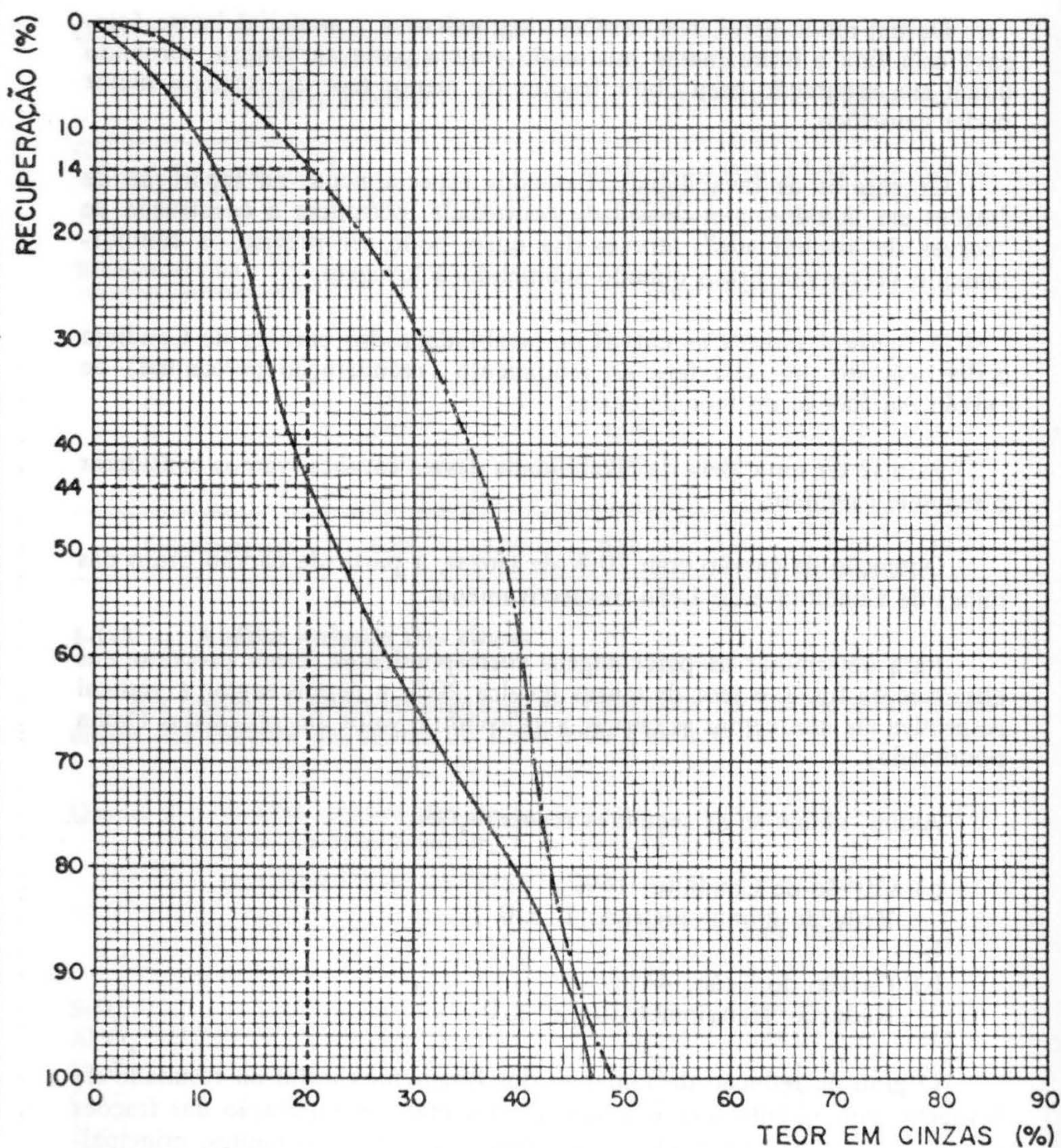
Assim, obtêm-se as seguintes recuperações:

- a) Carvão de Candiota: 14%
Redução granulométrica: 1" x 0
- b) Carvão do Leão: 44%
Redução granulométrica: 2" x 0

O grau de redução do tamanho dos fragmentos influi no resultado da lavagem, pois quanto menor a granulação, maior a separação das frações inerte e carbonosa. Tal redução granulométrica tem seus limites, principalmente para alguns usos do carvão, nos quais se exige que o tamanho mínimo das partículas permaneça acima de certos valores pré-fixados. O tipo de lavador desempenha igualmente papel importante. Assim, lavadores de "meio-denso", com todos os recursos da moderna técnica de beneficiamento, apresentam rendimentos que se aproximam dos indicados nas curvas de laboratório, enquanto os lavadores tipo "jig" têm rendimentos mais baixos.

Cabe referir que o custo de construção de um lavador de "meio-denso" é cerca de cinco vezes mais elevado que o de um "jig" de igual capacidade;

CURVAS EM FUNÇÃO DO TEOR EM CINZAS



— CARVÃO DO LEÃO - 2" x 0
- - - CARVÃO DE CANDIOTA - 1" x 0

**LAVABILIDADE DOS CARVÕES DE CANDIOTA
E DO LEÃO (CRM)**

por outro lado, o "jig" tem um grau de nacionalização de 100%, enquanto que o lavador de "meio-denso" deve aproximar-se de 50%.

A CRM inaugurou em julho de 1977 um lavador tipo "jig", com capacidade de 120 toneladas/hora, na Mina do Leão, município de Butiá.

Projetado e construído pela equipe técnica da Companhia, com material nacional, pode produzir uma ou duas frações de carvão. Uma das opções adotadas é a obtenção de carvão com 20% de cinzas e poder calorífico acima de 6.000 kcal/kg com rendimento aproximado de 35% em relação a carvão "run-of-mine", utilizado em substituição ao óleo combustível, na fabricação de cimento e mais uma fração de carvão com cerca de 40% de cinzas, rendimento de aproximadamente 30%, empregada na geração de energia elétrica. O rejeito, um folhelho argiloso, com pequeno teor de carvão, pode ser adicionado ao calcáreo e demais componentes do forno de produção de clínquer.

I-3 — Reatividade

A reatividade dos carvões representa a facilidade com que os mesmos queimam num reator, sob determinadas condições.

Quanto mais elevada a reatividade, menor o tempo que o combustível necessita para queimar; desse modo, é desejável que o carvão tenha reatividade elevada, pois permitirá queima mais rápida, com a consequente economia de tempo de operação.

A figura 2 apresenta as curvas de reatividade dos carvões do Leão, de Candiota e do "carvão vapor", de Santa Catarina, comparadas com as curvas de outros combustíveis.

Dentre outras aplicações, na redução direta de minério de ferro e na gaseificação, são desejáveis reatividades elevadas.

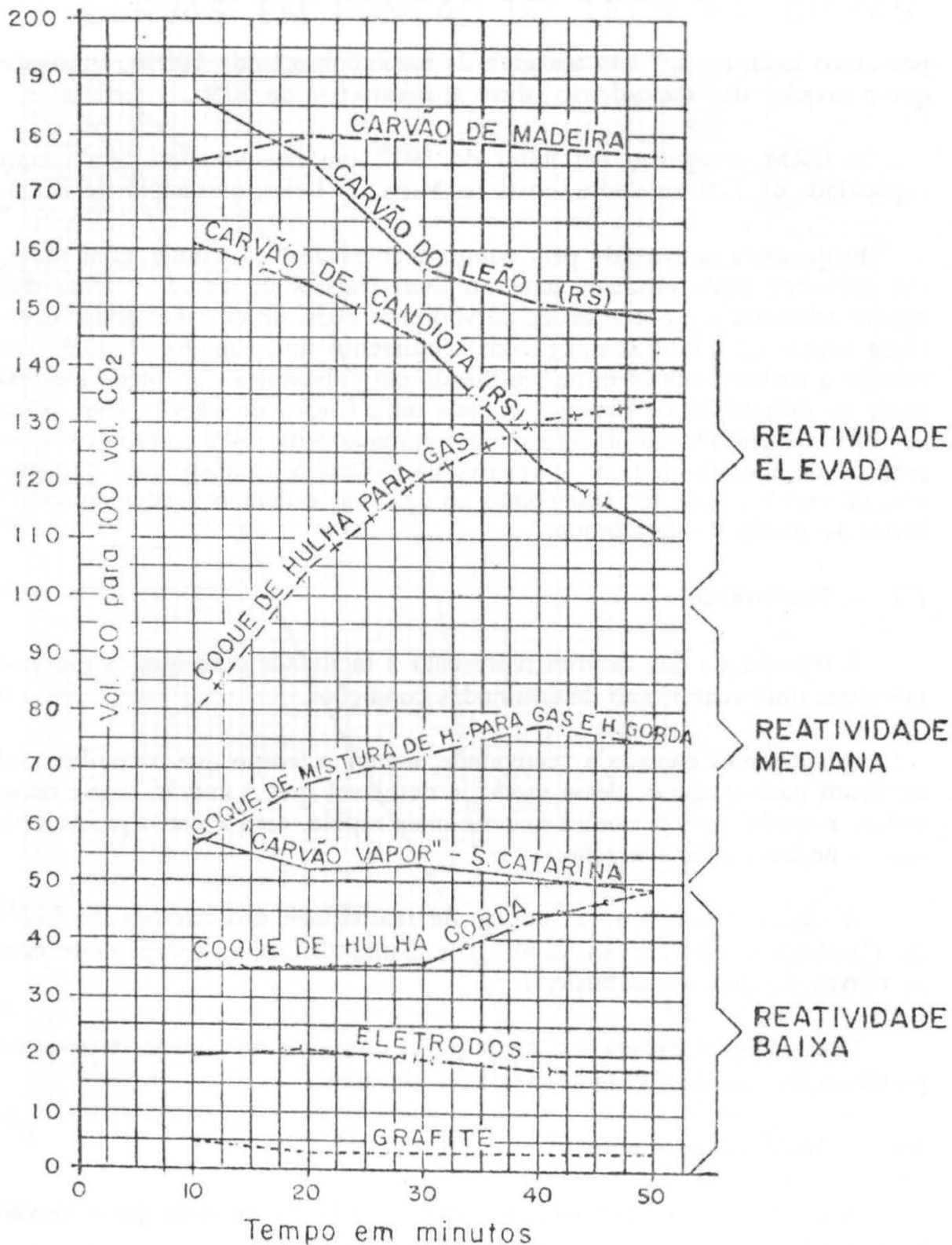
I-4 — Moabilidade e abrasão

A moabilidade ou friabilidade, refere-se à facilidade com que o carvão pode ser pulverizado ou reduzido granulometricamente.

O ensaio mais utilizado é o do Método da Máquina de Hartgrove; o resultado é expresso pelo Índice de Moabilidade Hardgrove — HGI (HGI = Hardgrove Grindability Index).

O índice de moabilidade — HGT — exprime a moabilidade de um carvão comparada com a de carvões escolhidos como padrão. Uma amostra

REATIVIDADE DE DIVERSOS COMBUSTÍVEIS À TEMPERATURA DE 950° C



ENSAIO DE REATIVIDADE
CARVÕES DE CANDIOTA E LEÃO (RS) E
CARVÃO VAPOR DE SANTA CATARINA

LABORATÓRIO: H. KOPPERS G.m.b. - ESSEN - ALEMANHA

Figura 2 — Reatividade de diversos combustíveis, comparada com a dos carvões de Candiota, Leão e do "carvão vapor" de Santa Catarina.

preparada de carvão recebe quantidade definida de energia de moagem num pulverizador de laboratório, sendo a redução do tamanho das partículas medida através de peneiração.

O ensaio é padronizado pelo Método Padrão de Ensaio da ASTM (American Society of Testing Materials), D 409 — 71.

Os índices são expressos em números que variam entre 30 e 110. Quanto mais elevado o índice de moabilidade (ou friabilidade), tanto maior a facilidade de pulverização do carvão.

Os carvões podem ser classificados, de acordo com o índice HGT, em:

Duros: HGT = 40 — 65

Mediana Dureza: HGT = 65 — 90

Friáveis: HGT = 90 — 115

Estudo realizado pelos Drs. Adelmo Machado e Luiz Edmundo B. Soledade, determinou os índices HGT de diversos carvões do Rio Grande do Sul e de Santa Catarina (Quadro 4).

Quadro 4 — Índices de moabilidade — HGI — de carvões do Rio Grande do Sul e de Santa Catarina.

Procedência	Índice de Moabilidade HGI
Carvão pré-lavado, de Santa Catarina	50
Carvão lavado em "jig", de Santa Catarina	50
Carvão lavado em ciclone de Santa Catarina	52
Carvão bruto, Camada I ₁ F — Charqueadas	69,5
Carvão redutor, Camada I ₁ F — Charqueadas	52,5
Carvão bruto, Camada I ₂ B — Charqueadas	60,2
Carvão bruto — Candiota	122
Carvão bruto — Leão	67
Carvão c/ 18% de cinzas — Leão	55

Além da moabilidade deve ser considerado o desgaste ou abrasão produzido nos equipamentos durante a moagem e que depende principalmente dos minerais presentes nas cinzas do carvão; de um modo geral, o quartzo

é muito abrasivo. Além disso, o tamanho das partículas minerais é fator que influi na abrasão.

A composição mineralógica dos carvões de Candiota e do Leão, determinada pelo Laboratório da EISENBAU — ESSEN — (Alemanha Ocidental) é a seguinte:

Mineral	Leão	Candiota (S)	Candiota (I)
Argila	81	91	91
Quartzo	6	5	5
Pirita	4	1	1
Carbonatos	9	3	3

Assim, um carvão pode apresentar excelente moabilidade, mas causar desgaste excessivo dos equipamentos de pulverização. Para contornar esse efeito deve ser selecionado um tipo de pulverizador que sofra a menor abrasão possível.

I-5 — Fusibilidade das cinzas

A fusibilidade das cinzas, ou seja, a fração incombustível dos carvões, depende da composição química.

Assim, os álcalis (Na_2O , K_2O) baixam as temperaturas de amolecimento e de fusão, enquanto a sílica (SiO_2) e a lumina (Al_2O_3), elevam essas temperaturas.

Na redução direta de minério de ferro, por exemplo, é necessário que a temperatura de amolecimento seja superior a 1.100°C , sob pena de se formarem “anéis” no interior do forno rotativo, que são crostas originadas pela sinterização das cinzas, as quais aderem ao forno e obrigam a paralisação dos trabalhos, para eliminação dos “anéis”.

No processo de gaseificação e na queima em grelhas, a fusibilidade desempenha igualmente papel importante, devendo as temperaturas de início de amolecimento e de fusão permanecer dentro dos limites especificados. A fusibilidade dos carvões de Candiota e do Leão constam no Quadro 5.

Quadro 5 — Fusibilidade das cinzas dos carvões de Candiota e do Leão.
I = Camada Inferior — S = Camada Superior

FONTE: BERGBAU - FORSCHUNG - ESSEN - ALEMANIA

Fusibilidade das Cinzas (°C)	Candiota (S)	Candiota (I)	Leão
Amolecimento:			
a) Atmosfera fracam. redutora	1260	1390	1220
b) Atmosfera oxidante	1350	1430	1350
Fusão:			
a) Atmosfera fracam. redutora	1650	1620	1500
b) Atmosfera oxidante	1570	1570	1450

I-6 — Estabilidade granulométrica

Existem carvões que tendem a pulverizar-se com facilidade, formando elevada percentagem de finos, enquanto que outros possuem elevada estabilidade granulométrica.

A formação de finos depende em grande parte da composição petrográfica, ou seja, dos tipos de macerais ou grupos de macerais presentes no carvão, bem como do teor e da natureza das cinzas, e do grau de intercrescimento entre as cinzas e a matéria carbonosa.

Assim, abundância de vitrita e fusita, conduzem à tendência do carvão para formação de finos, enquanto que a clarita e a durita não tendem à pulverização.

Para certos empregos, como na gaseificação pelo processo LURGI, o carvão não deve conter partículas com diâmetro inferior a 5 mm. Além disso, os queimadores de grelha geralmente não funcionam bem quando o teor de finos ultrapassa certos limites.

Quando o carvão deve ser pulverizado, como nas modernas usinas termoelétricas e no processo de gaseificação Koppers - Totzek, a formação de finos é desejável, pois representa tendência para boa moabilidade.

A composição mineralógica das cinzas é outro fator importante; assim, quanto maior o teor de argila, tanto maior a agregação entre as partículas e menor a tendência para a pulverização.

II — EMPREGOS DOS CARVÕES RIOGRANDENSES: SITUAÇÃO ATUAL E PERSPECTIVAS

No Quadro 6 constam os principais empregos dos carvões do Rio Grande do Sul e a previsão do incremento desses empregos a curto prazo (dentro de cinco anos) e a médio prazo (dentro de 10 anos).

Quadro 6 — Principais empregos dos carvões do Rio Grande do Sul

		Atual (T/a)	A Curto prazo (t/a)	A Médio Prazo (t/a)
Termeletri- cidade	Candiota	600.000	2.800.000	5.000.000
	Charqueadas	350.000	700.000	2.500.000
	São Jerônimo	100.000	100.000	100.000
	Sub-total 1	1.050.000	3.600.000	7.600.000
Siderurgia	Redução Direta SL/RN	60.000	300.000	1.000.000
	Misturas Ternárias (Alto Forno)	—	—	—
	Baixo Forno Elétrico (Mannesmann)	—	—	—
	Sub-total 2	60.000	300.000	1.000.000
Substituição de Derivados de Petróleo ou de Lenha	Fabricação de Cimento	120.000	2.000.000	4.000.000
	Caldeiras Fixas	10.000	100.000	300.000
	Secadores Cerâmica	130.000	2.100.000	4.300.000
	Sub-total 3	130.000	2.100.000	4.300.000
Gastificação	Gás Industrial Gás Domiciliar Amônia e Uréia	—	2.000.000	12.000.000
	Redução Direta GLP Sintético Carboquímica	—	2.000.000	12.000.000
	Sub-total 4	—	2.000.000	12.000.000
	Total	1.240.000	8.000.000	24.900.000

Como se observa no referido quadro, os empregos mais importantes são os seguintes:

II-1 — Termelétricidade

Representa atualmente o mercado principal dos carvões riograndenses.

A curto prazo, está prevista a ampliação da Central Termelétrica Presidente Médici, em Candiota, que passará de 126 megawatts para 446 megawatts. Atualmente funcionam duas unidades, de 63 megawatts cada uma, devendo ser instaladas mais duas unidades, com 160 megawatts cada.

A entrada em operação está prevista para fins de 1981. A Mina de Candiota deverá aparelhar-se para produzir 2,8 milhões de toneladas/ano de carvão "run of mine". Será necessário adquirir uma escavadeira "dragline", com capacidade em torno de 30 jardas cúbicas (23 m^3) ou duas, com capacidade de 18 jardas cúbicas ($13,75 \text{ m}^3$), além de uma máquina de carregamento tipo "shovel", de 10 jardas cúbicas ($7,6 \text{ m}^3$).

A Central Termelétrica de Charqueadas deverá ser ampliada, de acordo com estudos que a ELETROSUL vem realizando e representará a duplicação do atual consumo de carvão.

A ampliação da unidade de redução da Aços Finos Piratini implica no aumento do consumo de carvão, que deverá passar de 60.000 t/ano para 300.000 /ano. O carvão bruto da Mina de Charqueadas é beneficiado pela Aços Piratini, no lavador de sua propriedade, obtendo carvão com 35% de cinzas, além do carvão termelétrico, que é utilizado na Central de Charqueadas; trata-se de um complexo integrado mina - lavador - forno de redução - usina termelétrica.

II-2 — Siderurgia

Embora o carvão riograndense, excetuado o da região de Gravataí, não seja coqueificável, o mesmo pode ser empregado na siderurgia (obtenção de ferro pela redução de seus minérios).

Assim, existem as seguintes opções:

a) Redução direta, por via sólida, pelo processo SL/RN, utilizado pela Aços Finos Piratini. O carvão é utilizado sob forma sólida.

b) Misturas ternárias — Efetuaram-se experiências com misturas de 20% de carvão da Mina do Leão (com 18% de cinzas), com FSI = 0 (FSI = Free Swelling Index ou Índice de Inchamento), 20% de carvão

coqueificável catarinense (FSI maior do que 5) e carvão coqueificável importado. O coque obtido apresentou boas características.

c) Baixo forno elétrico — Experiências realizadas em processo de redução em baixo forno elétrico, com carvão de 18% de cinzas, da Mina do Leão, apresentaram resultados favoráveis, representando, assim, outra possibilidade de emprego para o carvão sulriograndense na siderurgia não convencional.

II-3 — Fabricação de Cimento

O emprego do carvão na produção de cimento teve início na fábrica da I. R. F. Matarazzo, em Morretes, município de Canoas. O carvão bruto da Mina do Leão (120.000 t/ano) é beneficiado no Lavador “Eng.º Eurico Rômulo Machado”, da CRM, localizado junto à Mina do Leão, obtendo-se três frações: carvão com 20% de cinzas, carvão com 40% de cinzas e rejeito argiloso. As três frações são transportadas até o embarcadouro, localizado às margens do rio Jacuí, em São Jerônimo e embarcadas em chatas, que as conduzem até a fábrica em Morretes.

Está prevista sensível ampliação do consumo de carvão em fábricas de cimento, tendo a CAEEB — Companhia Auxiliar de Empresas Elétricas Brasileiras levantado mercado de 2 milhões de toneladas/ano, somente na zona sul do Brasil.

II-4 — Indústrias de pequeno e médio porte

Outro mercado que tende a ampliar-se rapidamente é o de indústrias de pequeno e médio porte, que utilizam óleo ou lenha para geração de calor ou de vapor, como olarias, fábricas de papel e outras. Será necessário efetuar algumas ajustagens nas instalações e na granulometria do carvão para que esse mercado se desenvolva rapidamente.

II-5 — Gaseificação

A instalação das unidades de gaseificação, pela PETROBRÁS, constitui certamente um dos mercados mais promissores para o carvão do Rio Grande do Sul. Em princípio, está previsto que as unidades de gaseificação deverão utilizar carvão com 20% de cinzas, sendo a fração com 40% de cinzas empregada na geração térmica do complexo de gaseificação e indústrias associadas.

As principais utilizações previstas para o gás de carvão são as seguintes:

a) Produção de amônia e uréia, insumos básicos da indústria de fertilizantes, pela Companhia Riograndense de Nitrogenados - CRN.

b) Siderurgia — Redução direta de minério de ferro, por via gasosa, produzindo-se “ferro-esponja” semelhante ao obtido pela Aços Finos Piratini em Charqueadas, no processo de redução por via sólida; o “ferro esponja” é utilizado na indústria do aço.

c) Consumo industrial e domiciliar — Produção de calor nas indústrias e nas residências, em substituição ao GLP (gás liquefeito de petróleo), devendo o gás ser distribuído através de canalização, pela CARBOGÁS, empresa do Estado, sob a égide da Secretaria de Energia, Minas e Comunicações.

Como se vê, são muito variados os empregos do carvão riograndense e a produção atual deverá ser quintuplicada, a curto prazo.

Trata-se, por outro lado, de um desafio sem precedentes para as empresas de mineração, tanto na captação de recursos para a implantação das novas minas e das instalações de beneficiamento, como na preparação de pessoal qualificado para operar as minas e os lavadores.

Assim, para implantar uma mina com capacidade de 2 milhões de toneladas/ano, serão necessários investimentos de ordem de 350 a 400 milhões de cruzeiros. O faturamento anual, a preços atuais, será da ordem de 500 milhões de cruzeiros.

O Imposto Único sobre Minerais (IUM) correspondente será de 75 milhões de cruzeiros, cabendo como retorno, Cr\$ 52.500.000,00 ao Estado, Ir\$ 15.000.000,00 ao município no qual se localiza a jazida e Cr\$ 7.500.000,00 à União.

O número de empregos diretos gerados pela unidade mineira referida situa-se acima de 1.000, em grande parte constituído de pessoal qualificado.

Se considerarmos os investimentos necessários à implantação das unidades de gaseificação, da fábrica de amônia e uréia, das indústrias siderúrgicas, do sistema de distribuição de gás canalizado, podemos avaliar o volume e recursos a serem empregados, bem como, por outro lado, o vulto extraordinário do valor dos produtos obtidos e dos impostos a serem arrecadados, podendo prever-se profunda alteração na economia da região carvoeira e do próprio Estado, com reflexos inclusive na economia nacional.

QUADRO 5-6-2

RESERVAS DE CARVÃO DO BRASIL MERIDIONAL

(MULTIPLICAR OS VALORES POR 1.000.000 TONELADAS)

ESTADO	JAZIDAS		RESERVAS				TOTAL DA JAZIDA	
			MEDIDA	INDICADA	INFERIDA	TOTAIS		
RIO GRANDE DO SUL	CANDIOTA	CÉU ABERTO	269,00	283,50	—	552,50	8.000,00	
		MINA SUBTERRÂNEA	50,00	661,50	6.736,00	7.447,50		
	IRUÍ	CÉU ABERTO	16,00	—	—	16,00	1.829,70	
		MINA SUBTERRÂNEA	96,80	216,90	1.500,00	1.813,70		
	LEÃO-BUTIAÍ	MINA SUBTERRÂNEA	34,00	6,00	1.600,00	1.640,00	1.640,00	
	CHARQUEADAS	MINA SUBTERRÂNEA	CAMADA I _{1F}	325,70	188,10	63,00	576,80	1.560,00
			CAMADA I _{2B}	340,20	143,70	500,00	983,90	
GRAVATAÍ	—	—	—	1.000,00(?)	—	1.000,00		
SUB-TOTAL	—		1.131,70	1.499,70	11.399,00	—	14.040,40	
SANTA CATARINA	SANTA CATARINA	CAMADA B. BRANCO	CÉU ABERTO	30,00	—	—	30,00	1.705,26
			MINA SUBT.	209,17	387,03	221,16	817,36	
		CAMADA IRAPUA'	CÉU ABERTO	—	—	10,00	10,00	
			MINA SUBT.	—	—	—	—	
		CAMADA BONITO	CÉU ABERTO	15,00	—	—	15,00	
MINA SUBT.	15,90		206,50	610,50	832,90			
SUB-TOTAL	—		270,07	593,53	841,66	—		
PARANÁ	RIO DO PEIXE	MINA SUBTERRÂNEA	28,40	11,60	—	40,00	40,00	
TOTAIS	—		1.430,17	2.104,83	12.240,66	—	15.775,66	

FONTES: DACM, CRM, COPELMI, DNPM, CPRM.

Sessão — dia 01/08/77

“MECÂNICA DE ROCHAS PRÁTICA”

Prof. Dr.
CARLOS DINIZ DA GAMA

Parte 1

ESCAVAÇÃO EM ROCHAS — PERFURAÇÃO

INTRODUÇÃO

Embora considerada por muitos a ciência básica da mineração moderna, a Mecânica das Rochas não tem tido a aplicação prática compatível com suas potencialidades.

Existe um nítido divórcio entre Mecânica Teórica e as suas possíveis aplicações na resolução de problemas de mineração, sendo evidente que ambos os domínios beneficiariam com um maior entrosamento de conceitos. Será necessário, para o interesse geral, que o mistério criado pelos teóricos de Mecânica de Rochas em torno de seus desenvolvimentos analíticos, assim como o desprezo com os práticos encaram essas complexas análises teóricas, desapareçam progressivamente, com o advento de uma era em que todos falem linguagem comum.

Nossa experiência tem demonstrado que muitas vezes o divórcio acima referido resume-se a um simples problema de semântica, mantido por pessoas que não estão interessadas no diálogo franco e aberto sobre questões tecnológicas.

É portanto com a intenção de quebrar essa barreira, que iniciamos esta série de artigos, visando à divulgação dos conceitos subjacentes ao progresso científico e tecnológico verificado recentemente em Mecânica das Rochas.

Dado que nas aplicações se pode dividir a atividade da Mecânica das Rochas em dois campos principais (o de fragmentar as rochas em suas jazidas naturais para a abertura de escavações, e o de manter o controle sobre as rochas situadas na vizinhança dessas escavações) orientaremos esta apresentação, em termos resumidos, nos seguintes itens:

- a) Escavações em rochas: Perfuração.
- b) Escavações em rochas: Desmonte com explosivos.
- c) Estabilização: de escavações a céu aberto.
- d) Estabilização de escavações subterrâneas.

Procuraremos tratar os temas em linguagem acessível, de forma a orientar a exposição no sentido de contribuir para a resolução dos pro-

blemas práticos de Mecânica das Rochas que são originados na indústria mineira.

A PERFURAÇÃO EM ROCHAS E SEUS MECANISMOS

A perfuração de rochas consiste fundamentalmente na sua fragmentação localizada, por meio de uma broca que entra em contato com a rocha do fundo do furo, a qual promove a abertura de um volume geralmente cilíndrico, de pequeno diâmetro comparado com a respectiva altura. Faz ainda parte da perfuração, a limpeza e remoção dos fragmentos, por meio da circulação de um fluido, que também diminui a temperatura das brocas.

A eficiência dessa fragmentação depende de vários fatores, entre os quais se salientam as propriedades mecânicas da rocha, o tipo de perfuratriz empregada, as pressões que atuam à profundidade do fundo do furo e as propriedades do fluido circulante.

Regra geral, quanto mais profundo é o furo maior é a energia necessária para fragmentar a rocha, devido às maiores pressões de confinamento em torno do fundo do furo, que provocam aumento na resistência e plasticidade da rocha.



Fig. 1

Os dois parâmetros mais importantes na perfuração são a velocidade de avanço (ou de penetração) e a energia específica. A primeira é diretamente proporcional ao volume da rocha fragmentado por unidade de tempo, e inversamente proporcional à área do furo.

Quanto à energia específica, ela pode-se definir pelo trabalho dispendido por unidade de volume de rocha perfurada, sendo tanto maior quanto menor for a área do furo. Por outro lado, a energia específica

aumenta com o torque atuante na broca e com a velocidade de rotação da mesma broca.

A fim de caracterizarmos melhor os parâmetros fundamentais da perfuração, faremos referência aos tipos de perfuratrizes mais usualmente empregadas na prática. Assim, podem-se definir 3 grupos distintos:

- a) Perfuratrizes por percussão.
- b) Perfuratrizes rotativas, com dentes de corte.
- c) Perfuratrizes rotativas de rolos tricônicas.

Complementarmente, podem-se citar as perfuratrizes de coroa de diamante e as modernas perfuratrizes vibro-rotativas, de comando hidráulico.

Na Fig. 1 encontram-se representados os mecanismos típicos da atuação das brocas, dessas perfuratrizes sobre a rocha.

As perfuratrizes percussivas, que ainda são as mais utilizadas, especialmente para a abertura de furos de pequeno diâmetro usados nos esquemas de fogo para a escavação de túneis, provocam nas rochas fraturas radiais que se propagam até à superfície do fundo do furo, originando pequenas escamas, conforme se representa na figura. Depois de cada impacto, a broca sofre uma rotação (geralmente de 30°) e atinge a rocha com nova percussão.

Ao número de impactos por unidade de tempo dá-se o nome de frequência, sendo que quando ela aumenta, faz aumentar linearmente a velocidade de penetração da broca. Analogamente esta velocidade é diretamente proporcional ao volume de rocha fragmentado por cada impacto.

A experiência confirma que a velocidade de avanço das perfuratrizes percussivas é proporcional à potência mecânica fornecida à perfuratriz, enquanto que o volume de rocha fragmentado na perfuração é proporcional à energia do sistema de perfuração.

No que se refere às perfuratrizes rotativas que possuem dentes de corte (geralmente utilizadas em rochas brandas e solos), sabe-se que a sua velocidade de penetração é diretamente proporcional ao número de dentes e à profundidade de corte de cada um deles. Também se constatou que para aumentar essa velocidade deve-se atuar na velocidade de rotação da broca e no torque aplicado, pois estes parâmetros são aproximadamente proporcionais aquela velocidade.

Frequentemente, as perfuratrizes rotativas com rolos cônicos, habitualmente usadas em rochas semi-duras e duras para abrir furos de diâmetros superiores a 6" (15 cm), possuem velocidades de penetração diretamente

proporcionais ao volume da rocha fragmentada pelo contacto de cada rolo, e ao número de contactos por revolução de perfuratriz.

Um fator importante na perfuração é o peso exercido pela coluna da perfuração sobre a broca de rolos cônicos, sabendo-se que a velocidade de penetração aumenta com o quadrado do peso da coluna dividido pelo diâmetro do furo. Há também evidência que essa velocidade é inversamente proporcional ao quadrado da resistência na rocha.

Embora a velocidade de penetração seja um bom índice para avaliar a eficiência de uma perfuração em rocha, existem outros índices também utilizados para esse fim, como sejam a energia consumida, o desgaste das brocas e o custo. Este último é influenciado pelos 3 anteriores, sendo normalmente exigido um equilíbrio entre estes para que se alcance um custo mínimo de perfuração.

DUREZA, ABRASÃO E PERFURABILIDADE DAS ROCHAS

Após uma descrição resumida das correlações existentes entre os parâmetros fundamentais da perfuração e as características mecânicas do sistema (energia, potência, tipo de broca, etc.) faremos referência às propriedades das rochas que se admite influenciarem mais diretamente o fenômeno.

Atendendo ao fato de ser frequente haver confusões relativamente ao significado daqueles conceitos, será conveniente proceder de início à sua definição. Assim, considera-se *dureza* de uma rocha como a resistência por ela oferecida à penetração de qualquer ferramenta, enquanto que a *abrasão* se refere à resistência das rochas às ações de desgaste, seja em contato com metais ou com quaisquer outros materiais, inclusive a própria rocha.

Estas duas propriedades, assim como a perfurabilidade (que se pode definir como a resistência que a rocha oferece à penetração de uma broca em condições padrão), dependem da natureza e distribuição dos componentes minerais das rochas, e também do tipo de ligações intergranulares.

Existem numerosos testes para a determinação destas propriedades, os quais variam com o organismo que os estabeleceram pela primeira vez, havendo até no mesmo país organismos diferentes propondo testes distintos para determinação das mesmas propriedades.

Em vista dessa diversidade de padronização, a Sociedade Internacional de Mecânica das Rochas, elaborou recentemente, através da sua Comissão de Testes Laboratoriais, uma norma para a determinação da dureza, abrasividade e perfurabilidade das rochas.

Nesse documento após um exame descritivo dos vários métodos conhecidos, são propostos os seguintes equipamentos para a avaliação dessas propriedades:

Dureza: Martelo de impacto tipo Schmidt e Escleroscópico Shore, tipo C.2
Abrasividade: Teste Los Angeles

Perfurabilidade (por percussão): Aparelho para o ensaio de impacto em agregados, tipo Protodyakonov modificado.

As respectivas especificações constam de documentos publicados para a Sociedade Internacional de Mecânica das Rochas.

Assinalemos que a dureza Schmidt e os dados de abrasividade medidos através do processo Taber modificado, permitiram desenvolver um índice de rochas que se correlacionam muito bem com a "cavabilidade" dos maciços rochosos, ou seja, com a utilização de máquinas rotativas do tipo "Shield" para a escavação de túneis e poços. Tal índice, que Tarkoy designou por *dureza total*, é igual ao produto da dureza medida pelo processo Schmidt, pela raiz quadrada do valor da abrasividade determinada pelo aparelho de Taber. Além de ser possível classificar os maciços rochosos segundo valores da dureza total (como refere Merrit), verifica-se que esta propriedade varia inversamente com a velocidade de penetração ou de avanço de túneis escavados por máquinas "Shield".

Estas tentativas de correlação entre os parâmetros que caracterizam a natureza mecânica das rochas e as especificações dos equipamentos de perfuração são as contribuições mais diretas da Mecânica de Rochas para a otimização dos trabalhos de perfuração.

INTERAÇÃO ENTRE AS BROCAS E A ROCHA

As relações qualitativas a que referimos anteriormente, estabelecem as variações típicas entre as propriedades da rocha e as características dos equipamentos de perfuração. A fim de estudar a influência de umas e outras na eficiência das operações de perfuração, numerosas pesquisas têm sido realizadas para conhecer melhor o problema da interação entre rocha e broca. Em certos ensaios laboratoriais, a ferramenta de perfuração é simulada por meio de cunhas metálicas exercendo esforços de impacto ou de rotação com características padronizadas, de modo que se obtêm correlações importantes com grande interesse prático.

Uma dessas correlações é estabelecida na perfuração por percussão, entre a força normal exercida sobre a rocha e a penetração da boca (ver fig. 2).

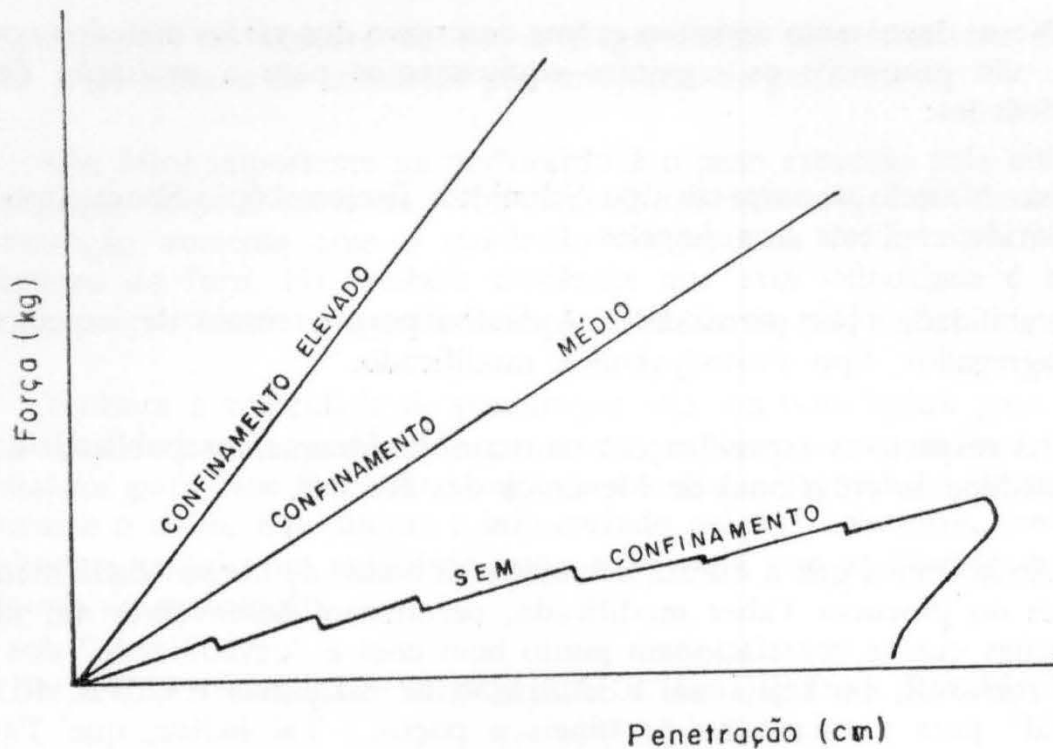


Fig. 2

Pode observar-se neste diagrama (devido a GNIRK e CHEATHAM) que quando o fundo do furo não se encontra confinado, ou a pressão nele atuante é aproximadamente igual à pressão atmosférica (caso dos furos pouco profundos) a rocha rompe em regime frágil, dando origem a uma curva irregular em virtude das discontinuidades que aparecem quando cada fragmento é destacado. Quando a pressão do fundo aumentar, as irregularidades na curva diminuem, embora aconteçam pequenas discontinuidades na força aplicada. Em regime de altas pressões de confinamento (grandes profundidades) a rotura da rocha tem lugar em regime plástico, sem formação de fragmentos ou escamas que se destacam, dando origem a uma característica força-penetração aproximadamente linear, a qual revela, contudo, que são necessárias forças de penetração mais elevadas para conseguir-se os mesmos avanços da broca que nas situações de baixo confinamento.

Um dos fatores principais nessa interação é a composição e densidade do fluido de circulação. O peso da coluna de fluido exerce-se sobre o fundo do furo, modificando o regime de rotura da rocha de acordo com o esquema da figura 2.

Uma importante conclusão prática daí resultante, é a que é sempre conveniente perfurar com injeção de ar, a fim de melhorar os rendimentos de perfuração, embora muitas vezes essa prática seja prejudicada pela produção de grande quantidade de poeiras, especialmente nos ambientes subterrâneos, onde é muitas vezes proibida.

É fato conhecido por todos que as velocidades de perfuração diminuem com a profundidade, mesmo sem considerar o desgaste das brocas. Tal ecrécimo pode ainda ser explicado (além da já mencionada subida da pressão de confinamento) pelo aumento que sofrem as resistências das rochas quando submetidas a confinamentos crescentes. Este problema foi estudado em detalhe por Murray e Cunningham, com os ensaios de laboratório executados com uma perfuratriz dotada de uma broca de 3,2 cm de diâmetro, que exercia um peso de 500 kg sobre o fundo do furo e rodando com a velocidade de 50 r.p.m.

Os resultados dessa pesquisa encontram-se representados na Fig. 3, para três tipos de correntes de rochas.

Verifica-se portanto que a velocidade de penetração aumenta com a diminuição da resistência à compressão das rochas, mas decresce, para

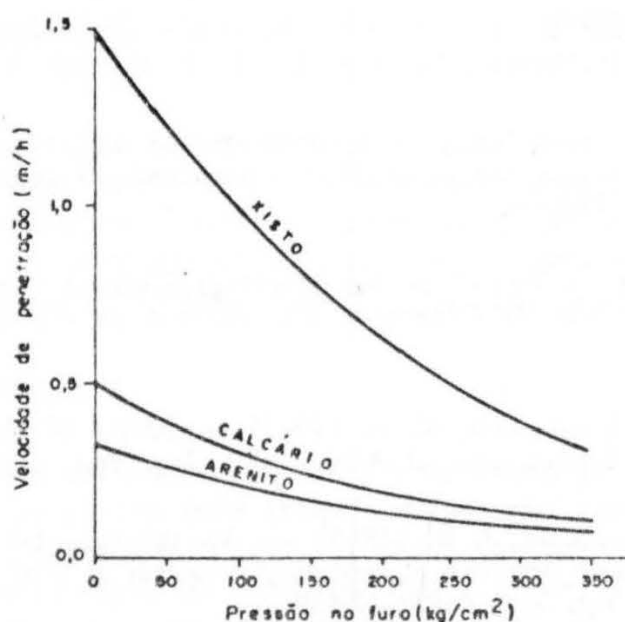


Fig. 3

cada tipo de rocha, com a pressão de confinamento exercida sobre a base do furo.

Estas constatações permitem deduzir quais serão as características mecânicas mais aconselháveis para a perfuratriz que se pretenda utilizar em determinado tipo de rocha e para certas condições de profundidade (ou confinamento) dos furos. Tal contribuição de mecânica das Rochas para a otimização dos trabalhos de perfuração é de grande valia no planejamento desses trabalhos, assim como para a adaptação dos parâmetros

mecânicos às variabilidades do material rochoso e às condições reais de perfuração. O conhecimento, ainda que qualitativo, das correlações entre umas e outras possibilita a tomada consciente de decisões e estimula a pesquisa constante das circunstâncias que conduzem à melhor eficiência das operações de perfuração em rochas.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Fairhurst, C.* (1961) Wave Mechanics of Percussive Drilling. Mine & Quarry Engineering, March 1961.
- Maurer, W. C.* (1967) — The Stat of Rock Mechanics Knowledge in Drillin. 8 th Symposium on Rock Mechanics Ed. Aime, New York.
- Schmidit, R. L.* (1972) — Drillability Studies: Percussive Drilling in the Field U. S. Bureau of Mines.
Report of Investigations 7684. Washington.
- Selim, A. A. and Bruce, W. E.* (1970) — Prediction of Penetration Rate for Percussive Drilling. In "Surface Mining". Ed. E. P. Pflleider AIME. New York.
- Tarkoy, P. J.* (1973) — A Study of Rock Properties and Tunnel Boring Machine Advance Rater in two MICA SCHIST Formation. 15 th Symposium on Rock Mechanics. South Dakota.
- Merrit, A. H.* (1974) — Tunnel Boring Machines-Geologic Control. Panel Contribution to Theme VII. II Congresso Internacional de Geologia de Engenharia. São Paulo.
- Murray, A. S. and Cunningham, R. A.* (1965) — Effect of mud column pressure on drilling rate. Transactions of AIME. Vol. 204, pág. 196-203.
- Gnirk, P. F. and Cheatham, J. B.* (1965) — An experimental study of single bit tooth penetration into dry rock at confining pressures of 0 to 5,000 p.s.i. Transactions of AIME, vol. 234, pág. 117-130.

RESUMO

Na segunda parte desta série de artigos sobre Mecânica de Rochas Prática abordaremos a operação mais importante da escavação em rocha: O desmonte com explosivos.

Embora no estado atual dos conhecimentos seja possível projetar cientificamente trabalhos de desmonte, a verdade é que se faz reduzida aplicação prática da teoria dos mecanismos de atuação dos explosivos no interior das rochas, sendo a maioria dos desmontes estabelecida por métodos empíricos.

Visando a divulgação dos conceitos de Mecânica de Rochas aplicáveis aos desmontes com explosivos (capítulo hoje designado por Dinâmica de Rochas) procuraremos ilustrar os aspectos fundamentais que surgem na atividade do engenheiro preocupado com a resolução de problemas práticos neste domínio, oferecendo assim contribuições para a perspectiva otimização.

I — INTRODUÇÃO

Os trabalhos de escavação em rocha visam geralmente o aproveitamento do espaço aberto pela própria escavação (caso de túneis, canais, poços, etc. . .), e/ou a utilização da rocha fragmentada para fins construtivos, ou para a extração de minérios. Em qualquer dos casos, a escavação pode ser considerada essencialmente como uma operação de fragmentação de rochas, localizadas na posição da sua jazida natural, operação essa que é normalmente complementada por etapas de carregamento e transporte do material fraturado, e eventualmente por britagem e moagem do mesmo.

Os processos tecnológicos disponíveis para realizar a fragmentação das rochas em trabalhos de escavação são variados e dependentes de numerosos fatores.

Como é evidente, o fator mais importante é a natureza mecânica do próprio terreno que se pretende escavar. Ainda não se encontram cientificamente estabelecidos quais os parâmetros que influenciam mais diretamente a resistência dos terrenos às ações de penetração de ferramentas

e a maior ou menor dificuldade de escavação. Sabe-se que tal resistência aumenta com o módulo de elasticidade do terreno, com a sua resistência à compressão uniaxial, a sua densidade, coesão e ângulo de atrito interno.

Uma maneira expedita de incluir os efeitos dessas várias grandezas consiste em medir a velocidade de propagação das ondas sísmicas através do terreno em questão, havendo hoje numerosos ábacos e diagramas que caracterizam o intervalo de valores em que determinado tipo de equipamento pode atuar adequadamente na escavação mecânica.

De um modo geral, admitem-se os seguintes intervalos de velocidades sísmicas:

Até 500m/s — métodos manuais ou mecânicos de desmonte

De 500m/s a 2.000m/s — terreno escarificável

Superior a 2.000m/s — terreno não escarificável

No terceiro destes grupos inclui-se a maioria das rochas e maciços perfuração e explosivos, ou métodos especiais de escavação, que recebem o nome genérico de métodos exóticos de desmonte.

Na Tecnologia atual, não existe ainda substituto economicamente viável para os explosivos no desmonte de rochas duras, não obstante variados métodos tenham sido testados e continuem a ser aperfeiçoados. A utilização de máquinas rotativas para a escavação de túneis circulares em rocha branda e medianamente dura é já competitiva com os processos convencionais de desmonte, mas ainda não se reconhece tal competição para rochas duras.

Um recente estudo do U.S. Bureau of Mines (1) revela os diferentes métodos que têm sido extensivamente pesquisados para o desmonte de rochas duras (em especial nos trabalhos de abertura de túneis). Tais métodos são classificados em dois grupos:

- 1 — Técnicas novas ou exóticas: térmica, hidráulica, combinação de ambas ou impacto de projéteis.
- 2 — Aplicações inovadoras de fontes convencionais de energia: explosivos e energia mecânica.

Essa pesquisa, que foi complementada pelo estudo de novos processos de carregamento e movimentação dos escombros resultantes dos desmontes, permitiu concluir que, no estado atual da tecnologia, o tópico 2 continua a merecer maior interesse prático do que 1.

Também na Suécia o problema tem sido cuidadosamente analisado, mostrando Johansson e Persson (2) que enquanto os custos de escavação,

com explosivos, de rochas duras, pouco se alteram com o aumento da resistência mecânica das rochas, eles sobem consideravelmente quando se empregam máquinas perfuratrizes de grande diâmetro. Estas últimas são também muito mais sensíveis em relação à abrasividade das rochas, do que os custos do desmonte com explosivos.

Comparando a escavação de túneis em rocha dura pelos dois métodos, os referidos autores realçam mais outras vantagens apresentadas pelos explosivos: consumos de energia na relação 1/12,5, velocidades médias de avanço na relação 10/7,5 e custos de escavação por m³ cerca de 10 vezes menores.

Essa comparação torna-se ainda mais favorável aos métodos convencionais quando se trata de escavações a céu aberto, onde o custo de desmonte por m³ é em média 10 vezes menor do que em subterrâneo, para o mesmo tipo de rocha.

Por estes motivos, as técnicas de desmonte de rochas com perfuração e uso de explosivos continuarão provavelmente por grande número de anos a dominar o panorama das escavações em rocha dura. Consequentemente, é vantajoso que sejam melhor conhecidos os mecanismos da fragmentação das rochas submetidas à atuação dos explosivos, pois só dessa forma serão melhorados os rendimentos de utilização dos explosivos industriais e minimizados os custos operacionais de escavação.

II — REGRAS FUNDAMENTAIS PARA O PROJETO DE DESMONTES DE ROCHA COM EXPLOSIVO

A conjugação de estudos teóricos⁽³⁾ com a atividade prática permite-nos estabelecer uma sequência de fases principais para o projeto racional de desmontes de rocha.

Tais fases são listadas em seguida, passando-se depois em revista os aspectos mais importantes de cada uma delas, e referindo-se especialmente os tópicos relacionados com Mecânica de Rochas Prática:

1 — Estabelecimento da produção e da fragmentação pretendidas, nomeadamente do tamanho máximo dos blocos a obter após o desmonte.

2 — Fixação preliminar dos parâmetros geométricos do esquema de fogo, atendendo às propriedades mecânicas da rocha e à compartimentação do maciço rochoso.

3 — Escolha criteriosa do tipo de explosivo e do diâmetro das cargas.

4 — Seleção dos equipamentos de perfuração, carregamento e transporte para satisfação dos requisitos de produção, ou ajustamento destes (e da fragmentação) aos equipamentos existentes.

5 — Definição do método de escorvamento e da ordem da iniciação das cargas.

6 — Ajustamento dos parâmetros do esquema de fogo em função de fatores ambientais (vibrações, lançamento, sopro, sobrefaturação e estabilidade da rocha remanescente).

7 — Análise econômica do sistema, visando a minimização de custos globais e procedendo a ajustamentos complementares.

8 — Criação e manutenção de condições de segurança para a execução do trabalho.

II-1 — PRODUÇÃO E FRAGMENTAÇÃO PRETENDIDAS

Qualquer trabalho de desmonte de rocha deve possuir especificações bem definidas, com metas estabelecidas dentro de determinados prazos de execução.

Compete ao projetista averiguar primeiramente da realidade dessas metas e em seguida desenvolver os estudos necessários à satisfação de tais objetivos.

Em geral, estes objetivos são expresos sob a forma de uma certa produção (diária ou mensal) a atingir, e ainda de especificações sobre a fragmentação pretendida, de modo a garantir que a granulometria da rocha desmontada possa obedecer adequadamente ao propósito da escavação.

Com respeito à produção desejada, deverão prever-se desmontes em quantidade suficiente para exceder (em pelo menos 10%) os requisitos mínimos de produção, a fim de compensar-se quaisquer irregularidade ou paralizações acidentais dos trabalhos. Por exemplo, em mineração a céu aberto é usual estabelecer-se uma produção com avanço de 30 dias em relação às necessidades, o que equivale a manter um estoque de material correspondente à produção mensal da mina.

Os quantitativos de produção influenciam diretamente as dimensões dos esquemas de fogo, ou seja, no caso mais comum dos desmontes em bancadas, o tamanho das três arestas principais do sólido que constitui o volume de rocha a desmontar (altura, comprimento e espessura da bancada).

Como a altura desta é geralmente constante, sendo estabelecida em função dos equipamentos de perfuração e de carregamento e da forma como é espalhado o produto desmontado, resta ao projetista atuar sobre as outras duas dimensões do volume da bancada. A espessura não deve ser inferior a um dado valor, a fim não provocar problemas aos equipamentos de carregamento, limpeza e transporte, e deve também ser limitada para que não origine taludes finais da escavação pouco inclinados, que na mineração a céu aberto são responsáveis por elevadas relações estéril/minério.

Por estas razões, o comprimento da frente da bancada possui maior grau de liberdade quanto à sua dimensão, sendo habitualmente o parâmetro escolhido para garantir um volume de rocha fraturada de acordo com as especificações.

Em certos casos, todavia, quando os desmontes não são feitos em bancadas sobrepostas, a altura da única bancada em lavra pode ser variável, de maneira a satisfazer os requisitos de produção sem ser necessário aumentar exageradamente as dimensões da área a desmontar.

O outro ítem a estabelecer "a priori" nas escavações de rocha com explosivo, é o grau de fragmentação desejado para o material desmontado.

Com efeito, o grau de fragmentação dos blocos de rocha desmontada interfere na eficiência (e no custo) das operações subsequentes do des-

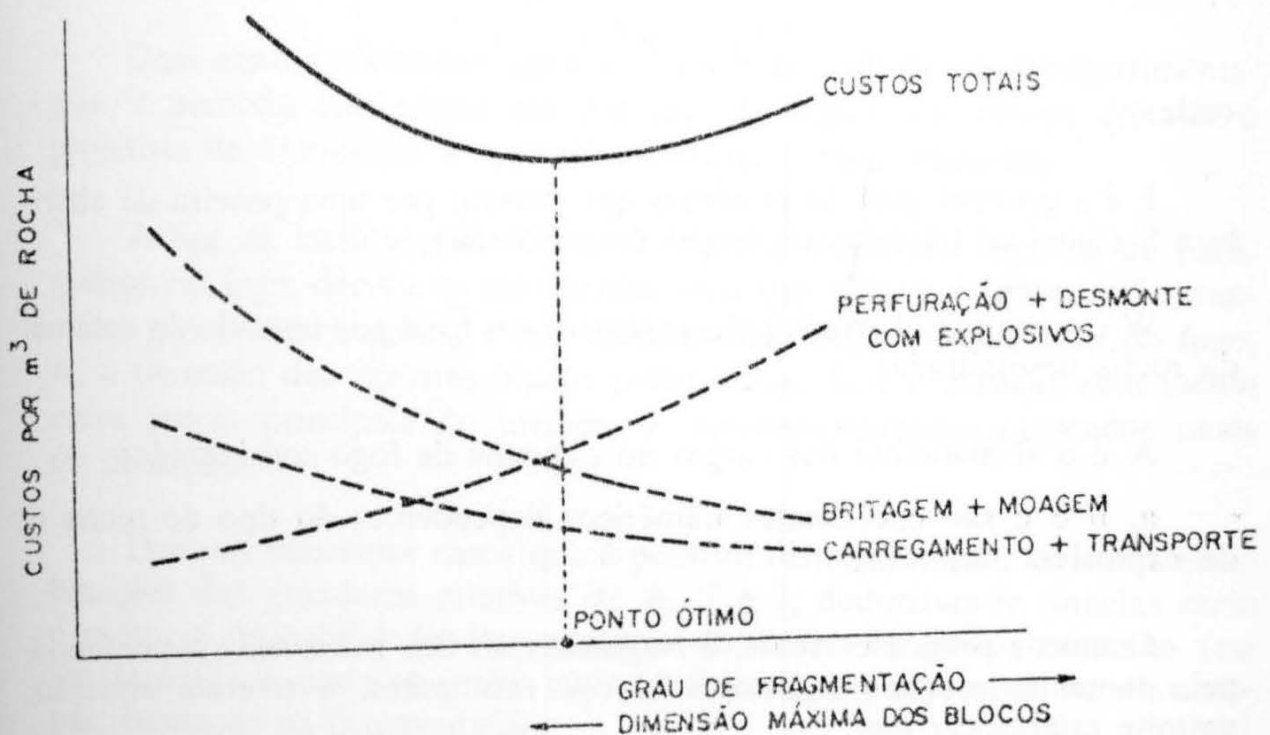


Fig. 1

monte, assim como é diretamente afetado pela malha de perfuração e pela quantidade de explosivo consumido. Daí o considerar-se muito ilustrativo expressar o critério de otimização do desmonte (ou seja, de minimização de custos totais) em função do grau de fragmentação, conforme se representa na figura 1.

Conhecido em cada caso o grau de fragmentação ótimo (ou o máximo tamanho dos blocos) correspondente ao custo total mínimo, deve-se planejar o esquema de fogo de modo a tentar obtê-lo com certa margem de certeza.

Este aspecto ainda se encontra mal definido na tecnologia atual, dados os numerosos fatores que influenciam a distribuição de tamanhos dos blocos resultantes de um esquema de fogo.

Poderemos dividir esses fatores em dois grupos distintos: os resultantes da distribuição das cargas explosivas no interior do volume e desmontar (incluindo as influências do tipo de rocha e de explosivo, assim como a sequência dos disparos) e os provenientes do estado de compartimentação o maciço rochoso.

Sobre o primeiro grupo, variados estudos laboratoriais e de desmontes industriais ⁽³⁾ levaram a admitir que a curva granulométrica dos fragmentos resultantes de um desmonte pode ser representada aproximadamente pela equação geral:

$$P_s = \alpha W^b \left(\frac{S}{A} \right)^c$$

onde:

P é a porcentagem de produtos que passam por uma peneira de abertura S (igual ao tamanho da fração fragmentada);

W é a energia libertada pelo explosivo em Kcal por unidade de volume da rocha desmontada;

A é o afastamento das cargas no esquema de fogo considerado;

a, b e c são coeficientes numéricos dependentes do tipo de rocha e de explosivo utilizados.

Como na prática corrente, a fragmentação fica razoavelmente definida pelo tamanho máximo S_{max} , dos blocos resultantes, a referida equação permite estabelecer que:

$$S_{max} = \frac{A}{a^{1/c} W^{b/c}}$$

Para aplicação destas relações torna-se necessário avaliar as constantes a , b e c , realizando previamente desmontes experimentais no mesmo tipo de rocha e com idêntico explosivo, onde se procede a determinações granulométricas após a fragmentação.

Em seguida, compete ao projetista estudar a melhor disposição das cargas explosivas no interior do volume de rocha a desmontar, de forma que a energia W libertada pela detonação satisfaça à condição interior.

Como é evidente, a metodologia acabada de anunciar aplica-se a desmontes executados sobre rochas homogêneas e contínuas, visto que não foi ainda considerada a influência da compartimentação geológica.

Quando esta existe (e isso acontece na maioria dos casos) é indispensável introduzir a sua presença na previsão da fragmentação, em virtude de as descontinuidades dos maciços rochosos serem responsáveis por distribuições irregulares da energia explosiva, quer absorvendo ou dispersando as ondas compressivas, resultantes da detonação, quer deixando escapar os gases da explosão através de fendas pré-existentes na vizinhança dos furos.

Nessas circunstâncias, pode acontecer que a compartimentação do maciço seja nalguns casos mais influente para a fragmentação, do que a própria ação do explosivo.

Uma análise elaborada para atender a este efeito da compartimentação ⁽⁴⁾ permitiu estabelecer um conjunto de regras que devem orientar o projetista de desmontes a realizar em rocha compartimentada.

A fim de facilitar tal análise, reduzindo o elevado número de parâmetros em jogo, decidiu-se caracterizar essa operação por apenas três grandezas geométricas lineares: o afastamento das cargas no esquema de fogo, A , o tamanho dos maiores blocos pretendidos, T , e o espaçamento médio entre juntas principais do maciço, J , convenientemente mapeadas antes do desmonte.

Dos seis diferentes casos que é possível distinguir entre as várias combinações das grandezas relativas de A , T e J , deduziram-se aquelas onde é menor a probabilidade de ocorrência de blocos de grande tamanho (ou "matacões") e onde se prevê maior influência do explosivo ou da compartimentação na fragmentação.

A tabela seguinte resume tais casos.

N.º	Valores relativos de A, T e J			Quantidade de matações (blocos > T)	Influência do explosivo	Influência da Compartimentação
	Maior	Inter-médio	Menor			
1	A	T	J	pequena	pouca	muita
2	A	J	T	grande	pouca	muita
3	T	A	J	pequena	pouca	muita
4	T	J	A	pequena	muita	pouca
5	J	A	T	média	muita	pouca
6	J	T	A	pequena	muita	pouca

Verifica-se que o primeiro caso é o mais favorável, porque o maciço apresenta fraturamento importante, com um espaçamento médio entre juntas que é menor do que o tamanho máximo dos blocos desejados. Tal situação conduz a uma decisiva influência da compartimentação sobre a fragmentação, o que dá origem a baixos consumos específicos de explosivo.

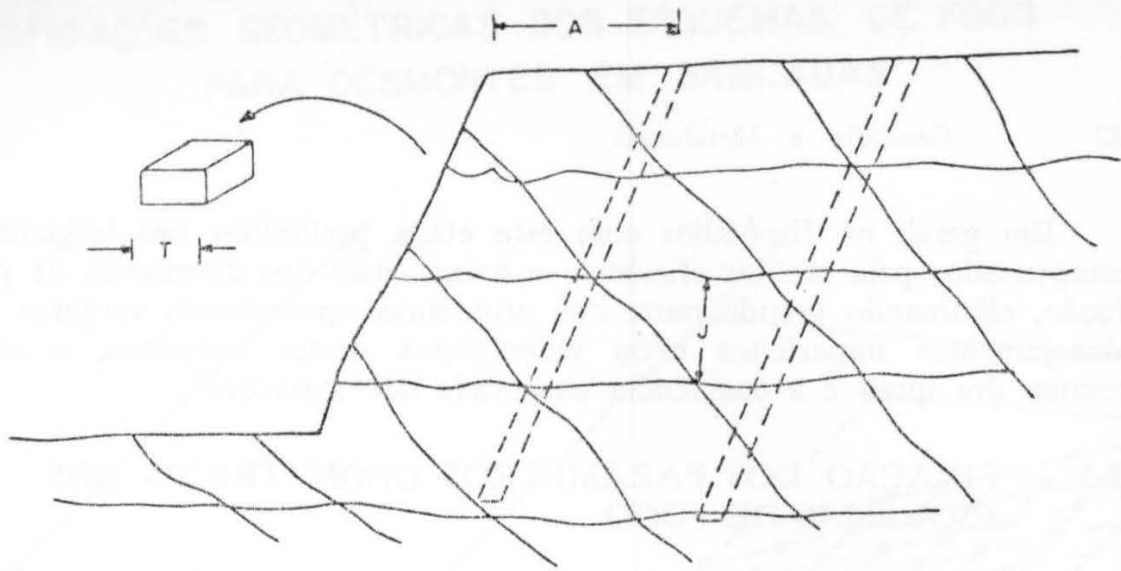
Todavia, nem sempre acontece essa circunstância feliz, em virtude de o espaçamento J ser uma grandeza não controlável no desmonte. Os restantes cinco casos traduzem essa variabilidade de situações, levando a concluir que o efeito da compartimentação é preponderante sobre a fragmentação quando $A > J$, acontecendo o contrário (isto é, efeito preponderante do explosivo) sempre que $A < J$.

A apreciação das diversas hipóteses possíveis, que aliás resultou do estudo analítico de numerosos desmontes reais ⁽⁵⁾ levou ao desenvolvimento de um fluxograma com a metodologia sugerida para o projeto desta operação, o qual se apresenta na Figura 2.

Pode portanto concluir-se que a fase de planeamento de um desmonte, tendo em vista a obtenção de uma fragmentação pré-estabelecida, é uma tarefa complexa, necessitando de uma metodologia própria, baseada no levantamento de dados de natureza diversa (geológicos, técnicos e económicos) que são conseguidos de preferência numa série de desmontes experimentais.

Especificamente, são objetivos concretos da fase de desmontes experimentais, os seguintes:

- Escolha criteriosa do explosivo.
- Estabelecimento dos parâmetros do esquema de fogo.
- Ajustamento dos esquemas à litologia.
- Previsão da fragmentação a obter no desmonte real.



A - Afastamento das cargas
 T - Tamanho dos maiores blocos pretendidos
 J - Espaçamento médio entre juntas abertas

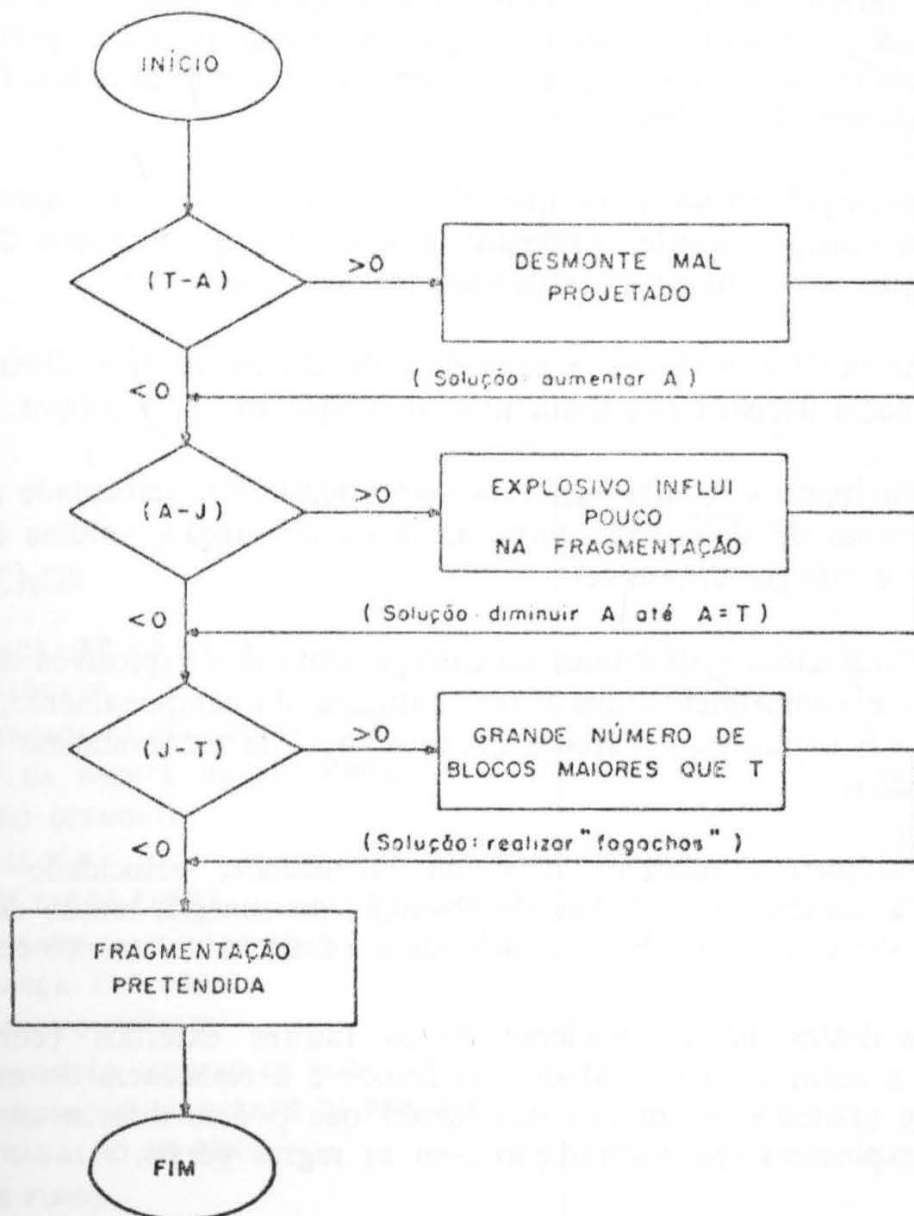


Fig. 2

Em geral, os dispêndios com esta etapa preliminar são largamente compensados pela melhor eficiência e baixo custo dos desmontes de produção, eliminando grande parte dos problemas operacionais surgidos por planejamentos imperfeitos e/ou incompletos destes trabalhos, o mais comum dos quais é a ocorrência exagerada de "matacões".

II-2 — FIXAÇÃO DOS PARÂMETROS GEOMÉTRICOS DOS ESQUEMAS DE FOGO

O dimensionamento dos esquemas de fogo tem sido elaborado por diversas fórmulas envolvendo os respectivos parâmetros geométricos, algumas com certo fundamento científico, mas quase todas baseadas em relações empíricas.

Existem também ábacos e até réguas de cálculo construídos para o mesmo fim, mas quase todos estes métodos apresentam o inconveniente de desprezarem grande número de variáveis que influenciam o fenômeno de desmonte. Assim, é habitual algumas dessas fórmulas pretenderem aplicar-se a todos os tipos de rocha, outras não introduzem indicações sobre as propriedades do explosivo, etc..

A principal razão para que existam tais expressões aproximadas deve-se à complexidade, variabilidade e elevado número de parâmetros que influem nos resultados de um desmonte.

Atchison ⁽⁶⁾ considerou a existência de 20 parâmetros distintos que tem influência decisiva nos desmontes, dividindo-os em 3 grupos:

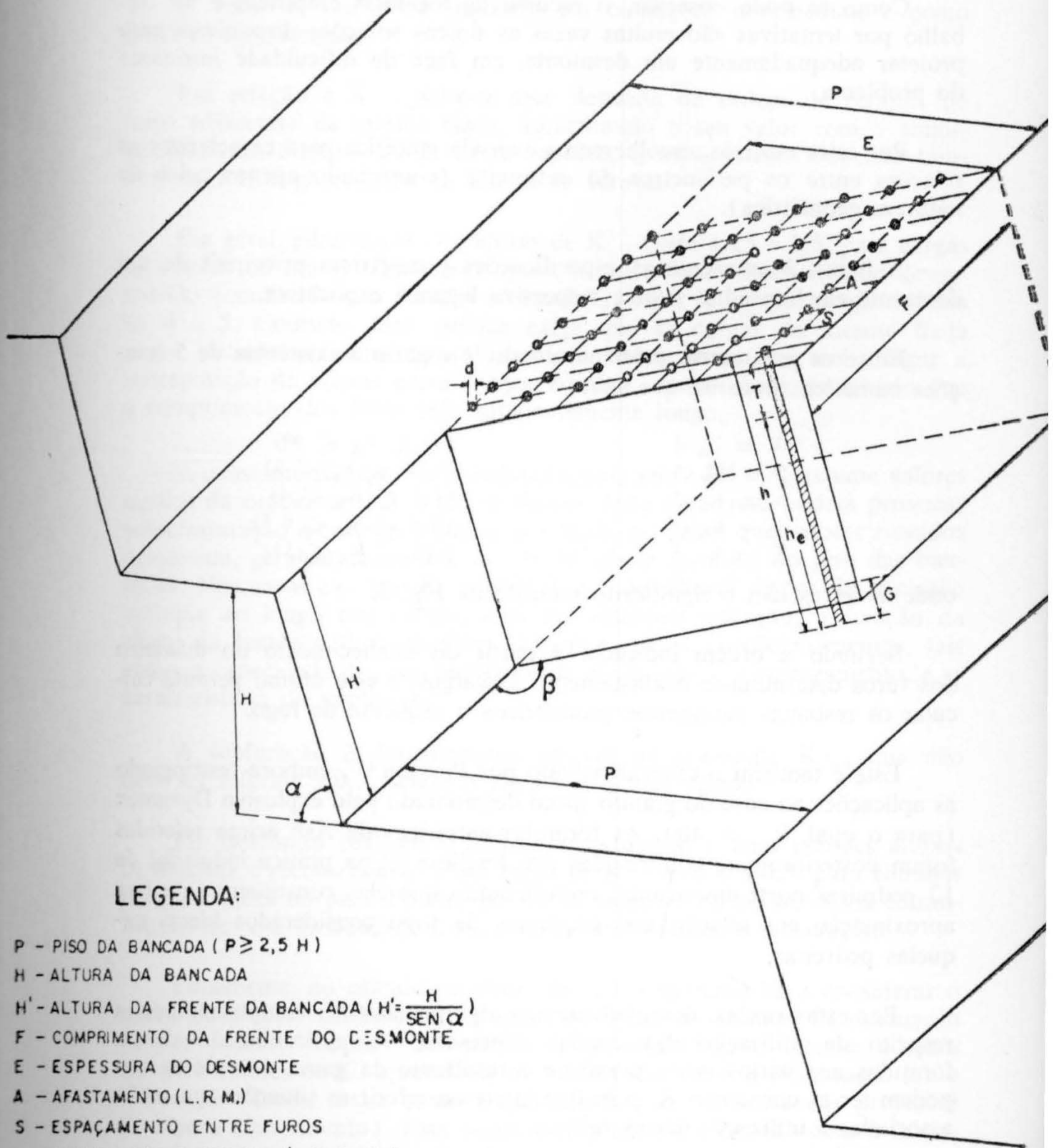
a) Parâmetros relativos ao explosivo (densidade, velocidade de detonação, pressão de detonação, impedância de detonação, volume de gases libertados e energia disponível).

b) Parâmetros respeitantes ao carregamento dos explosivos nos furos (diâmetro e comprimento dos furos, natureza do tamponamento, espaço livre entre o explosivo e paredes do furo, tipo de escorvamento e ponto de iniciação).

c) Parâmetros relativos à rocha (densidade, velocidade sísmica, impedância característica, índice de absorção de energia, tensão de rotura à compressão e à tração, heterogeneidade e estrutura do maciço rochoso).

Além destes, há a considerar certos fatores externos (como por exemplo, a natureza e toxicidade dos fumos e a resistência do explosivo à umidade existente no interior dos furos) que podem ditar a escolha de tipos de explosivos em contradição com as regras gerais.

ESPECIFICAÇÕES GEOMÉTRICAS DOS ESQUEMAS DE FOGO PARA DESMONTES EM BANCADAS



LEGENDA:

- P - PISO DA BANCADA ($P \geq 2,5 H$)
- H - ALTURA DA BANCADA
- H' - ALTURA DA FRENTE DA BANCADA ($H' = \frac{H}{\text{SEN } \alpha}$)
- F - COMPRIMENTO DA FRENTE DO DESMONTE
- E - ESPESSURA DO DESMONTE
- A - AFASTAMENTO (L.R.M.)
- S - ESPAÇAMENTO ENTRE FUROS
- h - ALTURA DOS FUROS ($h = H' + G = A + H_e$)
- h_e - ALTURA DA CARGA EXPLOSIVA
- T - ALTURA DE TAMPONAMENTO
- G - ALTURA DE FURAÇÃO ABAIXO DO PISO
- α - ÂNGULO DE INCLINAÇÃO DA FRENTE DA BANCADA
- β - ÂNGULO DE TRABALHO NO PISO
- d - DIÂMETRO DOS FUROS

Fig. 3

Como se pode observar, o recurso às fórmulas empíricas e ao trabalho por tentativas são muitas vezes as únicas soluções disponíveis para projetar adequadamente um desmonte, em face da dificuldade intrínseca do problema.

Por estes motivos, escolheremos essa via empírica para caracterizar as relações entre os parâmetros do desmonte (começando apenas pelos de natureza geométrica).

A figura 3 apresenta as especificações geométricas principais de um desmonte em bancadas, com a respectiva legenda explicativa.

Entre os parâmetros principais, Ash ⁽⁷⁾ sugeriu a existência de 5 relações numéricas lineares, que são:

$$\begin{array}{ll} A = k_A \cdot d & (25 \leq k_A \leq 40) \\ S = K_S \cdot A & (1.25 \leq k_S \leq 5) \\ h = K_h \cdot A & (1.5 \leq K_h \leq 4) \\ G = k_G \cdot A & (0.2 \leq k_G \leq 0.5) \\ T = k_T \cdot A & (0.5 \leq k_T \leq 1) \end{array}$$

onde as letras têm o significado referido na Fig. 3.

Segundo a ordem indicada, a partir do conhecimento do diâmetro dos furos determina-se o afastamento as cargas, e este último permite calcular os restantes parâmetros geométricos o esquema de fogo.

Este é também o critério seguido por Persson ⁽²⁾, embora restringindo as aplicações ao caso do granito suéco desmontado pelo explosivo Dynamex (para o qual, $k = 40$). As fórmulas empíricas de Ash acima referidas foram posteriormente confirmadas por Pugliese ⁽⁸⁾ na prática industrial de 12 pedreiras norte-americanas, considerando que elas constituem uma boa aproximação em relação aos esquemas de fogo considerados ideais naquelas pedreiras.

Por estas razões, desenvolveremos alguns conceitos complementares a respeito da utilização das citadas expressão. A aplicabilidade dessas fórmulas aos vários casos possíveis é resultante da gama de valores que podem ter as constantes K, pelo que interessa referir as situações que estão associadas à utilização desses valores.

Começando por K, verifica-se, na prática, que ele aumenta com a diminuição da densidade da rocha (e vice-versa), possuindo no caso dos desmontes de rocha com densidade em torno de 2,7 t/m³ os valores $k = 25$, quando o explosivo é de baixa densidade (ANFO), até $k = 40$ para explosivos muito densos.

O valor $K = 30$ é utilizado em condições intermédias, e como primeira aproximação.

Em relação a K , sabe-se que depende de ordem de retardo de furos adjacentes da mesma fiada, aumentando o seu valor com a simultaneidade do disparo. Além desse aspecto, o espaçamento depende também da forma geométrica da malha de furação.

Em geral, admitem-se os valores de K entre 1,25 e 1,5, para cargas retardadas na mesma fiada, em oposição ao método recentemente desenvolvido (conhecido por "malha alongada"), onde K pode atingir valores de 4 a 5. Contudo, esta prática exige que as cargas da mesma fiada sejam iniciadas exatamente no mesmo instante, para que tenha lugar a sobreposição de efeitos entre cargas vizinhas, sendo ainda necessário que o comprimento dos furos seja suficientemente longo.

A constante K_h , que varia habitualmente entre 1,5 e 4, assume valores médios da ordem de 2,5. Valores baixos desta constante podem provocar sobrefragmentação e crateras isoladas nos furos, ao passo que valores elevados ocasionam, geralmente, problemas de desmonte ao nível do piso das bancadas. Nos casos em que K_h excede 4 é aconselhável dispor de iniciação múltipla ao longo das cargas, mas em qualquer situação, a fixação da altura da bancada deve também respeitar outros condicionamentos, tais como, a capacidade dos equipamentos de perfuração e o carregamento, e as características do explosivo.

A subfuração é dimensionada através da constante K , que não deve ser inferior a 0,2, sendo o valor 0,3 o mais usado.

Em descontos realizados sobre rochas densas e com grandes alturas de bancada é recomendável a utilização de $K = 0,4$ a $0,5$, para eliminar irregularidades no piso. Porém, nos casos onde exista pronunciada estratificação na base da bancada é dispensada muitas vezes a subfuração.

Finalmente, no cálculo da altura de tamponamento há a considerar o maior ou menor confinamento exigido aos gases resultantes da detonação (e conseqüente "sopro" transmitido à atmosfera) pelo que se adotam elevados valores de K quando se pretende reduzir a sobrefragmentação junto à boca dos furos, assim como a quantidade e importância das projeções de blocos (lançamento). Esta ocorrência pode ser atenuada com a iniciação das cargas pelas bases dos furos.

Em rocha muito dura e densa recomenda-se valores altos de K para se evitarem sobrefragmentações e formação de crateras no topo das bancadas, ao mesmo tempo que se aconselha a prática de um bom tamponamento, a fim de que os gases realizem trabalho adicional na fragmentação.

Em conclusão, após os critérios mais ou menos empíricos que se expuseram para justificar a aplicabilidade das fórmulas de Ash, deveremos assinalar que estas expressões se baseiam em libertações de energia equilibradas entre os vários furos e indicam valores médios, não dispensando futuros ajustamentos a realizar "in situ". Em especial, devem ser introduzidos os efeitos locais de compartimentação dos maciços rochosos, modificando as grandezas A e S de forma a que os furos não intersectem juntas verticais ou fendas inclinadas.

Além deste fato, serão de considerar ainda as condições particulares de cada desmonte, que várias vezes obrigam a adoção de práticas contraditórias com as acabadas de anunciar.

II-3 — ESCOLHA DO EXPLOSIVO E DO DIÂMETRO DAS CARGAS

O processo de seleção do tipo de explosivo a utilizar em determinado desmonte deve ser coerente com o seu mecanismo de atuação após a detonação, e com a reação da rocha aos correspondentes efeitos mecânicos.

O conhecimento experimental do fenômeno indica que imediatamente após o início da detonação na coluna de explosivo, este é percorrido por uma onda de choque que se propaga radialmente para a rocha circundante, mesmo antes de os gases da explosão atingirem a sua maior temperatura e pressão.

É possível distinguir dois efeitos distintos, por ordem cronológica: uma primeira fase, dita dinâmica, em que a onda de tensão transmitida à rocha origina compressões radiais e trações tangenciais que ocasionam o aparecimento de fraturas radiais, posteriormente ampliadas pelas ondas refletidas da superfície livre da rocha, e uma segunda fase, designada por quase-estática, em que os gases da explosão penetram nas fendas radiais e provocam a fragmentação e o lançamento da rocha.

Sabe-se que a importância da fase dinâmica é tanto maior quanto maior for a velocidade de detonação do explosivo (ela não existe no caso dos explosivos deflagrantes) e também aumenta à medida que a compacidade da rocha cresce.

Dessas constatações experimentais resultou um critério de escolha do explosivo, estabelecido em função das propriedades mecânicas da rocha.

Segundo este critério, deverá procurar-se igualmente de impedâncias entre o explosivo e a rocha circundante (a impedância não é mais que o produto da massa específica dum meio pela respectiva velocidade sônica).

Esta condição garante teoricamente que a transferência de energia do explosivo para a rocha se faz com a máxima eficiência.

Certos autores, como Allsman⁽⁹⁾ adotam uma versão simplificada deste critério, sugerindo a igualdade entre a velocidade de detonação do explosivo e a velocidade sônica da rocha.

Em relação aos diâmetros das cargas explosivas, a sua escolha deve atender a diversos fatores, entre os quais salientamos:

— Tão próximo quanto possível do diâmetro dos furos, no caso de explosivos com forma geométrica fixa.

— Diâmetro nem tão pequeno que impeça o desenvolvimento completo da detonação (no caso do ANFO esse diâmetro crítico é da ordem de 4") nem tão grande que possa originar vibrações, sopros e lançamentos exagerados, ou mesmo o fenômeno da sobrefraturação da rocha remanescente.

A elevada ocorrência de matacões pode também resultar da escolha imperfeita do diâmetro das cargas (superdimensionado), refletindo-se negativamente no plano econômico.

Estas desvantagens dependem evidentemente da escala dos trabalhos de desmonte, porque o emprego de grandes diâmetros tem-se revelado apropriado quando a produção é elevada, e desde que os equipamentos de carregamento, transporte e britagem estejam dimensionados para manusear grandes blocos. Tal circunstância exige que as condições de vizinhança sejam favoráveis (longe de áreas urbanas, por exemplo), sendo hoje a tendência das grandes explorações mineiras.

Concluindo, poderemos sintetizar este tópico, afirmando que o projetista de desmontes com explosivo deve procurar utilizar sempre que possível os maiores diâmetros de perfuração (porque são estes que originam menores custos unitários de desmonte) ficando como limites restritivos as circunstâncias ambientais.

II-4 — SELEÇÃO DOS EQUIPAMENTOS DE PERFURAÇÃO, CARREGAMENTO E TRANSPORTE

No parágrafo anterior referimos os aspectos mais relevantes que podem interferir na escolha dos diâmetros das cargas explosivas a utilizar em determinado desmonte, os quais evidentemente se aplicam à seleção do equipamento de perfuração.

Ora, como o custo de perfuração por unidade de volume de rocha removida decresce com o aumento do diâmetro (Persson afirma que passando de 1 para 10 polegadas, o custo unitário de perfuração se reduz para 1/10) haverá sempre vantagem em utilizar grandes diâmetros. Limitações a esta tendência residem na proteção ambiental (vibrações, lançamentos, sopro e sobrefraturação) e também no ajustamento que deverá existir entre a capacidade de produção e o porte dos equipamentos, e suas relações com as dimensões das bancadas.

Um parâmetro com interesse para avaliação do desempenho dos sistemas de perfuração é a chamada perfuração específica, que nos desmontes a céu aberto toma valores médios compreendidos entre 0,5 e 1 dm³ de furo, por cada m³ de rocha escavada.

A operação de carregamento, ou limpeza, que é habitualmente executada por pás-carregadeiras ("shovels") deve ser compatível com o volume de material desmontado, sendo que a sua eficiência depende do grau de fragmentação obtido. Geralmente a velocidade de carregamento aumenta (e por consequência o respectivo custo diminui) quando o tamanho médio dos blocos decresce. Por esse fato, a escolha do equipamento de carregamento (assim como o de transporte) deve atender prioritariamente à previsão do grau de fragmentação a atingir no desmonte, e ainda à altura e disposição da pilha de rocha detonada.

A esse respeito, Ash ⁽⁷⁾ sugere que a altura máxima de carregamento do "Shovel" deve igualar a altura da pilha de material desmontado, sendo que esta última está relacionada com a altura das bancadas e com o empolamento da rocha.

Sobre a seleção dos equipamentos de transporte, outros fatores devem ser considerados, tais como a flexibilidade operatória, que depende do próprio esquema de fogo e do estado do piso após o desmonte. Assim, é aconselhável a utilização de caminhões quando a colocação em pilha é irregular e quando os esquemas de fogo apresentam grande número de fileiras de furos paralelos à frente. O emprego de trens ou de correias transportadoras circunscreve-se após casos de grandes produções com características constantes no tempo em esquemas de fogo com poucas fileiras paralelas à frente e por consequência, grandes comprimentos das bancadas submetidas a cada detonação.

Uma outra fase que também merece atenção é a descarga dos caminhões, cuja maior ou menor incidência depende da quantidade de matacões originando engasgamento nos britadores. É usual associar essa fase à operação de britagem segundo o critério de dimensionar esta última a partir da fragmentação obtida no desmonte, e admitindo que o "fogacho" deve ser minimizado sempre que possível.

II-5 — MÉTODOS DE ESCORVAMENTO E ORDEM DE INICIAÇÃO DAS CARGAS

Uma vez definidos os parâmetros essenciais do esquema de fogo (tipo de explosivo, diâmetro dos furos, dimensões da bancada e produção desejada) segue-se a etapa de estabelecimento do esquema de fogo mais aconselhável. Até este ponto do projeto, apenas se dimensionou a carga explosiva considerada individualmente, sendo agora necessário definir as posições relativas das cargas incluídas no mesmo esquema, assim como as respectivas ordens de iniciação (pelo topo, pela base, intermediário ou múltiplo).

Certos fatores são determinantes na seleção destas especificações para a iniciação das cargas, de acordo com os objetivos fundamentais do desmonte, salientando-se dentre eles, os seguintes:

- Posição onde se pretende localizar a pilha de rocha após o desmonte.
- Estabelecimento da melhor geometria para a área desmontada, em planta.
- Evitar ou reduzir a incidência de sobrefraturações, vibrações, lançamentos, sopro, etc.

Na fig. 4 encontram-se esquematizadas plantas de fogo aplicáveis ao desmonte com duas faces livres confinados) e na fig. 5 esquemas alterna-

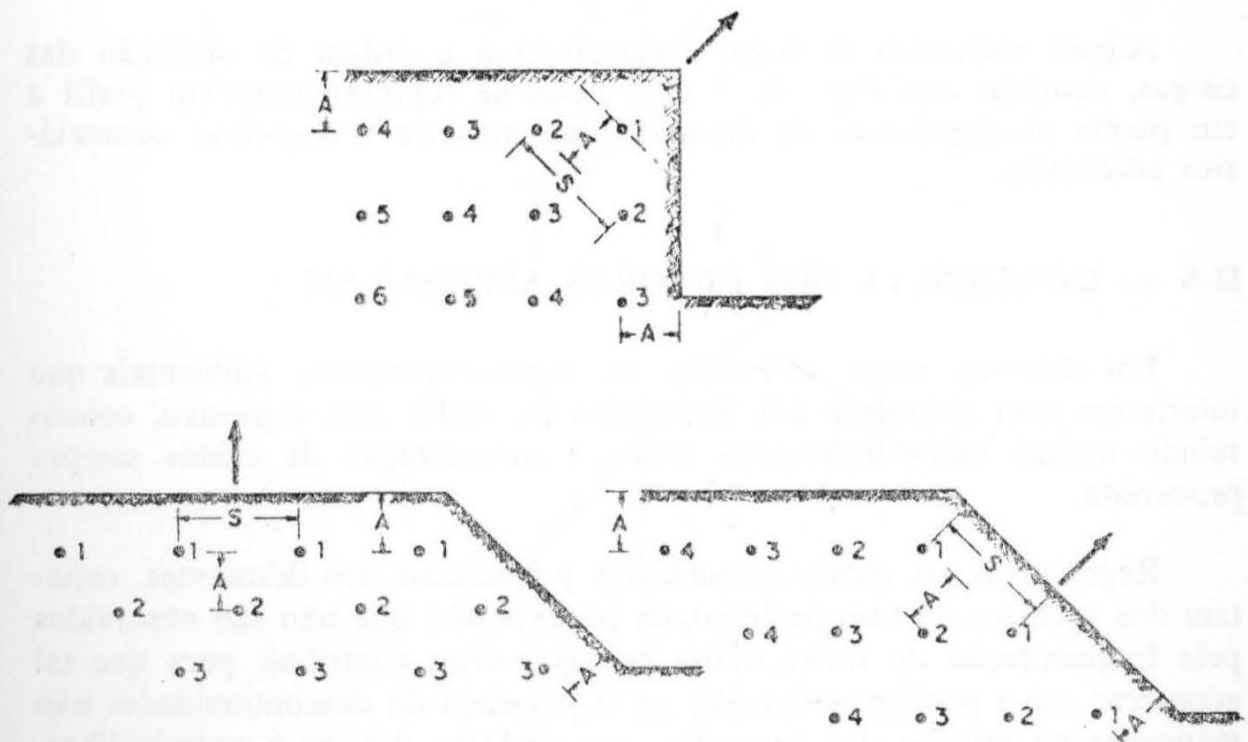


Fig. 4

tivos para desmontes com três faces livres (cantos livres), com uma fileira e com fileiras múltiplas.

No primeiro caso, o desmonte poderá ser executado em diagonal ou paralelamente à frente, porém sempre em forma de V.

Nos exemplos da Fig. 5, a terceira face livre permite maiores eficiências, e dentre eles o corte com ângulos obtusos é mais favorável que

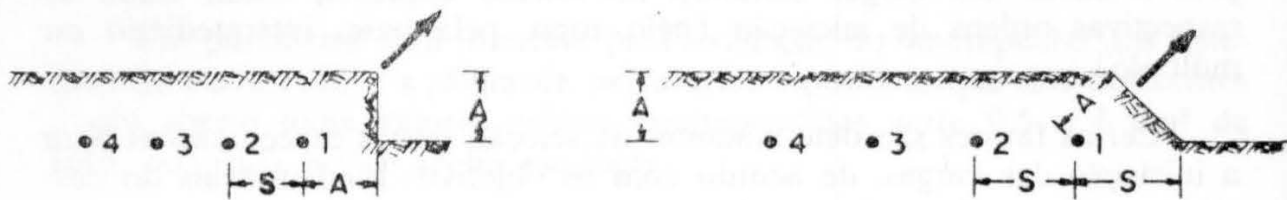


Fig. 5

o de ângulos retos. A sequência de retardos é a indicada nas figuras, representando-se por meio de uma seta o deslocamento do material após o desmonte. As diferentes combinações de retardos podem ser utilizadas de acordo com as características de cada desmonte e com o tipo de remoção mais conveniente, de modo a permitir o trabalho simultâneo dos equipamentos de limpeza e de transporte, sem interferência com perfuratrizes que eventualmente preparem novos desmontes na vizinhança.

Alguns esquemas de fogo, variáveis com a ordem da iniciação das cargas, constam das Figs. 6, 7 e 8, neles se representando em perfil e em planta as sequências de desmonte, da maneira a dispensar comentários adicionais.

II-6 — INFLUÊNCIA DOS FATORES AMBIENTAIS

Por diversas vezes referimos os constrangimentos ambientais que interferem com o projeto dos desmontes de rocha com explosivo, constituindo muitas vezes obstáculos sérios à minimização de custos sempre procurada.

Regra geral, os efeitos secundários prejudiciais dos desmontes, resultam dos excessos de energia libertada na explosão que não são absorvidos pela fragmentação da rocha. Duas causas podem contribuir para que tal aconteça: ou o projeto deficiente, ou a presença de descontinuidades não mapeadas no interior das bancadas, que poderão desviar a energia libertada para zonas não previstas do maciço e até para a atmosfera, provocando fragmentação irregular, além dos já citados efeitos secundários.

ESQUEMA DE FOGO TIPO A ($H > 2A$)

CARACTERÍSTICAS: DISPARO RETARDADO DE TODAS AS CARGAS RELATIVAMENTE AS ADJACENTES.

ORDEM DE RETARDO: 1, 2, 3, 4,

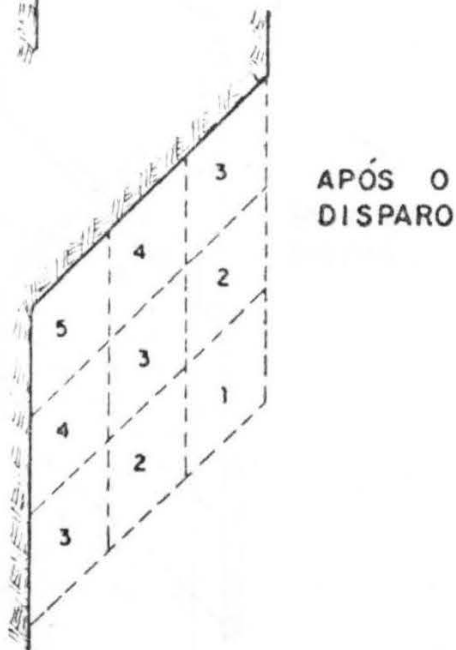
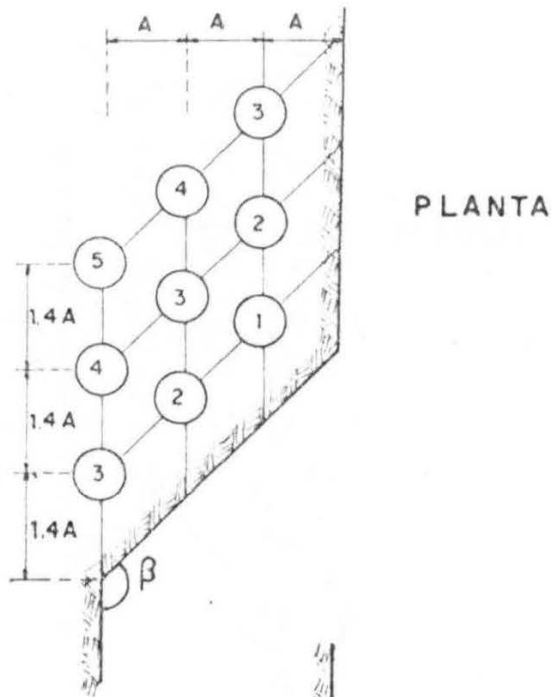
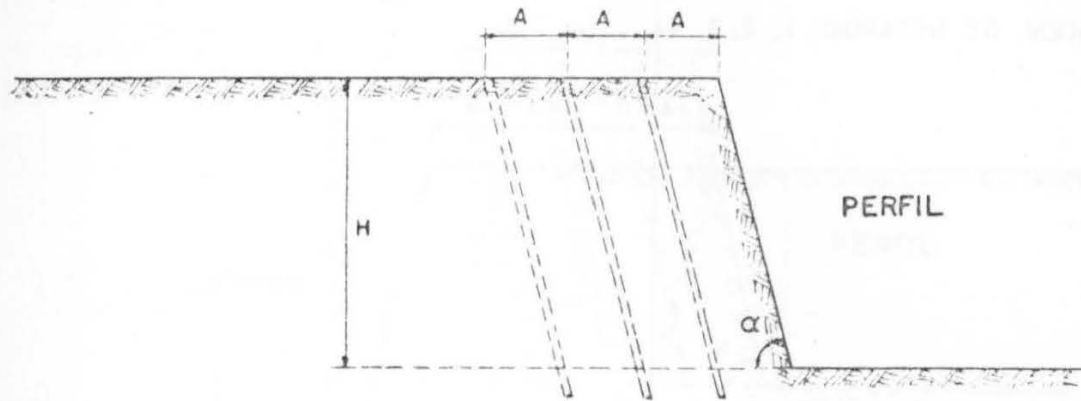


Fig. 6

Fig.7

ESQUEMA DE FOGO TIPO B ($H \geq 4A$)
ESQUEMA DE FOGO TIPO C ($2A < H < 4A$)

CARACTERÍSTICAS: CARGAS DA MESMA FIADA RETARDADAS ENTRE SI, MAS
DISPARO LATERAL SIMULTÂNEO.

ORDEM DE RETARDO: 1, 2, 3, 4.....

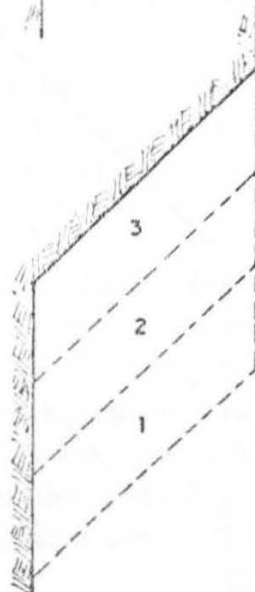
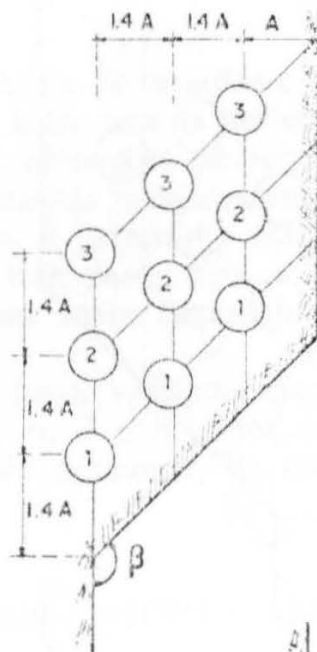
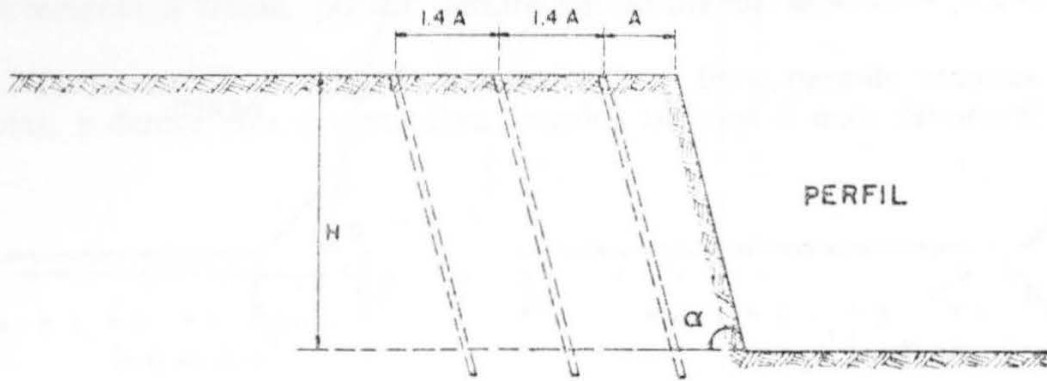


Fig. 7

ESQUEMA DE FOGO TIPO D ($H \geq 4A$)
 ESQUEMA DE FOGO TIPO E ($2A < H < 4A$)

CARACTERÍSTICAS: DISPARO SIMULTÂNEO DE TODAS AS CARGAS DA
 MESMA FIADA, MAS DISPARO LATERAL COM RETARDAMENTO.

ORDEM DE RETARDO: 1, 2, 3, 4.....

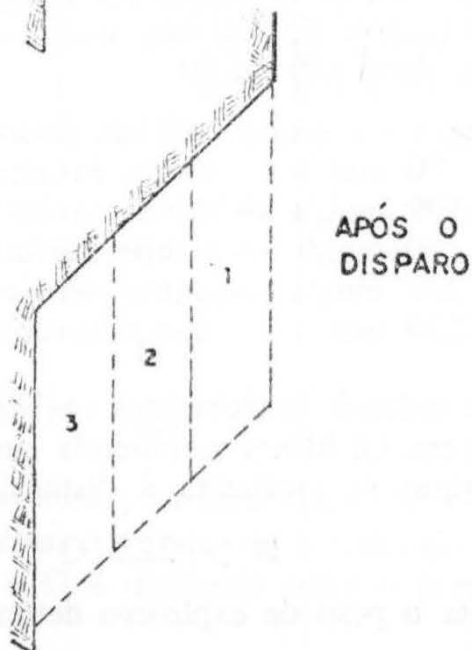
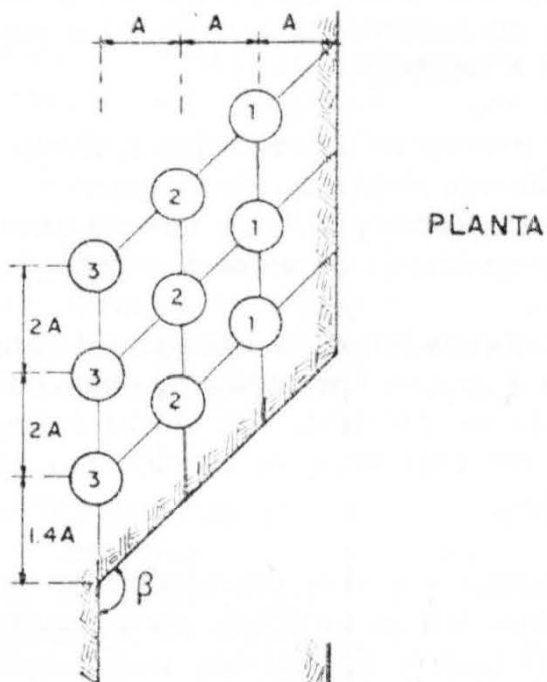
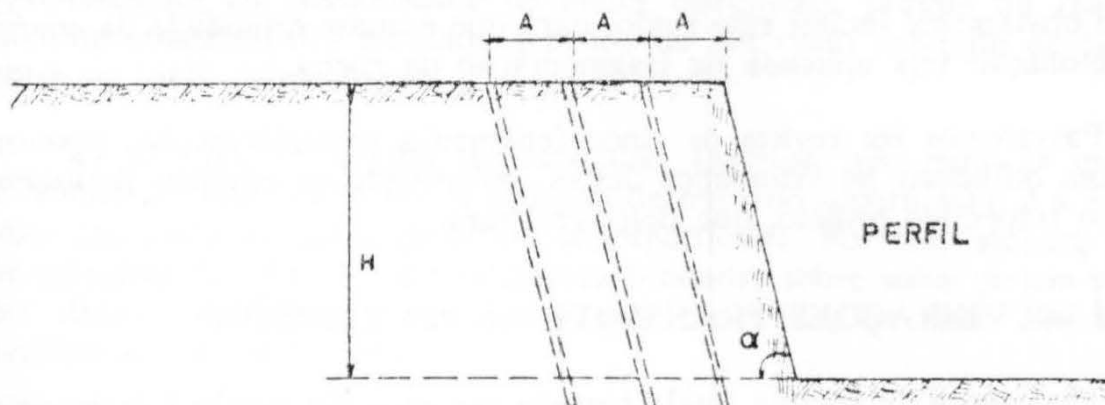


Fig. 8

Como regra empírica muito útil cita-se a que atribui à intensidade do ruído da explosão uma avaliação do excesso de energia libertada, convido obviamente limitar esse ruído, para que a quase totalidade da energia de detonação seja aplicada na fragmentação da rocha.

Passaremos em revista os cinco fenômenos secundários dos desmontes com influência na vizinhança destes, salientando os critérios limitativos para o respectivo projeto, que deles resultam.

II-6-1 — VIBRAÇÕES TRANSMITIDAS AO TERRENO

Uma parte da energia total libertada por uma detonação é transmitida à rocha circundante sob forma ondulatória, propagando-se através do maciço e sofrendo reflexões e refrações nas suas superfícies livres. Tal propagação origina vibrações que podem ser detetadas pelo homem, podem ser medidas por instrumentação apropriada e podem causar danos em estruturas vizinhas à detonação.

Sabendo-se experimentalmente que o limiar da sensibilidade humana está consideravelmente abaixo do limiar correspondente a danos provocados em edifícios por explosões próximas, deveria constituir preocupação fundamental para o projetista de desmontes, a proteção individual.

Contudo, como as faixas de vibrações detectáveis pelo homem podem classificar-se em 3 grupos (perceptíveis, objeccionáveis e dolorosas) e estas últimas encontram-se próximas das intensidades de vibração capazes de provocar danos em estruturas, os estudos são geralmente orientados para a proteção destas.

Dos numerosos critérios desenvolvidos, em especial nos E.U.A., Suécia e Inglaterra, tem-se mostrado mais ajustável à realidade, o baseado na velocidade vibratória do terreno, sendo usualmente admitidos os seguintes limites de dano estrutural:

- Até 50 mm/s — inexistência de danos
- De 50 a 70 mm/s — danos insignificantes
- De 71 a 109 mm/s — danos muito ligeiros
- De 110 a 160 mm/s — danos moderados
- De 160 a 230 mm/s — danos sérios
- Mais que 230 mm/s — danos severos e/ou colapso.

Quando não existem instrumentos registradores de velocidades vibratórias, o U.S. Bureau Of Mines recomenda que o nível seguro é conseguido quando as estruturas se localizam a distâncias D (em metros) tais que

$$D > 22,5 Q^{1/2} ,$$

onde Q representa o peso de explosivo detonado (em Kg).

Como é evidente, os valores acima indicados referem-se a primeiras aproximações da possibilidade de danos estruturais, porque na realidade o comportamento dos edifícios depende de um vasto conjunto de fatores, entre os quais salientamos:

a) O tipo de terreno de fundação (sabe-se que para as mesmas condições de onda incidente, a resposta de um solo superficial é 2 a 3 vezes mais atenuada do que a de rocha subsuperficial). Por esse motivo, níveis de vibração de 50 mm/s em estruturas fundadas sobre solos podem provocar danos comparáveis aos resultantes de vibrações com 200 mm/s verificadas em rochas sãs.

b) A natureza da construção (sua geometria, orientação em relação à direção de propagação das ondas, sua capacidade de dissipar energia vibratória e sua interação com o terreno de fundação).

c) A forma da onda incidente, em termos de sua composição em amplitudes e em frequências. Também é útil conhecer a distribuição espectral de potências na onda.

d) Convém não esquecer que toda a propagação ondulatória no terreno é tridimensional, pelo que é necessário registrar três componentes de vibração e calcular a respectiva resultante (que é sempre maior que qualquer dos componentes). Em geral, dois componentes são horizontais, sendo um dirigido para o ponto de detonação, o segundo perpendicular a esse, e o terceiro vertical.

As tentativas para matematizar as respostas de estruturas e fundações às vibrações resultantes de desmontes têm sido pouco frutíferas do ponto de vista teórico, em vista de enorme variabilidade de parâmetros e da complexibilidade das propagações ondulatórias. Por esse motivo, procura-se quantificar os critérios de dano estrutural, a partir de dados experimentais registrados a prática e agrupando as variáveis mais importantes em álbacos apropriados.

Um dos mais divulgados é o diagrama logarítmico que relaciona velocidade vibratória (em ordenadas) com o coeficiente $D/Q^{1/2}$ (em abcissas), proporcionando relações do tipo

$$v = a \left(\frac{D}{Q^{1/2}} \right) - b$$

em que a e b representam constantes características do terreno em questão. O peso de explosivo Q refere-se à carga por retardo do esquema de fogo responsável pelas vibrações e D à distância entre o ponto de explosão e a estrutura considerada.

Assinale-se que para distâncias superiores a cerca de 1 Km, os fenômenos de atenuação e dispersão das ondas misturam as vibrações resultantes dos vários retardos dos esquemas de fogo, justificando-se nesses casos que se considerem duas leis de propagação, uma da carga por espera e outra da carga total, que devem ser introduzidas no projeto dos esquemas de fogo.

Duas opções existem então para o projetista:

a) Dimensionam-se com pesos máximos de explosivo que podem detonar por retardo, em função das distâncias envolvidas e dos parâmetros locais a e b , considerando-se os níveis seguros de vibração dos critérios convencionais que garantem estabilidade das estruturas próximas.

b) Se as estruturas ainda não estão construídas, prevêm-se os coeficientes sísmicos resultantes dos desmontes vizinhos, para afetarem as forças dinâmicas horizontais que incidirão sobre as mesmas estruturas, de modo a poder reforçá-las convenientemente.

II.6.2 — LANÇAMENTO DE BLOCOS

A ocorrência do fenômeno de lançamento à distância de fragmentos das rochas desmontadas por explosivos é relativamente corrente, devendo ser controlado, mais do que evitado.

A experiência (confirmada pela teoria) revelou um certo número de fatos importantes sobre esse fenômeno:

a) O lançamento de blocos, representado pela distância máxima atingida, é tanto maior quanto maior for o consumo específico de explosivos num desmorte, estando associado a um excesso de fragmentação da rocha.

b) Conseqüentemente, é mais habitual observar-se essa ocorrência nos desmontes em cratera (só uma face livre) do que nos desmontes em bancada (duas ou três faces livres).

c) A velocidade de lançamento dos fragmentos aumenta com o excesso de carga explosiva utilizada, sendo simultâneo com a sobrefragmentação já referida.

d) Para as cargas cilíndricas frequentemente usadas no desmorte em bancadas, verifica-se maior incidência de lançamentos quando a sua iniciação é feita pelo topo, do que quando é feita pela sua base.

Lundborg et al. ⁽¹⁰⁾ realizaram estudos detalhados que incluíram filmagem a alta velocidade, donde é possível extrair relações numéricas entre os parâmetros mais influentes no lançamento de blocos. Tais parâmetros são:

- d — Diâmetro dos furos (em polegadas)
 v — velocidade dos fragmentos (em m/s)
 δ — peso específico da rocha (t/m³)
 \emptyset — diâmetro médio dos blocos projetados (m)

Os autores citados estabeleceram o seguinte relação empírica:

$$\emptyset \delta v = 26 d$$

que permite avaliar a influência relativa de cada um dos parâmetros envolvidos.

No que se refere à distância máxima L de lançamento de blocos, concluíram também que no desmorte em crateras tem-se:

$$L = 260 d^{2/3}$$

sendo o diâmetro médio desses blocos:

$$\emptyset = 0,1 d^{2/3}$$

Para o desmorte em bancadas seria

$$L = 40 d^{2/3}$$

o que leva a concluir que o lançamento é cerca de 1/6 do lançamento previsível em desmorte por cratera.

A Fig. 9 traduz aquela variação de grandezas envolvidas no fenômeno, funcionando o diâmetro δ dos furos como parâmetro da família de curvas.

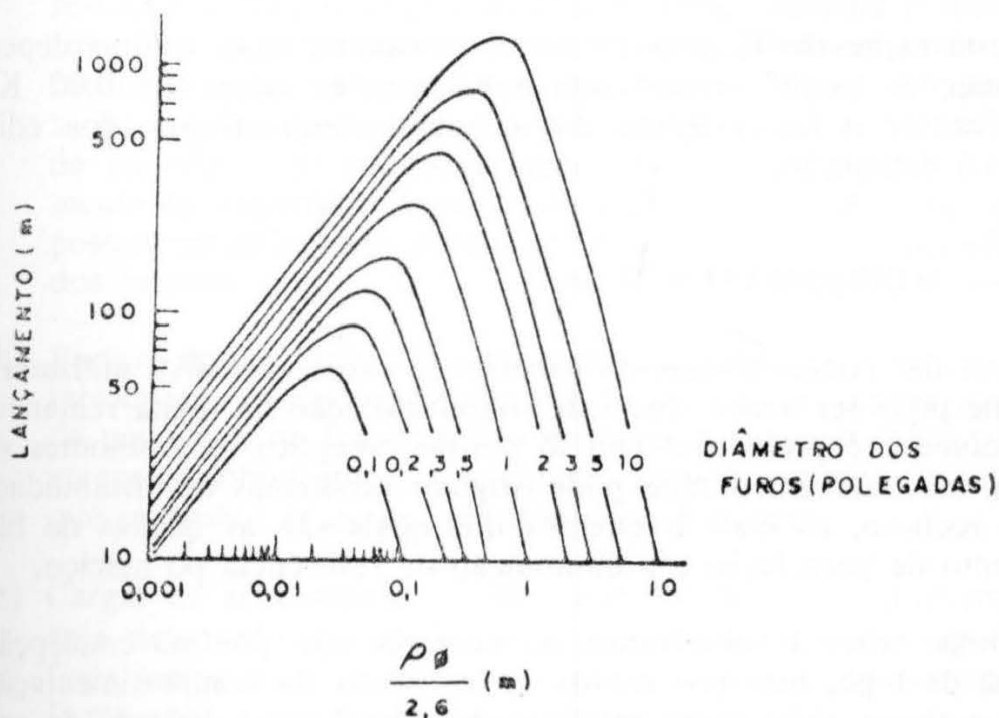


Fig. 9

II.6.3 — SOPRO DA EXPLOSÃO

O “sopro” de uma explosão, ou deslocamento de ar resultante da parte de energia de detonação transmitida através da atmosfera, pode ter consequências nefastas no desmonte com explosivos, convindo sempre minimizar os seus efeitos, que se fazem sentir sobre o homem (principalmente na audição) e nas estruturas próximas (especialmente vidraças e janelas). Geralmente estes efeitos são mais pronunciados quando:

- a) O Tamponamento dos furos é inexistente ou mal executado.
- b) É grande o diâmetro das cargas explosivas.
- c) Predominam condições atmosféricas adversas (direção e velocidade dos ventos, nebulosidade, inversões térmicas, etc.).

Em geral a onda de choque através da atmosfera atenua-se mais do que as vibrações através do terreno e para distância superiores a 100 metros as diferentes ondas resultantes de cargas retardadas compõem-se, formando um trem único.

A atenuação da onda através do ar é aproximadamente estabelecida em função da distância escalonada D , entrando com a raiz cúbica do peso de explosivo detonado Q , sendo a respectiva sobrepressão dada por:

$$F = \frac{Q^{1/3}}{D} K$$

Nesta expressão K representa uma constante, cujos valores dependem das condições locais. Geralmente, sobrepressões acima de $0,07 \text{ Kg/m}^2$ podem causar o fraturamento dos elementos mais frágeis dos edifícios vizinhos à detonação.

II-6-4 — SOBREFRATURAÇÃO:

Uma das consequências do excesso de carga explosiva utilizada num desmonte pode ser a ocorrência de sobrefraturação na rocha remanente. Este fenômeno é prejudicial não só porque complica os desmontes subsequentes, mas também porque pode originar problemas de instabilidade no maciço rochoso, os mais freqüentes dos quais são as quedas de blocos, o aumento de percolação e a diminuição de resistência po maciço.

Muitas vezes a sobrefraturação acontece não por má concepção do esquema de fogo, mas por efeitos imprevisíveis da compartimentação do maciço rochoso, visto assim resultar uma distribuição desigual da energia explosiva, que dá origem a maior fragmentação nas zonas de maior densidade de fraturamento e vice-versa.

Como já foi referido, o reconhecimento geológico prévio da compartimentação é imprescindível para uma perfeita concepção do esquema do fogo, sugerindo os ajustamentos mais indicados em cada caso e permitindo evitar problemas imprevistos de sobrefraturação, lançamentos e sopro.

II-6-5 — ESTABILIDADE DA ROCHA REMANESCENTE

Na sequência do item anterior situam-se os cuidados a tomar nos desmontes de rochas em escavações e cortes que deverão permanecer estáveis por longos períodos de tempo, como nos casos de taludes para estradas, ferrovias e canais.

A adoção de esquemas de fogo especiais justifica-se quando os custos previsíveis de suporte de maciços após os desmontes, são superiores aos acréscimos de perfuração e de explosivos que tais esquemas poderão apresentar em relação aos planos de fogo comuns. Nessa análise comparativa devem ser incluídos os custos adicionais de mão-de-obra com trabalhos de saneamento dos maciços após os desmontes, os quais são eventualmente eliminados quando se utilizam métodos especiais de desmonte.

Dentre os mais usados, citaremos os seguintes métodos:

- a) Pré-corte: técnica de perfuração intensiva ao longo das superfícies de contorno dos desmontes, com espaçamentos pequenos e carregamentos suaves desse furos, que são detonados antes das restantes cargas do esquema de fogo. Dessa maneira é criada uma superfície de fraturamento onde se irão refletir as ondas provenientes das cargas que detonaram posteriormente, as quais não se transmitindo para o interior do maciço, reduzem a possibilidade de ocorrência de sobrefraturação. Além desse aspecto, o acabamento das superfícies livres elimina quase que totalmente trabalhos posteriores de suporte, permitindo obter altos ângulos de inclinações dos taludes.
- b) Perfuração em linha: é semelhante ao pré-corte, embora não se introduzam cargas explosivas nos furos, pois a simples existência de um plano de fraturamento artificial do maciço reduz os fenômenos de sobrefraturação, eliminando ainda o excesso de vibrações que se atribui às cargas periféricas do pré-corte.
- c) Cargas de acabamento — são também cargas de contorno, mas cuja detonação é posterior à dos restantes furos do esquema de fogo, tendo como objetivo principal a regularização de superfícies livres após a realização do desmonte principal.

São relativamente pouco usadas.

II-7 — ANÁLISE ECONÔMICA DO SISTEMA

Já foi dito anteriormente e ilustrado pela fig. 1, que a minimização de custos unitários nos desmontes com explosivo se consegue pela adequada combinação de todas as operações, a partir de um grau de fragmentação ótimo.

Em cada caso concreto, haverá que determinar por pontos, as curvas correspondentes a evolução de custos das diferentes operações relacionadas na fig. 1, processo que é difícil conseguir na prática.

A experiência anterior e a realização de desmontes pode suprir em parte a falta de informação relativa à forma dessas curvas, permitindo prever o anulamento delas, reconhecer as suas tendências e fazer avaliações qualitativas do grau de fragmentação.

Contudo, o procedimento mais seguro consiste em otimizar por aproximações sucessivas o próprio desmonte que se está operando, através de ajustamentos nos parâmetros do esquema de fogo que levam as curvas a aproximarem-se progressivamente do ponto ótimo assinalado na Fig. 1.

Tais ajustamentos complementares têm lugar praticamente durante toda a vida da operação de desmonte, permitindo adaptar rapidamente os esquemas de fogo à variabilidade de propriedades das rochas e à interferência das discontinuidades dos maciços. Esta circunstância confere ao trabalho de otimização às características de uma atividade constante, onde sempre se encontram fatores a corrigir e raramente se atinge a perfeição.

II-8 — A SEGURANÇA DOS DESMONTES:

A proteção dos locais onde se executam desmontes com explosivos é indispensável para o sucesso dos trabalhos. A legislação de todos os países preconiza regulamentos para a utilização de substância explosivas, mencionando os cuidados a ter com seu manuseio e as proibições de várias ordens o qual é necessário fazer respeitar.

Os riscos são variados e só serão progressivamente eliminados através da mentalização do pessoal, baseando-se em planejamento racional dos trabalhos e na atribuição de responsabilidades a todos os intervenientes. Existem procedimentos adequados para a atuação em face dos problemas mais correntes (detonações falhadas, espoletas com defeitos, circuito elétrico errado, tamponamento deficiente, cordel detonante incapacitado, etc.), sendo necessário planejar com antecedência quem, como, quando e onde tais procedimentos são executados.

Outras circunstâncias externas aos trabalhos (como por exemplo as trovoadas e as interferências elétricas), poderão constituir obstáculos à realização dos desmontes, devendo existir sempre no local de trabalho um técnico responsável e com poder de decisão, capaz de suspender ou mandar executar as explosões perante as condições externas vigentes.

As consequências psicológicas, econômicas e técnicas que os acidentes provocam, são de tal maneira importantes que os custos envolvidos com a segurança dos desmontes são sempre pequenos comparados com eventuais prejuízos deles resultantes. Tal como em outros tipos de trabalho de engenharia, economizar na segurança dos desmontes dos explosivos, pode ser considerado verdadeiro crime.

III — DESMONTES EM TRABALHOS SUBTERRÂNEOS

A descrição anterior foi essencialmente orientada para a caracterização da operação de desmonte de rochas a céu aberto, que constitui mais de 70% dos trabalhos de escavação presentemente realizados.

Os trabalhos subterrâneos apresentam porém tendências para aumentarem de importância, em virtude de várias circunstâncias atuais, principalmente de natureza ecológica.

O desmonte com explosivos continua a ser o método mais econômico para escavar rochas duras, enquanto que para rochas brandas e friáveis os métodos mecânicos (principalmente com escavadoras rotativas) são geralmente preferíveis.

Na abertura de túneis e galerias o princípio a seguir consiste em iniciar o desmonte por meio de um conjunto de cargas que abram um vazio (ou "pilão") para onde os tiros seguintes possam expandir-se. Como só existe uma face livre, o consumo específico de explosivos é sempre maior que a céu aberto, sendo mais críticos o rigor no alinhamento dos furos, o efeito da gravidade e a composição de ações das cargas vizinhas.

Em geral, são conseguidos avanços de 2 a 3 metros por cada desmonte, sendo habitual realizar um destes avanços por turno de trabalho. Contudo, com a organização adequada das operações, é possível realizar dois disparos por turno, conforme se indica na fig. 10, para o diagrama de fogo esquematizado na fig. 11 (Ref. 12) onde os números representam ordens de retardo na detonação das cargas.

OPERAÇÕES	Tempo dispendido por ciclo (h-min)	Horas no turno						
		1	2	3	4	5	6	7
Saneamento da frente	0 - 6	■			■			
Carregamento	1 - 18	■	■		■	■		
Perfuração	1 - 24	■		■	■	■	■	■
Carregamento, disparo e ventilação	0 - 24				■			■
Instalação de suporte provisório	1 - 39	■	■		■	■		
Retirar suporte provisório	0 - 18	■			■			
Instalação de suporte definitivo	2 - 12		■	■		■	■	
Montagem de vias férreas	0 - 30			■				■
Abertura de drenos de esgoto	2 - 12	■	■			■	■	

Fig. 10

Conforme se pode observar na Fig. 10, as diversas operações são repetidas duas vezes em cada turno, incluindo o próprio desmonte, permitindo assim, dessa forma obter avanços de 12 a 14 m por dia.

Certas relações empíricas existem entre os parâmetros fundamentais do desmonte de rochas em túneis. Assim, de acordo com Gustafsson⁽¹¹⁾, a carga específica Q (em Kg de explosivos por m^3 de rocha detonada), relaciona-se com a área da secção transversal do túnel A (m^2) pela equação:

$$Q = 3.47 - 0.073 A + 0.00044 A^2$$

O número de furos na frente de ataque N , com diâmetro 40 mm, é também dada em função de A , por:

$$N = 13.6 + 1.24 A - 0.004 A^2$$

Através destas relações pode-se deduzir que o custo por m^3 desmontado diminui quando aumenta a secção do túnel, por outro lado os custos por metro linear de escavação de túnel aumentam em proporção menor do que o aumento da secção do túnel.

Um aspecto importante nos esquemas de fogo modernos é o emprego da técnica do pré-corte nas periferias dos túneis, que permite um certo número de vantagens de menor sobrefragmentação, menor necessidade de suporte, menor quantidade de concreto projetado necessário ao revestimento e aumento da resistência geral do maciço.

IVI — CONCLUSÕES:

A operação dos desmontes de rochas com explosivos caminha progressivamente para evoluir de arte para ciência, através de um processo lento de pesquisa, o qual se associa o registro e interpretação dos dados experimentais práticos. Em virtude da complexidade dos fenômenos físico-químicos envolvidos na detonação e da variabilidade de propriedades de maciços rochosos, parece que o melhor caminho para proceder a otimização dos desmontes consiste na observação constante dos fenômenos, procurando explicações à luz da teoria da Mecânica das rochas, e ajustando esta às evidências práticas.

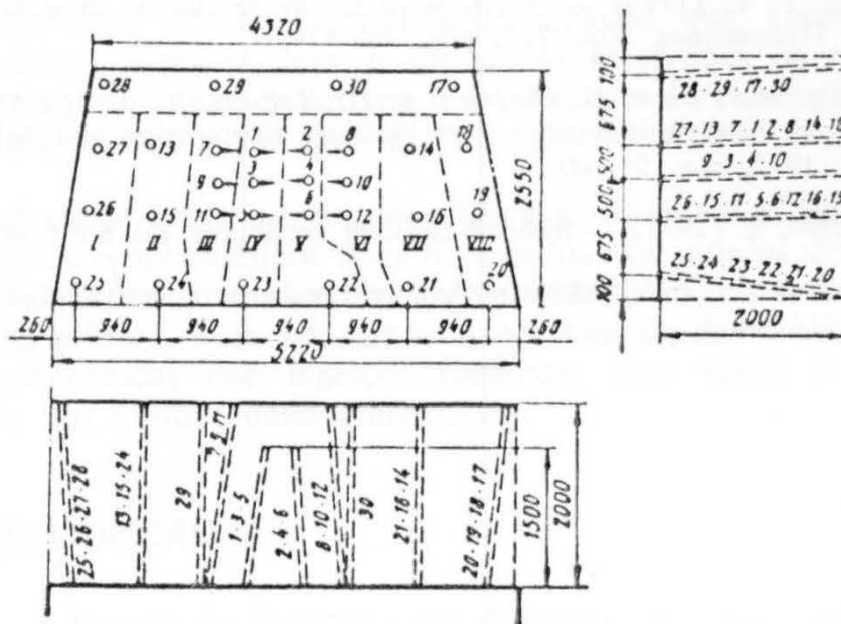


Fig. 11

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- (1) *Olson, J. J. and Olson, K. S. (1975) — Rock Mechanics and Excavation Program — A Research Project Summary. U. S. Bureau of Mines Information Circular 8674 — Washington.*
- (2) *Johansson, C. H. and Persson, P. A. (1974) — Fragmentation System, General Report of Theme 5. Advances in Rock Mechanics, Vol. I, Parte B (pg. 1.557-1595). Denver.*
- (3) *Dinis da Gama, C. (1971) — Otimização do Arranque de Rochas com explosivos — Tese de Doutorado — Universidade de Luanda.*
- (4) *Dinis da Gama, C. (1971) — Influência da Compartimentação de Maciços Rochosos na Fragmentação dos Desmontes com Explosivo — Anais do I*

Congresso Brasileiro de Geologia de Engenharia. Vol. 2 — pág. 245-257 — Rio de Janeiro.

- (5) *Tognon, A. A.* (1976) — Estudo Analítico de Basaltos em Diversas Pedreiras de Barragens. Anais do I Congresso de Geologia de Engenharia. Vol. 2, pág. 283-296. Rio de Janeiro.
- (6) *Atchison, T. C.* (1968) — Fragmentation Principles. In Surface Mining. Ed. E. P. Pfeleider, AIME, New York.
- (7) *Ash, R. L.* (1968) — The Design of Blasting Rounds. In Surface Mining. Ed. E. P., AIME. New York.
- (8) *Pugliese, J. M.* (1962) — Designing Blast Patterns Using Empirical Formulas. U.S. Bureau of Mines — Information — Circular 8.550. Washington.
- (9) *Allsman, P. T.* (1960) — Analysis of Explosive Action in Briiking Rock — AIME Transactions, Vol. 217, pág. 468-478.
- (10) *Lundborg, N.; Person A.; Pedersen A. L.; Holberg, R.* — (1975) — Keeping the lid on Flyrock in open — pit blasting. Engineering and Mining Journal —May, 1975, pág. 95-100.
- (11) *Gustafsson, R.* (1973) — Swedish Blasting Technique. Ed. S.P.I. — Gothenburg.
- (12) *Dinis da Gama, C.* — 1974 — Avança rápido de Galerias. Geotecnia n.º 10. LNEC. Lisboa.

ESTABILIZAÇÃO DE ESCAVAÇÕES A CÉU ABERTO

Parte III

RESUMO

A análise e o projeto de taludes em rocha é diferente do que se passa em solos, devido à influência fundamental que têm as descontinuidades sempre existentes nos maciços rochosos.

É importante definir a orientação espacial que apresentam essas descontinuidades e medir suas propriedades mecânicas de resistência ao cisalhamento, porque elas governam a estabilidade de escavações, associando-se ainda a influência da água e do estado de tensão "in situ".

Considerando estas informações básicas, resumem-se nesta artigo os métodos físicos e matemáticos mais divulgados nos estudos de estabilidade, aos quais se juntam processos de retroanálise aplicáveis nos trabalhos de estabilização prática. Refere-se ainda a necessidade de se criarem classificações geomecânicas dos maciços rochosos, com vistas à previsão da estabilidade dos taludes neles construídos.

I. — INTRODUÇÃO

Com o aumento do número e das dimensões das escavações em rocha presentemente executadas, novos métodos de estabilização têm sido implantados e a análise dos problemas tem sido melhorada, às custas do desenvolvimento de Mecânica de Rochas.

Em mineração, as profundidades atingidas nas escavações a céu aberto têm sido cada vez maiores, em vias de comunicação as especificações modernas de gradientes e raios de curvatura conduzem à abertura de cortes cada vez mais profundos nos maciços rochosos, uns e outros originando problemas de estabilidade com crescente complexidade.

Em geral, a questão fundamental a resolver consiste na pesquisa de um compromisso ótimo entre a segurança e a economia da escavação. Quanto mais seguros são os taludes, mais cara geralmente é a sua escavação, porque maiores volumes de rocha devem ser desmontados.

Por outro lado, quando os taludes se apresentam muito inclinados, os custos de escavação são menores, porém o risco de rotura do talude aumenta. E os deslizamentos, se ocorrerem, podem causar despesas

consideráveis, quer em trabalhos de reconstrução, quer na implantação de soluções paleativas.

Por esse motivo, considera-se atualmente que o *ângulo ótimo* do talude de uma escavação a céu aberto será aquele que minimiza os custos de sua construção e de sua manutenção. Contudo, nem sempre os taludes são projetados atendendo a condições puramente econômicas, porque na realidade intervêm fatores geológicos, hidrológicos e mecânicos que influenciam consideravelmente a sua estabilidade e, por consequência, a geometria final das escavações.

Um outro aspecto, por vezes esquecido na previsão da estabilidade dos taludes em rocha, é a introdução das novas condições (hidrológicas e geomecânicas) resultantes da escavação, nos métodos de análise utilizados no respectivo dimensionamento.

Por estas razões, pode-se deduzir que qualquer estudo de estabilização de escavações a céu aberto necessita sempre de um levantamento prévio das condições naturais existentes no local, com adequada caracterização geomecânica e mapeamento das litologias interessadas e sem esquecer a experiência prévia obtida de problemas análogos na mesma região. Considerações de outra ordem, como as relativas a ângulos de talude desejados ou pretendidos na concepção das obras, deverão em geral subordinar-se aos contrangimentos geológicos.

Após essa fase geológica, que deve também fornecer indicações sobre a posição geral do N.A. antes da escavação e uma avaliação da sua nova posição depois de executado o talude, procede-se habitualmente a uma análise preliminar da estabilidade da proposta escavação.

Quando não existirem dúvidas sobre as condições de estabilidade, pode-se prosseguir o trabalho com as atividades de projeto do talude, prevendo-se também as etapas de instrumentação e observação da rocha remanescente do talude, após cada etapa da sua construção. Na hipótese contrária, deve-se realizar uma análise detalhada da estabilidade do talude, entrando em consideração com todas as possíveis medidas corretivas que possam proporcionar resultados técnica e economicamente aceitáveis. Se mesmo assim subsistirem dúvidas quanto à estabilidade da escavação, não existindo garantias sobre a segurança de vidas e bens materiais que possam ser atingidos pela possível rotura do talude, haverá que modificar o respectivo projeto, ou até abandoná-lo.

Por consequência, o processo de dimensionamento das características ótimas do talude requer a análise de uma sequência de fases interdependentes, que na maioria dos casos tendem para o estabelecimento do compromisso menos objeccionável entre a multiplicidade das soluções possíveis.

Uma síntese dessa metodologia⁽¹⁾ é apresentada, sob a forma de fluxograma, na Fig. 1.

FLUXOGRAMA PARA PROJETO DE TALUDES EM ROCHA

(Adaptação de Hoek & Londe - 1974)

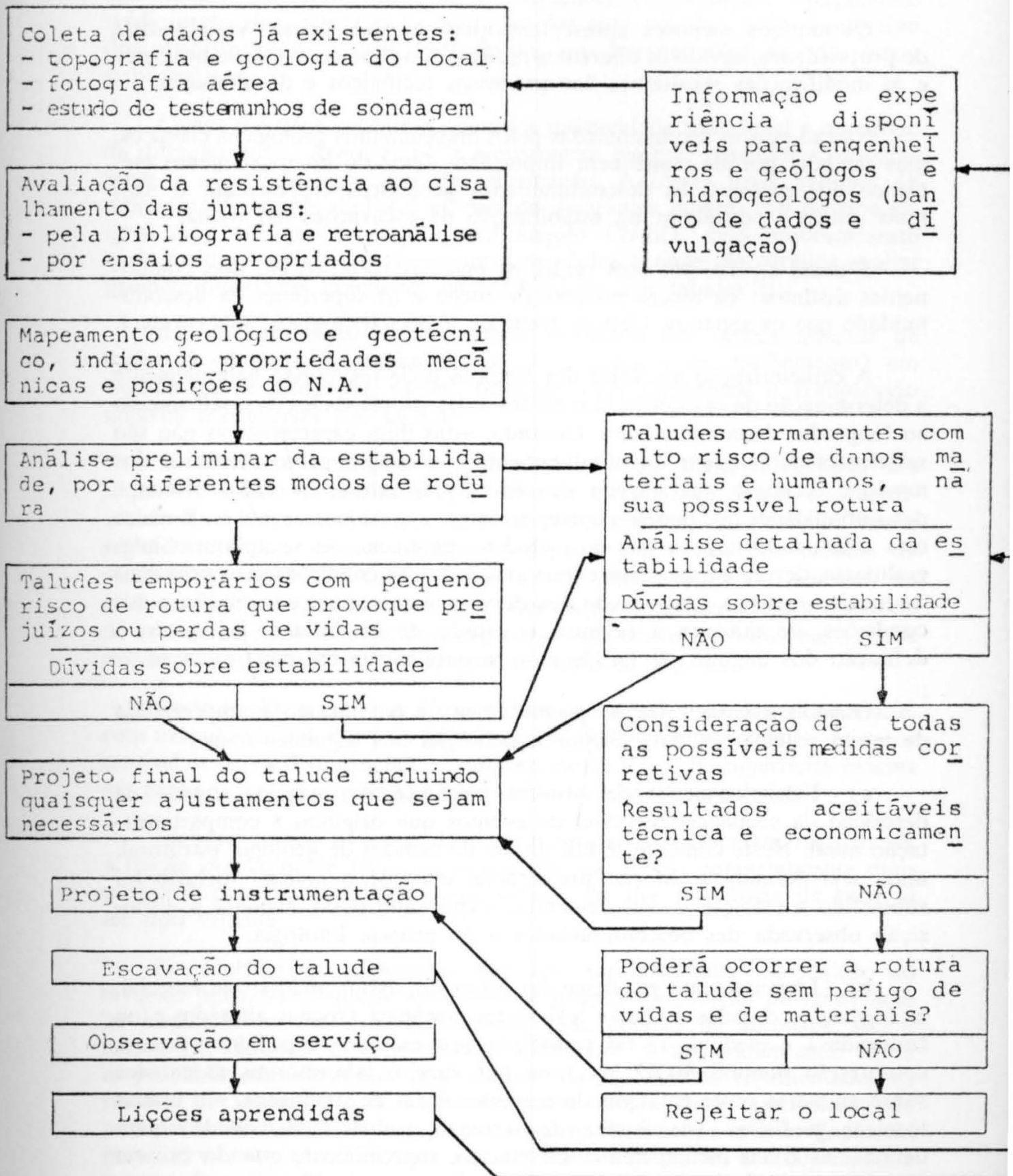


Fig. 1

II. — CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA DOS MACIÇOS ROCHOSOS

Os maciços rochosos apresentam quase sempre grande variabilidade de propriedades, devido às diferentes mudanças na sua composição litológica e às modificações resultantes dos processos tectônicos e de alteração.

Não só porque são assinaladas pelos mapeamentos geológicos clássicos, mas também porque constituem importante fator do comportamento mecânico dos maciços, as descontinuidades geológicas representam o item mais crítico a considerar na estabilização de escavações em rocha.

É usual dividir, por essa razão, os maciços rochosos em dois componentes distintos: os blocos intactos de rocha e as superfícies de descontinuidade que os separam (falhas, fraturas, limites litológicos, juntas, etc.).

A caracterização mecânica dos maciços pode resumir-se habitualmente à determinação da resistência dos blocos e das propriedades de cisalhamento ao longo das descontinuidades. Contudo, estas duas características não são suficientes para definir quantitativamente o comportamento mecânico dos maciços rochosos, em virtude das complexas interações entre blocos e descontinuidades que podem ocorrer ao longo e após as escavações. Embora essa dificuldade impeça que os métodos analíticos não se apliquem integralmente, deverá existir sempre uma avaliação das condições mais prováveis do maciço rochoso, assim como dos desvios mais críticos em relação a tais condições, de maneira a permitir o estudo de estabilidade adequado à definição dos ângulos de talude mais aconselháveis em cada situação.

Quando a caracterização geomecânica de um maciço é empreendida de modo sistemático, deve incluir a definição dos seguintes itens:

a) Estabelecimento da história mecânica do maciço, através da descrição da sequência provável de eventos que originou a compartimentação atual. Neste contexto, é útil dispor de estudos de geologia estrutural, onde seja definida a direção preferencial em que o maciço rochoso foi submetido a esforços e deslocamentos, explicando dessa maneira a disposição observada das descontinuidades e da própria litologia.

b) Levantamento geológico das litologias, assinalando-se em especial, as formações dotadas de baixa resistência mecânica (rochas alteradas e/ou fraturadas) e medindo-se tal resistência por métodos expedidos (dureza, compressão pontual, RQD, etc.) ou por ensaios laboratoriais executados sobre amostras representativas do maciço. Além de sondagens, são usadas técnicas geofísicas (de sísmica de refração, ou de resistividade) para delinear as zonas incompetentes do maciço, especialmente quando existem espessas capas de intemperismo, como é frequente no Brasil.

c) Informação detalhada sobre a compartimentação do maciço, definindo-se as famílias de descontinuidades mais importantes, sua orientação espacial (direção e mergulho), frequência, continuidade, espaçamento médio entre elas, e estado de alteração das suas paredes, assim como tipo dos enchimentos e sua influência na permeabilidade da água subterrânea.

Certos métodos geofísicos (como a resistividade superficial e o método da difração ótica) assim como a amostragem integral sistemática, possibilitam a obtenção desse tipo de informação. A forma mais habitual de representação destes dados é através de diagramas polares, ou do tipo de igual área (Schmidt), ou de igual ângulo (Wulf), cujo processamento pode incluir outros dados de natureza mecânica capazes de permitir avaliar geometicamente as condições de estabilidade dos taludes ⁽⁶⁾.

d) Determinação da resistência mecânica dos blocos intactos de rocha (à compressão simples e triaxial, à tração e ao cisalhamento) em especial se se tratar de rochas brandas, cuja resistência à compressão uniaxial não exceda 500 kg/cm².

A coesão e o ângulo de atrito interno do material rochoso são importantes para os métodos de análise de estabilidade, sendo que a primeira deverá ser medida de preferência em ensaios "in situ", já que o segundo, por ser adimensional, não depende da escala dos ensaios de cisalhamento das descontinuidades (e do correspondente material de enchimento) constitui também uma informação fundamental para o estudo de estabilidade dos taludes, devendo ser obtida em termos dos seus valores máximos e residuais, conforme se representa na Fig. 2.

Nesta figura, a curva A é típica de uma superfície de descontinuidade, com irregularidades, que não tenha sofrido deslocamentos prévios de valor sensível; a curva B representa o comportamento típico de superfícies macias em contato, que já experimentaram deslocamentos importantes.

Embora ambos os tipos de descontinuidades apresentem resistências à tração praticamente nulas, as curvas do tipo B são potencialmente mais perigosas para a estabilidade, em virtude da sua resistência de pico já ter sido vencida.

f) Outro dado importante que deve ser levantado é a posição do nível de água, visto que a sua presença origina diminuição da resistência ao cisalhamento nas descontinuidades, pela criação de empuxos ascendentes que reduzem as componentes normais de atrito, aumentando assim as probabilidades de rotura dos taludes. Na Fig. 3 estão representados os estados de tensão I e II, respectivamente sem e com interferência de pressões neutras, observando-se que o segundo ultrapassa a reta de Coulomb, portanto em situação de rotura, ao contrário do primeiro, que corresponde a uma situação estável.

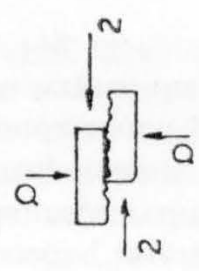
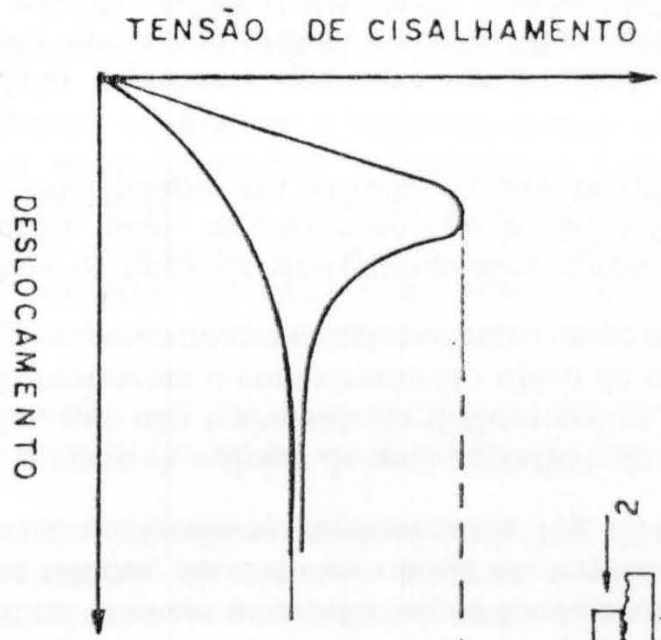
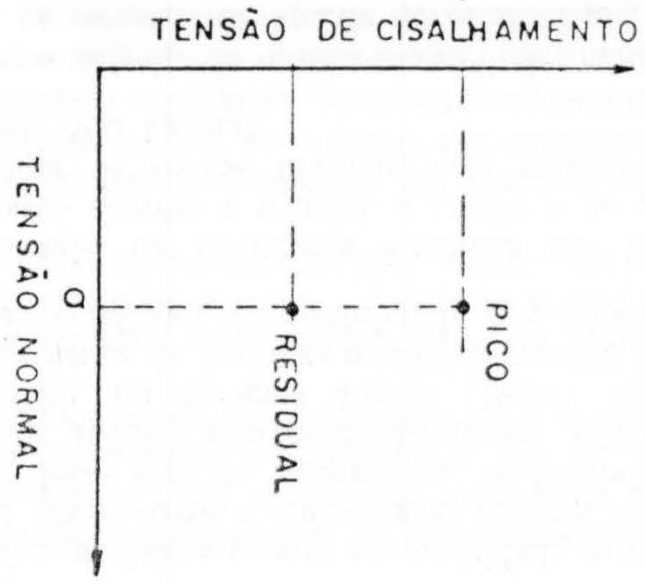


Fig. 2



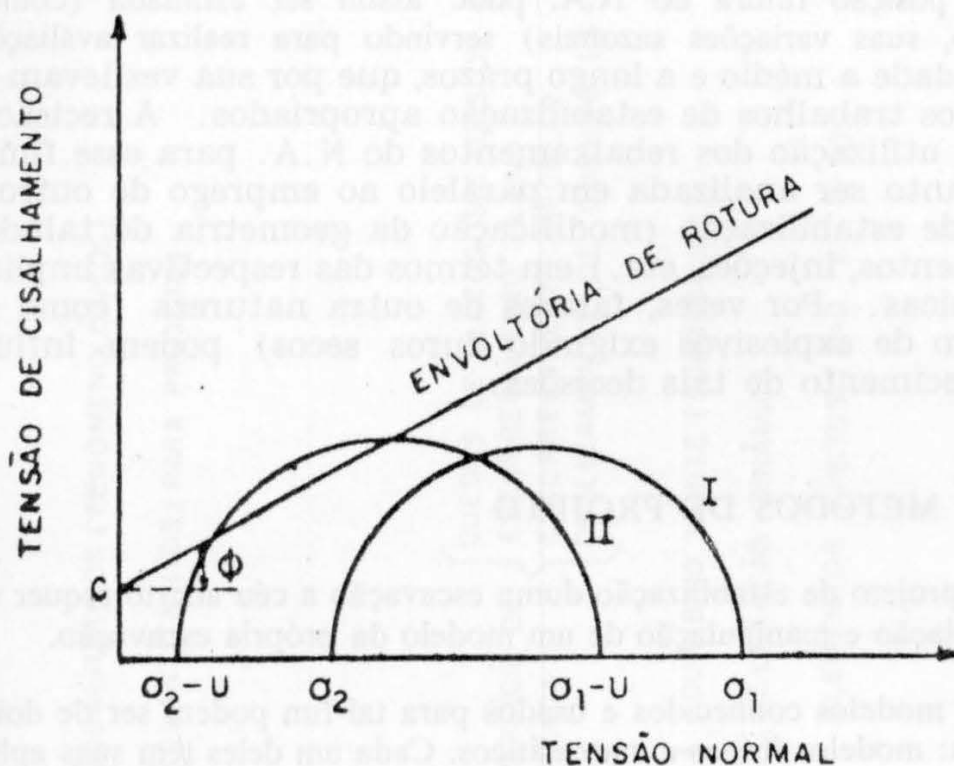


Fig. 3

A presença da água pode fazer-se sentir também através de fendas de tração verticais (originando forças horizontais atuantes sobre o volume de terreno que pode escorregar) ou das forças de percolação resultantes do seu próprio movimento, incluindo a erosão superficial causada por chuvas fortes.

Como é óbvio, as condições da água subterrânea devem ser determinadas convenientemente antes de qualquer estudo de estabilidade de taludes, compreendendo essencialmente.

- 1 — Medida de pressões neutras por meio de piezômetros
- 2 — Avaliação de permeabilidade do maciço, através de ensaios de bombeamento ou de testes de permeabilidade realizados em furos de sondagem.

As redes de percolação da água no interior dos maciços contribuem com dados valiosos para a análise de estabilidade, sendo obtidas normalmente com as informações dos piezômetros, associadas aos dados de permeabilidade. Por elas se dimensiona o volume de drenagem requerido para estabilizar um talude, seja por bombeamentos, seja por drenos horizontais ou até por galerias de drenagem.

A posição futura do N.A. pode assim ser estimada (como, por exemplo, suas variações sazonais) servindo para realizar avaliações da estabilidade a médio e a longo prazos, que por sua vez levam à previsão dos trabalhos de estabilização apropriados. A recisão final sobre a utilização dos rebaixamentos do N.A. para esse fim, deve no entanto ser analisada em paralelo ao emprego de outros processos de estabilização (modificação da geometria do talude, atirantamentos, injeções, etc.) em termos das respectivas implicações econômicas. Por vezes, fatores de outra natureza (como seja o emprego de explosivos exigindo furos secos) podem influir no estabelecimento de tais decisões.

III. — MÉTODOS DE PROJETO

O projeto de estabilização duma escavação a céu aberto requer sempre a formulação e manipulação de um modelo da própria escavação.

Os modelos conhecidos e usados para tal fim podem ser de dois tipos distintos: modelos físicos e matemáticos. Cada um deles tem suas aplicações específicas e objetivos adequados à natureza do problema em estudo.

A Fig. 4 esquematiza os diferentes modelos empregados no estudo de taludes, de acordo com as atuais tendências da Mecânica de Rochas.

O recurso a modelos físicos, habitualmente confeccionados por sistemas de blocos de gesso, cimento, etc., está geralmente limitado ao estudo do comportamento mecânico de taludes formados por maciços rochosos compartimentos, sendo muito didáticos e explicativos por si próprios.

Quando se pretendem extrair informações quantitativas para base de projetos, tais modelos são quase sempre incompletos, visto não simularem perfeitamente o maciço protótipo (sem respeitarem integralmente as condições de similitude) atendendo à sua complexidade geométrica, mecânica e hidrológica.

Por estas razões, os modelos físicos servem apenas quando se pretendem extrair conclusões qualitativas, a respeito da fenomenologia das roturas de taludes, deixando a desejar se se preconiza a obtenção de dados de projeto com validade quantitativa. Não é de estaranhar que os modelos matemáticos tenham muito maior divulgação, dado que se baseiam nas leis mecânicas de equilíbrio (estático ou dinâmico) de massas de rocha em condições de deslizamento mais ou menos eminente. A respectiva validade, contudo, está na dependência da rigorosa definição dos parâmetros que influenciam o comportamento os volumes de rocha interessados, assim como da previsão do tipo de roturas que os taludes mais provavelmente irão experimentar.

MÉTODOS DE PROJETO DE TALUDES EM ROCHA

MODELOS FÍSICOS

- ESCALA REDUZIDA
- RETROANÁLISES

- QUALITATIVOS (FENOMENOLÓGICOS)
- QUANTITATIVOS (PARA PROJETO)

MODELOS MATEMÁTICOS

- UTILIZANDO SUPERFÍCIE DE ROTURA PRÉ-FIXADA
- DETERMINANDO A SUPERFÍCIE DE ROTURA MAIS PROVÁVEL

- QUEDAS DE BLOCOS ISOLADOS OU AGRUPADOS
- ESCORREGAMENTO PLANO
- ESCORREGAMENTO CIRCULAR
- DESLIZAMENTO DE CUNHAS (3-D)

- EQUILÍBRIO LIMITE (SOKOLOWSKI)
- RELAXAÇÃO DINÂMICA
- ELEMENTOS FINITOS (2-D E 3-D)

Um método misto, simultaneamente físico e matemático, é o que se baseia no estudo de escorregamentos análogos ao que é objeto de análise (por isso se (por isso se chamado retroanálise), visando a determinação dos parâmetros de resistência ao cisalhamento do mesmo maciço, para sua inclusão em modelos matemáticos de análise de estabilidade.

Estes últimos são de diversos tipos, e podemos agrupá-los, por questões de sistemática, em duas categorias: os que fazem uso de superfícies de rotura pré-estabelecidas, e aqueles que visam a própria determinação dessas superfícies, para depois calculares as respectivas condições de estabilidade, ou instabilidade.

Os métodos do primeiro grupo são geralmente aplicáveis nas análises de estabilidade de taludes onde o escorregamento mais provável ocorre ao longo de um determinado plano ou superfície, quer por ele coincidir com uma descontinuidade presente no maciço, quer por haver outras evidências que o deslizamento se processará dessa forma.

Vários autores^{(2), (4), (5)} reconhecem que os tipos de mecanismos mais frequentemente observados nos escorregamentos de taludes em rocha são de quatro tipos distintos, correspondendo a cada um deles uma análise matemática apropriada. São eles:

- 1 — Quedas de blocos isolados ou agrupados de dois ou mais desses mecanismos simultaneamente (ver Fig. 5).
- 2 — Escorregamentos planos.
- 3 — Escorregamentos circulares.
- 4 — Deslizamentos de blocos em forma de cunha.

Por vezes são observáveis roturas em que teve lugar a interferência de dois ou mais mecanismos simultaneamente (ver fig. 5).

Examinaremos em seguida, e de acordo com a sequência indicada na Fig. 4 os modelos matemáticos mais usados na análise da estabilidade de taludes em rocha.

- a) Quedas de blocos isolados ou agrupados.

Este fenômeno pode ocorrer por dois mecanismos distintos: rotura por escorregamento no plano da base do bloco, ou queda por rotação devida à instabilidade estática do bloco.

Supondo que a superfície da base do bloco é caracterizada pelos parâmetros de cisalhamento c e ϕ , o seu equilíbrio limite é fornecido pela seguinte relação (ver Fig. 6):

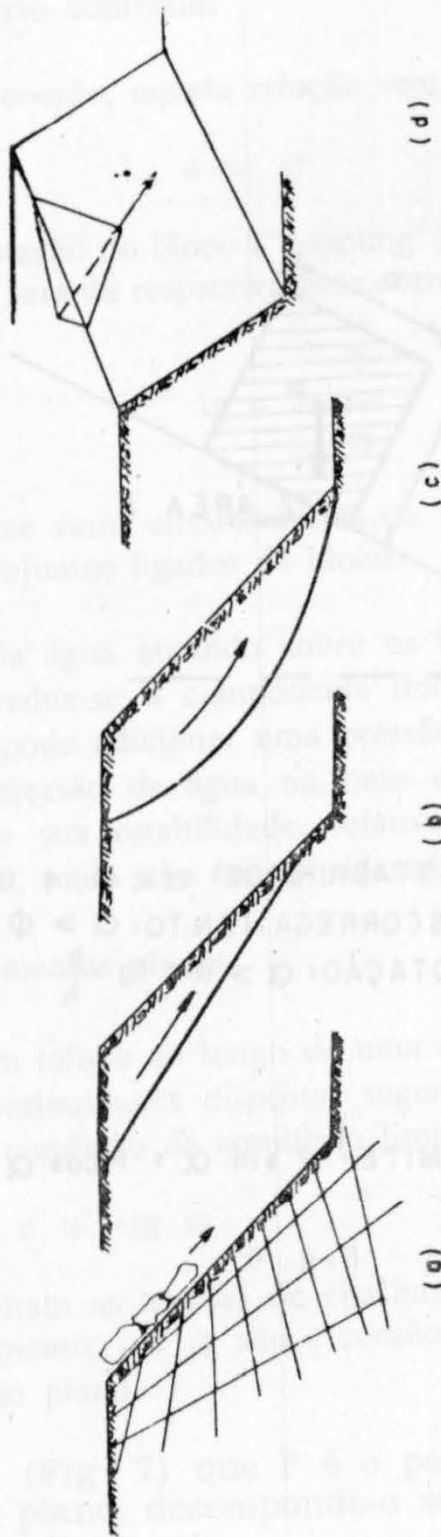
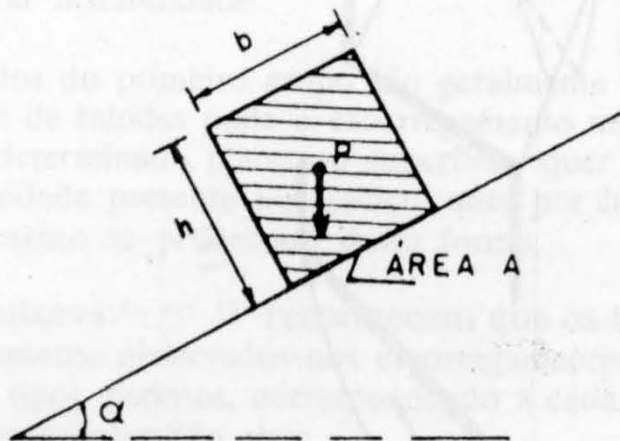


Fig. 5

SEM COESÃO:

CONDIÇÃO DE ESTABILIDADE: $\alpha < \phi$ e $\alpha < \text{arc tg } \frac{b}{h}$

ROTURA POR ESCORREGAMENTO: $\alpha > \phi$

QUEDA POR ROTAÇÃO: $\alpha > \text{arc tg } \frac{b}{h}$

COM COESÃO:

EQUILÍBRIO LIMITE: $P \sin \alpha = P \cos \alpha \text{ tg } \phi + CA$

Fig. 6

$$P \sin \alpha = P \cos \alpha \operatorname{tg} \phi + cA$$

Como é óbvio, haverá escorregamento do bloco quando o 1.º membro dessa equação for maior que o 2.º membro, correspondendo uma situação de estabilidade no caso contrário.

Desprezando a coesão, aquela relação vem simplesmente

$$\alpha = \phi$$

A rotura por rotação do bloco ("toppling") dar-se-á quando a direção do vetor peso passar fora da respectiva base, correspondendo à desigualdade:

$$\operatorname{tg} \alpha > \frac{b}{n}$$

A Fig. 6 resume essas circunstâncias de instabilidade, podendo aplicar-se também a conjuntos ligados de blocos.

A influência da água atuando sobre os blocos é sempre prejudicial à segurança, pois reduz-se a componente normal do peso do bloco, ao mesmo tempo que pode adicionar uma pressão lateral à componente tangencial. Assim, a pressão de água na base e faces dos blocos diminui consideravelmente a sua estabilidade, relativamente às condições esquematizadas na Fig. 6, onde não foi considerada a intervenção da água.

b) Escorregamentos planos

A rotura de um talude ao longo de uma superfície plana (ou através de sucessivas descontinuidades dispostas segundo uma orientação plana) obedece à seguinte condição de equilíbrio limite:

$$\tau = c + \sigma \operatorname{tg} \phi$$

onde τ e σ representam as tensões de cisalhamento e normal atuantes no plano de escorregamento; c e ϕ são a coesão e o ângulo de atrito característicos do referido plano.

Suponhamos (Fig. 7) que P é o peso do volume de terreno situado sobre tal plano, decompondo-o segundo a direção normal e tangencial respectivamente.

$$\begin{aligned} N &= P \cos \alpha \\ T &= P \sin \alpha \end{aligned}$$

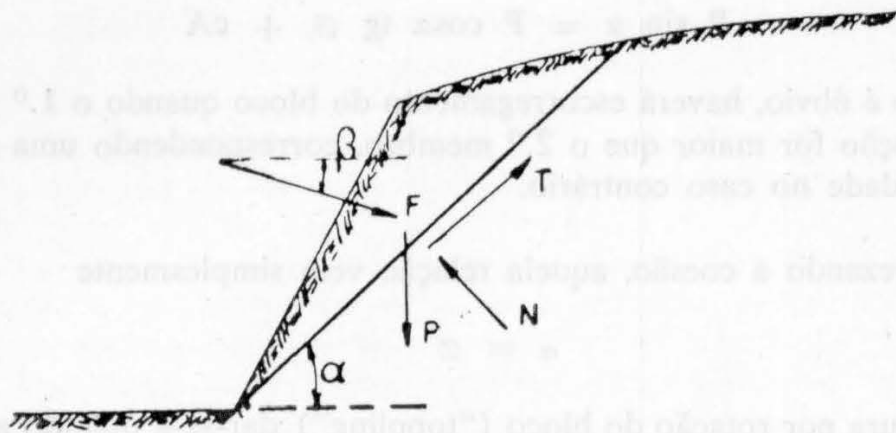


Fig. 7

A força F representa a resultante de todas as outras forças atuantes sobre o volume de rocha em eminência de escorregamento, fazendo com a horizontal um ângulo β , medido no sentido horário.

Assim, quando o talude se encontrar parcial ou totalmente submerso (com uma altura de água h acima da respectiva base) o valor de F por unidade de espessura do talude, será:

$$F = \frac{\gamma_a h^2}{2 \sin \alpha}$$

em que γ_a é o peso específico da água.

No caso de vibrações transmitidas ao terreno com aceleração a , teremos:

$$F = \frac{P}{g} a$$

admitindo-se usualmente $\beta = 0$.

A força F também poderá ser igual à resultante das forças de atirantamento que sejam aplicadas para sustentar o talude.

Ao longo do plano de escorregamento, cuja área é A , atua uma força tangencial total

$$P \sin \alpha - F \cos (\alpha + \beta)$$

à qual se opõe uma força resistente

$$c A + [F \sin (\alpha + \beta) + P \cos \alpha] \operatorname{tg} \varnothing$$

sendo a estabilidade do volume de rocha com peso P avaliada por um

fator de segurança que se calcula pelo quociente da segunda dessas forças pela primeira.

Como é evidente, valores do fator de segurança superiores à unidade correspondem a situações estáveis, e os inferiores à unidade traduzem casos de rotura do talude, sendo o equilíbrio limite caracterizado por um fator de segurança igual a 1.

Embora discutível quanto ao seu significado real, o conceito de fator de segurança é geralmente utilizado para avaliação da estabilidade de taludes, havendo normalmente regras práticas que preconizam certos fatores (por exemplo 1,3 em taludes das minas a céu aberto) como critérios de projeto.

c) Escorregamentos circulares.

Conforme a Fig. 5-c o escorregamento de alguns taludes pode ocorrer por rotação da massa de rocha ao longo de uma superfície cilíndrica, com desenvolvimento aproximadamente circular. Tais roturas iniciam-se geralmente por meio de fendas de tração superficiais, terminando nas vizinhanças da base do talude, em movimentos que chegam a deslocar milhões de m^3 de rocha.

O método mais clássico de análise deste tipo de escorregamento foi desenvolvido por Fellenius, sendo também conhecido pelo método das fatias.

Na Fig. 8 esquematiza-se a divisão do volume a deslizar em n fatias de igual espessura, representando-se as forças atuantes sobre uma fatia qualquer, de ordem i , inclusive havendo diversas camadas de terreno com diferentes propriedades (c , ϕ e γ).

O fator de segurança pode ser calculado pela expressão indicada na própria figura, caracterizando desse modo a estabilidade do referido talude.

Entre os múltiplos círculos de deslizamento do talude (a cada um dos quais corresponde um fator de segurança) é possível detectar a posição do círculo mais provável de escorregamento, através da pesquisa do menor de todos os fatores de segurança característicos do talude em causa.

d) Deslizamentos de blocos em forma de cunha.

Existem métodos sofisticados para proceder ao cálculo de estabilidade de cunhas de rocha formadas pela intersecção de duas ou mais superfícies de descontinuidades^(4, 6). Contudo, numa avaliação aproximada da referida segurança consiste na aplicação do método referido por Hoek⁽²⁾ que faz uso do chamado "fator de cunha", o qual multiplica o fator de

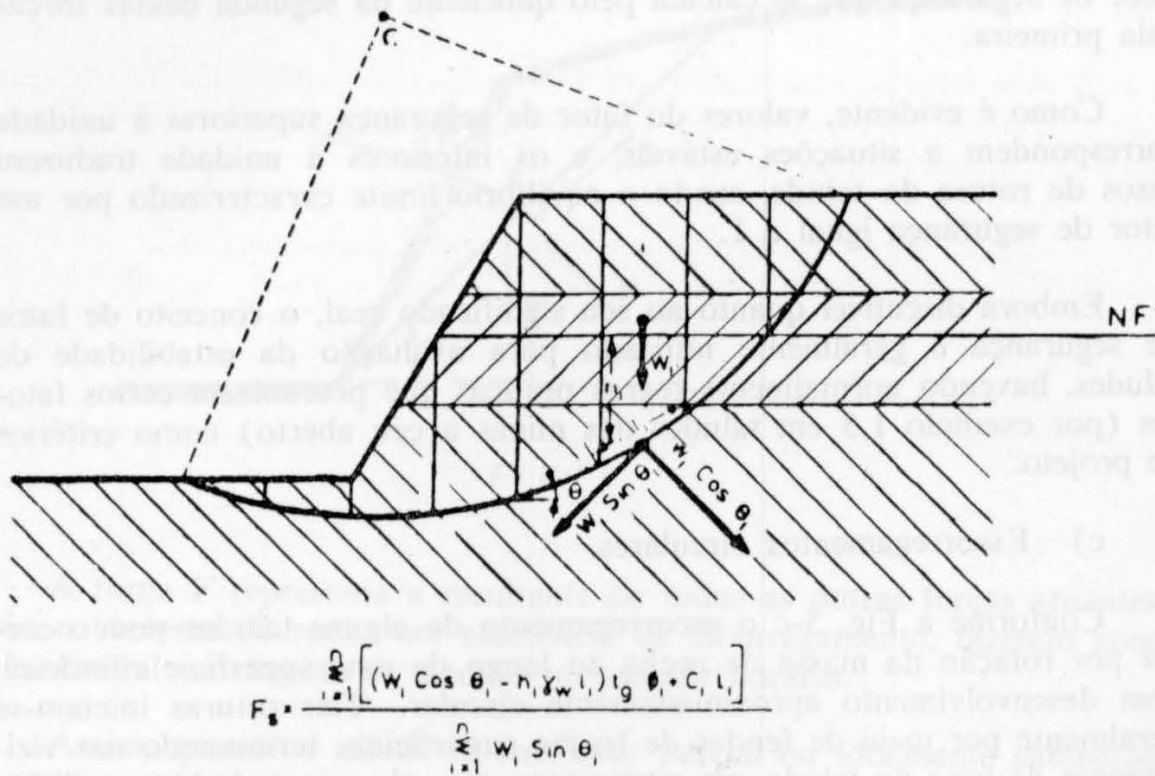


Fig. 8

segurança de um escorregamento plano que coincida em direção e inclinação com a aresta da cunha em análise.

Valores do citado fator de cunha podem ser obtidos a partir do conhecimento do ângulo sólido de cunha de rocha e do ângulo feito pela respectiva bissetriz com a horizontal (ver, por exemplo, ref. 3, pág. 129).

Sobre o segundo grupo de métodos de análise de estabilidade de taludes (aqueles que visam a determinação da superfície de ruptura mais provável) poderemos distinguir três tipos (vide Fig. 4):

a) *Método do equilíbrio limite*

Consiste na resolução de um sistema de equações constituído pelo critério de ruptura de Mohr-Coulomb e pelas equações de equilíbrio elástico. Aplicando-se às coordenadas do volume de terreno considerado, a resolução do referido sistema (que envolve equações diferenciais parciais) identifica os pontos situados sobre a superfície de equilíbrio limite, separando assim a porção do volume em ruptura, da zona estável. Para esse fim é usado o método das características e o das diferenças finitas, sendo difícil a sua aplicação a volume não homogêneos. Por esse motivo o método é pouco usado no estudo de estabilidade de maciços rochosos.

b) *Método da relaxação dinâmica*

É especialmente apropriado para a análise do comportamento de maciços rochosos compartimentados, formados por blocos soltos, semi-rígidos ⁽⁷⁾.

Representando a interação entre blocos por leis de atrito adequadas e usando parâmetros de rigidez realísticos, pode-se simular a rotura progressiva de taludes avaliando a influência de diversas condições de fronteira e a participação de atirantamentos na respectiva estabilização.

c) *Método dos elementos finitos*

Constitui presentemente o método com maior potencial para a análise do comportamento mecânico de maciços rochosos, visto que engloba a representação de todos os seus constituintes, incluindo os materiais de junta e sua interferência nos processos de instabilização dos taludes. Como tais materiais intervêm com a geometria que apresentam no campo, é possível simular com rigor a sua atuação sob o efeito das forças aplicadas no talude, determinando assim o grau de estabilidade e a superfície mais provável de escorregamento.

A análise processa-se através da determinação dos estados de tensão e de deformação ocorrentes no interior do volume de rocha que constitui o talude, e em função desses resultados a forma geométrica da superfície de rotura pode ser estabelecida, calculando-se em seguida o respectivo fator de segurança.

IV. — ESTABILIZAÇÃO PRÁTICA DOS TALUDES EM ROCHA

Considera-se estabilização o processo de aumento do coeficiente de segurança ao escorregamento dos taludes, ou a diminuição da respectiva probabilidade de rotura.

Na prática tal processo por ser empreendido através de várias medidas, como:

- Modificação da geometria do talude.
- Reforço por tirantes, chumbadores, muros de arrimo, ou injeções para melhorar as propriedades do maciço rochoso.
- Drenagem ou bombeamento da água.
- Escavação cuidadosa, usando métodos de pré-corte no desmonte.
- Acompanhamento sistemático dos movimentos do talude.

Este último aspecto, cuja importância tem aumentado recentemente, assinala a necessidade de proceder à observação e instrumentação dos taludes. Diversos métodos existem para esse fim, procurando registrar os movimentos da frente do talude (em especial detectando quando ocorrem acelerações desses deslocamentos) e outros fenômenos típicos do início da rotura, tais como o aparecimento de fendas de tração no topo do talude e a contração verificada junto à aresta superior, ou o alargamento na sua base.

Utilizam-se métodos topográficos de triangulação e de nivelamento, ou mesmo observação aérea, instrumentando-se com aparelhos apropriados (como os extensômetros múltiplos) para registrar, ao longo do tempo, os referidos movimentos. Quando estes assumem valores situados na faixa de alarme devem ser tomadas decisões operacionais corretivas, visando a minimização dos prejuízos que poderiam resultar do escorregamento inesperado do talude.

A opção entre as várias medidas corretivas é geralmente feita por critérios econômicos.

A Fig. 9 contém um conjunto de soluções práticas visando a estabilização de um talude por diversos processos, que se podem implantar simultaneamente ou em separado, conforme as circunstâncias.

Finalmente, interessa considerar, para efeitos de proceder aos estudos de estabilização, um método prático muito útil. Trata-se de comparar as condições de estabilidade de um talude, com as de um outro talude cuja segurança é conhecida, numa escavação realizada sobre o mesmo tipo de rocha. Com este raciocínio evita-se a dificuldade de determinar a resistência do maciço rochoso (incluindo as suas descontinuidades), e extrapolando as condições de um talude para o outro. Nalguns casos pode mesmo ser usada informação proveniente de estudos em modelo reduzido.

Vejamus então a aplicação deste método aos casos típicos de rotura mencionados no capítulo anterior.

a) Quedas de blocos

Como vimos, são fenômenos distintos da rotura ao longo de superfícies de deslizamento, sendo precedidos por deformações internas crescentes. Admitindo que K representa o quociente entre as tensões horizontal e vertical pré-existentes antes da escavação, e que H é a altura do talude, o ângulo de inclinação do talude i pode ser calculado por ⁽⁸⁾:

$$\operatorname{tg} i_2 = \operatorname{tg} i_1 \left(\frac{k_1 H_1}{K_2 H_2} \right)^2$$

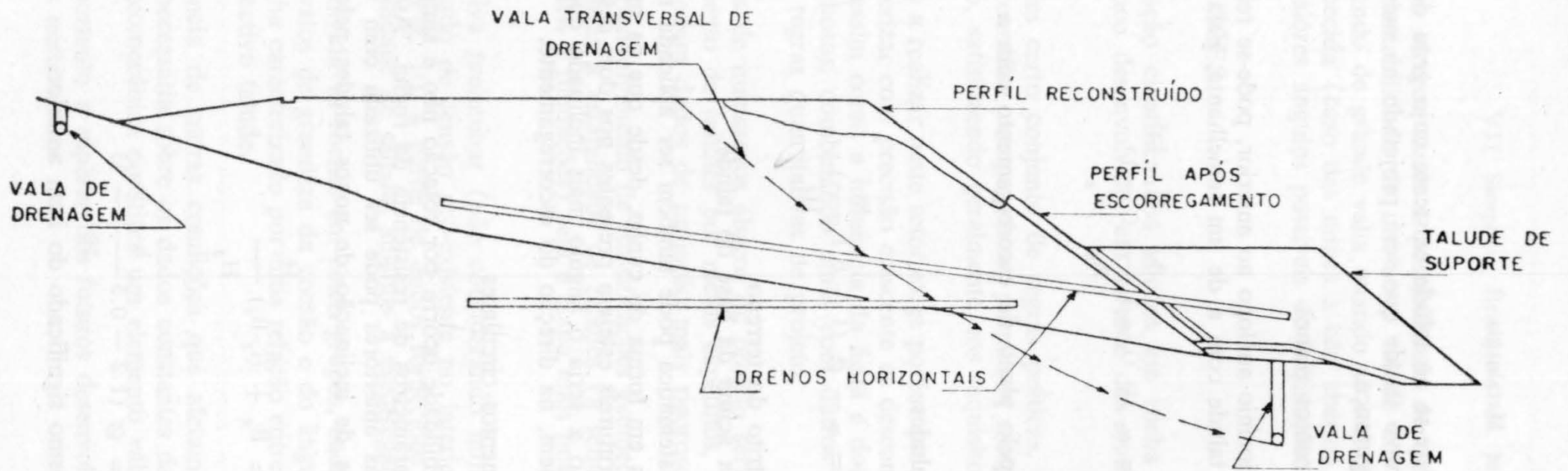


Fig. 9

onde o índice 1 refere-se ao talude existente cujo grau de estabilidade é conhecido, e 2 ao novo talude que será projetado na mesma rocha para idêntico fator de segurança.

b) Escorregamentos planos

Usando um raciocínio análogo ao anterior, pode-se relacionar a inclinação de um novo talude com a de um semelhante, pela equação ⁽⁹⁾:

$$i_2 = \alpha_2 + (i_1 - \alpha_1) \frac{A_1}{A_2} \left(\frac{H_1}{H_2} \right)^{1.5}$$

onde:

α é o ângulo feito pelo plano de escorregamento com a horizontal (ver Fig. 7).

H é a altura dos taludes

$$A = \alpha - \phi \left(1 - 0.1 \frac{h^2}{H^2} \right)$$

ϕ é o ângulo de atrito do terreno

h é a altura de água acima da base do talude.

Esta relação matemática pode também ser aplicada na extrapolação de roturas de blocos em forma de cunha, desde que os mesmos tipos de discontinuidades estruturais estejam presentes nos dois casos. Nestas circunstâncias, o ângulo α seria o ângulo mais inclinado que tais discontinuidades apresentassem, na direção do escorregamento.

c) Escorregamentos circulares

Quando a instabilidade ocorre por rotação não é simples proceder à determinação dos parâmetros de resistência da rocha. Assim, a extrapolação de experiências anteriores pode ser utilizada com vantagens, estimando-se os ângulos de inclinação de novos taludes pela expressão ⁽⁹⁾:

$$i_2 = B_2 + (i_1 - B_1) \frac{H_1}{H_2}$$

em que:

$$B = \phi \left(1.2 - 0.3 \frac{h}{H} \right) - 15$$

tendo as letras o mesmo significado do item anterior.

Este método oferece assim a possibilidade de quantificar o grau de estabilidade ou instabilidade de um novo talude em função de estudos pré-existentes, sendo de grande valia quando se trabalha numa região de geologia já conhecida (caso das minas a céu aberto), porque permite a obtenção dos maiores ângulos possíveis de inclinação dos taludes.

V. — CONCLUSÕES

A estabilização científica dos taludes em rocha ainda se encontra num estágio pouco desenvolvido, em virtude dos numerosos fatores que a influenciam.

Contudo, um certo conjunto de regras práticas, a que se associam métodos de retroanálise comparativos, permitem estudar o problema de modo qualitativo, satisfazendo geralmente aos requisitos de projeto.

O progresso a realizar neste setor exige porém que se enfatize a necessidade de caracterizar com precisão crescente as discontinuidades dos maciços rochosos, assim como a influência da água e dos estados de tensão nos maciços rochosos, combinando umas com outros para que se consigam estabelecer regras quantitativas de projeto.

A existência de numerosos ábacos de projeto serve para a obtenção do dimensionamento de taludes por meios expeditos, deixando a desejar quando se pretendem dados de projeção mais rigorosos.

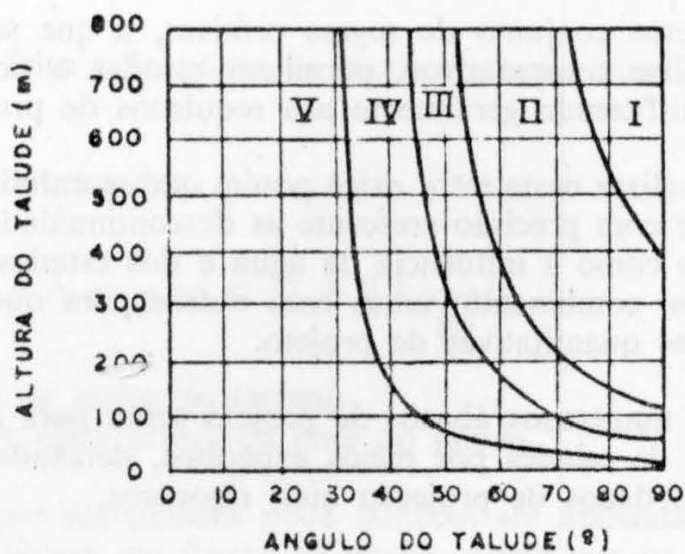
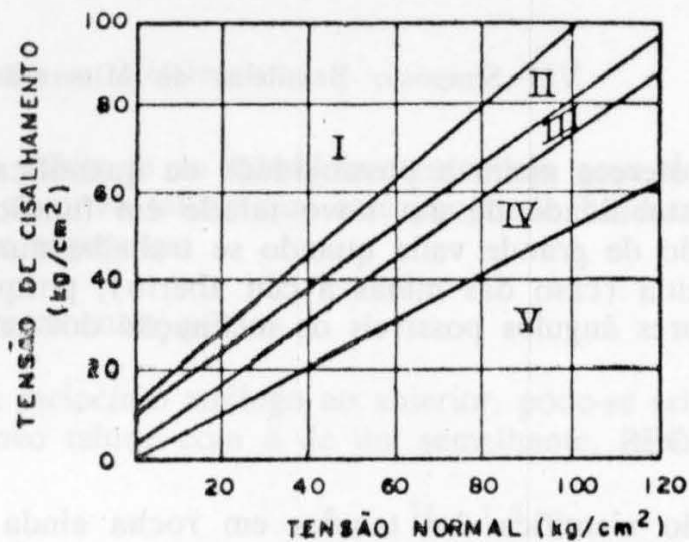
Talvez o desenvolvimento de classificações geomecânicas dos maciços rochosos com vistas à estabilidade de taludes (à semelhança das que já existem para túneis e fundações) seja a etapa mais imediata para alcançar tal objetivo.

Uma tentativa preliminar (não considerando influência do nível de água nem o estado de tensão pré-existente no interior do maciço) é a apresentada na Fig. 10, a partir de dados fornecidos por Hoek⁽²⁾ referindo-se à estabilidade de taludes sujeitos a escorregamentos planos.

É possível dividir as rochas em cinco grupos, cada um deles caracterizado por intervalos de grandeza da coesão e do ângulo de atrito, sendo cada tipo de rocha caracterizado por uma relação entre inclinação e altura máxima do respectivo talude.

A interferência de outras condições que afetam a estabilidade do talude torna-se necessária sobre os dados constantes da Fig. 10, para que a classificação geomecânica constitua um elemento válido para o projeto.

Muito há portanto a esperar dos futuros desenvolvimentos da Mecânica das Rochas neste setor.



TIPO DE ROCHA	COESÃO (kg/cm ²)	ÂNGULO DE ATRITO
I	> 12	> 42°
II	10 A 12	37° A 42°
III	3 A 10	35° A 37°
IV	0 A 3	28° A 35°
V	0	≅ 28°

Fig. 10

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- (1) *Hoek, E. and Londe, P.* (1974) — Surface Workings in Rock. General Report of Theme 3. Proceedings of the Third Congress of the International Society for Rock Mechanics. Vol. I-A. Denver.
- (2) *Hoek, E. and Bray, J. W.* (1973) — Rock Slope Engineering. Institution of Mining and Metallurgy — London.
- (3) *Guidicini, G. e Nieble, C. M.* (1976) — Estabilidade de Taludes Naturais e de Escavação. Ed. Blucher, São Paulo.
- (4) *Jaeger, J. C. and Cook, N. G.* (1969) — Fundamentals of Rock Mechanics. Ed. Methuen. London.
- (5) *Attewell, P. B. and Farmer, I. W.* (1976) — Principles of Engineering Geology. Ed. Chapman and Hall. London.
- (6) *Hendron, A. J.; Cording, E. J. and Aiyer, A. K.* (1971) — Analytical and Graphical Methods for the Analysis of Slopes in Rock Masses. NCG Technical Report n.º 36, AD 738.929.
- (7) *Cundall, P. A.* (1971) — A computer model for simulating progressive large-scale movements in blocky rock systems. Paper II-8. Symposium on Rock Fracture. Nancy.
- (8) *Yu, Y. and Coates, D. F.* (1970) — Analysis of Rock Slopes using the Finite Element Method. Canadian Mines Branch Research report R 229.
- (9) *Hoek, E.* (1970) — Estimating the Stability of Excavated slopes in Opencast Mines. Transactions of I.M.M. Vol. 9, Sec. A, pág. A 109-132. London.

PARTE IV

ESTABILIZAÇÃO DE ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS

RESUMO

São realçados os conceitos geomecânicos mais importantes no processo de manutenção da estabilidade de cavidades subterrâneas, do tipo túnel ou do tipo de escavações para a lavra de minérios.

O comportamento dos maciços rochosos e a influência das descontinuidades geológicas são abordados em conjunção com as técnicas de dimensionamento do vão seguro e de outras estruturas subterrâneas, como os pilares de rocha.

Dada a sua crescente importância, são descritos vários métodos de observação e instrumentação para acompanhamento das condições de estabilidade, assim como para controle de segurança das escavações ao longo do tempo.

Finalmente, são fornecidas regras práticas para o dimensionamento de diferentes tipos de suportes, mencionando-se o uso dos suportes em função do tipo de rocha, da forma e dimensões da escavação e das circunstâncias geológicas e hidrológicas locais.

INTRODUÇÃO

A construção de cavidades subterrâneas tem evoluído através dos seus métodos de escavação e dos seus processos de suporte, com o auxílio da Mecânica de Rochas moderna.

Até muito recentemente executavam-se escavações com base apenas em métodos empíricos, onde as soluções técnicas eram implantadas por tentativas, devido à falta de conhecimentos científicos acerca dos comportamentos das rochas em profundidade, dos estados de tensão criados em torno das cavidades, da atuação dos sistemas de suporte, etc.

Grandes progressos tem sido realizados neste domínio, embora continuem a existir dúvidas sobre as propriedades mecânicas dos maciços rochosos e sua determinação "in situ", assim como os efeitos reais provocados pelos vários processos de estabilização neles instalados.

Contudo, pode-se dizer que hoje na generalidade dos casos a concepção, o projeto e a construção de escavações subterrâneas (sejam para mineração, ou para transporte, ou até para armazenamento) pode ser conduzida de maneira eficiente, garantindo a segurança de pessoas e equipamentos que nelas trabalhem, ao mesmo tempo que alcançam custos relativamente baixos, podendo assegurar a recuperação econômica dos minérios a extrair do subsolo. Presentemente quase não existem dificuldades construtivas insuperáveis do ponto de vista técnico na escavação de cavidades subterrâneas embora no aspecto econômico possam ainda subsistir alguns problemas. Em especial depois da II Guerra Mundial, quando foram estabelecidas as bases da Mecânica de Rochas, ficaram padronizados vários testes para a determinação das propriedades das rochas e dos maciços rochosos, e o esforço que vem sendo desenvolvido na medição das tensões e deformações no interior dos maciços, permitem avaliar cada vez melhor os seus reais comportamentos mecânicos, antes e depois da escavação de cavidades. Por outro lado, a análise teórica e os métodos fotoclasticos (no princípio) e os modelos computacionais (posteriormente) possibilitaram a determinação das distribuições de tensões e de deformações em torno de cavidades subterrâneas simples ou múltiplas, com diversas formas geométricas e incorporando os seus sistemas de suporte. Confrontando tais tensões com as resistências apresentadas pelas rochas (conforme os casos, as resistências antes ou após a rotura) é possível estabelecer critérios de projeto, atendendo simultaneamente a considerações de segurança e de estabilidade, com as respectivas incidências econômicas. A procura dos compromissos mais equilibrados entre esses dois tipos de considerações constitui geralmente o procedimento mais utilizados na concepção dessas obras. Na prática, porém, a maior parte das vezes são desconhecidos os verdadeiros parâmetros dos maciços rochosos, especialmente no que se refere à sua compartimentação por meio de discontinuidades geológicas de vários tipos e assim os métodos teóricos são incompletos, pois se baseiam em resultados obtidos sobre parâmetros arbitrados. Outras vezes esses parâmetros só se conhecem depois da escavação ser realizada, segundo um processo (conhecido por "as built design") que origina soluções técnicas apressadas, improvisadas e quase sempre com suportes superdimensionados, e conseqüentemente mais caras, em comparação com as soluções emergentes de projetos fundamentados em informações levantadas previamente "in situ" ⁽¹⁾.

O importante papel que desempenha a experiência também não pode ser esquecido, visto que a extrapolação dos conhecimentos obtidos em escavações semelhantes é de grande valia para os projetos, desde que essa extrapolação seja feita com o esforço de conceitos teóricos adequados. Por estas razões, concluiremos que a estabilização de escavações subterrâneas é um domínio em que se combinam informações experimentais com desenvolvimentos teóricos, de maneira a alcançarem-se melhores decisões, do que se poderiam esperar pelo uso exclusivo da intuição do empirismo.

II. — PRINCIPAIS PROBLEMAS

II.1. — Generalidades

A escavação de cavidades subterrâneas (sejam elas túneis, poços, galerias, cavernas, etc.) origina sempre problemas mais ou menos complexos de estabilização, que poderemos enumerar na seguinte ordem:

- a) Quedas de blocos de rocha.
- b) Limpeza e saneamento das zonas fraturadas em torno das escavações.
- c) Previsão das forças que atuam sobre os suportes e dimensionamento destes em conformidade.
- d) Influência da água subterrânea.
- e) Subsidiências, golpes de terreno e outras conseqüências das escavações.

Estes problemas podem ter enorme repercussão na segurança das cavidades, refletindo negativamente nos respectivos custos de escavação e de estabilização. Por estas razões, passaremos em revista esses tópicos, enfocando principalmente os seus aspectos práticos.

Para melhor entendimento desses conceitos será conveniente relembrar noções simples da Teoria da Elasticidade, que são aplicáveis à previsão dos estados de tensão e de deformação em torno de cavidades.

O caso mais elementar se refere ao problema de uma escavação circular de eixo horizontal, aberta a determinada profundidade h . Geralmente o estado de tensão que se verificava antes da escavação, pode ser caracterizado por duas componentes σ_v (vertical) e σ_h (horizontal) que desprezando ações tectônicas podem-se calcular, atendendo apenas ao peso dos terrenos, pelas expressões:

$$\sigma_v = \gamma h$$

$$\sigma_h = \frac{\nu}{1 - \nu} \gamma h$$

onde γ representa o peso específico médio dos terrenos e ν o respectivo coeficiente de Poisson.

Depois de aberta a escavação, aquele estado de tensão é perturbado, passando a ser definido pelas seguintes componentes (em coordenadas polares) — ver Fig. 1.

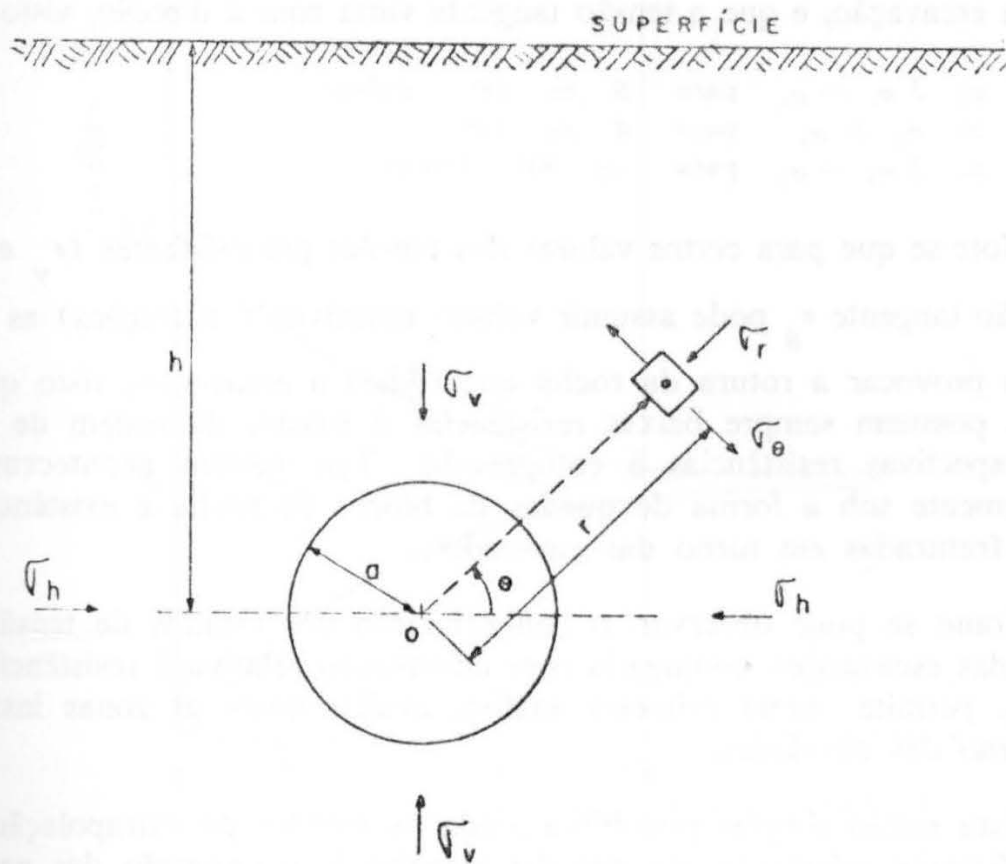


Fig. 1

$$\sigma_r = \frac{\sigma_h + \sigma_v}{2} \left(1 - \frac{a^2}{r^2}\right) + \frac{\sigma_h - \sigma_v}{2} \left(1 - \frac{4a^2}{r^2} + \frac{3a^4}{r^4}\right) \cos 2\theta$$

$$\sigma_\theta = \frac{\sigma_h + \sigma_v}{2} \left(1 + \frac{a^2}{r^2}\right) - \frac{\sigma_h - \sigma_v}{2} \left(1 + \frac{3a^4}{r^4}\right) \cos 2\theta$$

$$\delta r\theta = \frac{\sigma_v - \sigma_h}{2} \left(1 + \frac{2a^2}{r^2} - \frac{3a^4}{r^4}\right) \sin 2\theta$$

Nestas relações, a representa o raio da escavação (túnel ou galeria), r a distância radial no ponto onde se calcula o estado de tensão e θ o ângulo medido a partir da horizontal no sentido anti-horário.

Nas paredes da cavidade obtém-se o seguinte estado de tensão (fazendo evidentemente $r = a$):

$$\begin{aligned} \sigma_r &= 0 \\ \sigma_\theta &= \sigma_h + \sigma_v - 2(\sigma_h - \sigma_v) \cos 2\theta \end{aligned}$$

significando que não se transmitem tensões na direção radial para o inte-

rior da escavação, e que a tensão tangente varia com a direção, visto que:

$$\begin{aligned}\sigma_{\theta} &= 3 \sigma_v - \sigma_h & \text{para } \theta &= 0^{\circ} & (\text{piso}) \\ \sigma_{\theta} &= \sigma_h + \sigma_v & \text{para } \theta &= 45^{\circ} \\ \sigma_{\theta} &= 3 \sigma_h - \sigma_v & \text{para } \theta &= 90^{\circ} & (\text{teto})\end{aligned}$$

Note-se que para certos valores das tensões pré-existentes (σ_v e σ_h), a tensão tangente σ_{θ} pode assumir valores negativos (ou trações) as quais podem provocar a rotura da rocha que rodeia a escavação, visto que as rochas possuem sempre baixas resistências à tração, da ordem de 10% das respectivas resistências à compressão. Tais roturas acontecem frequentemente sob a forma de quedas de blocos de rocha e existência de zonas fraturadas em torno das cavidades.

Como se pode observar, o conhecimento dos estados de tensão em torno das escavações, conjugado com informação relativa à resistência das rochas, permite, numa primeira análise, avaliar quais as zonas instáveis em torno das cavidades.

Esta noção simples possibilita ainda os estudos de extrapolação que atrás fizemos referência, no que diz respeito à manutenção das necessidades de segurança nas escavações, ao longo do tempo.

Como caso particular interessante, citamos a situação em que o túnel é aberto num campo de tensões hidrostático (onde $\sigma_v = \sigma_h = S$), circunstância que ocorre às grandes profundidades, ou em maciços rochosos muito deformáveis, possuindo altos coeficientes de Poisson (próximos de 0,5). Tem-se então:

$$\begin{aligned}\sigma_r &= S \left(1 - \frac{a^2}{r^2} \right) \\ \sigma_{\theta} &= S \left(1 + \frac{a^2}{r^2} \right)\end{aligned}$$

e na periferia da escavação:

$$\begin{aligned}\sigma_r &= 0 \\ \sigma_{\theta} &= 2S\end{aligned}$$

A respectiva variação destas tensões com a distância encontra-se representada na Fig. 2.

Note-se então que a uma distância de cerca de dois diâmetros além da parede da escavação circular, o estado de tensão tende para os valores

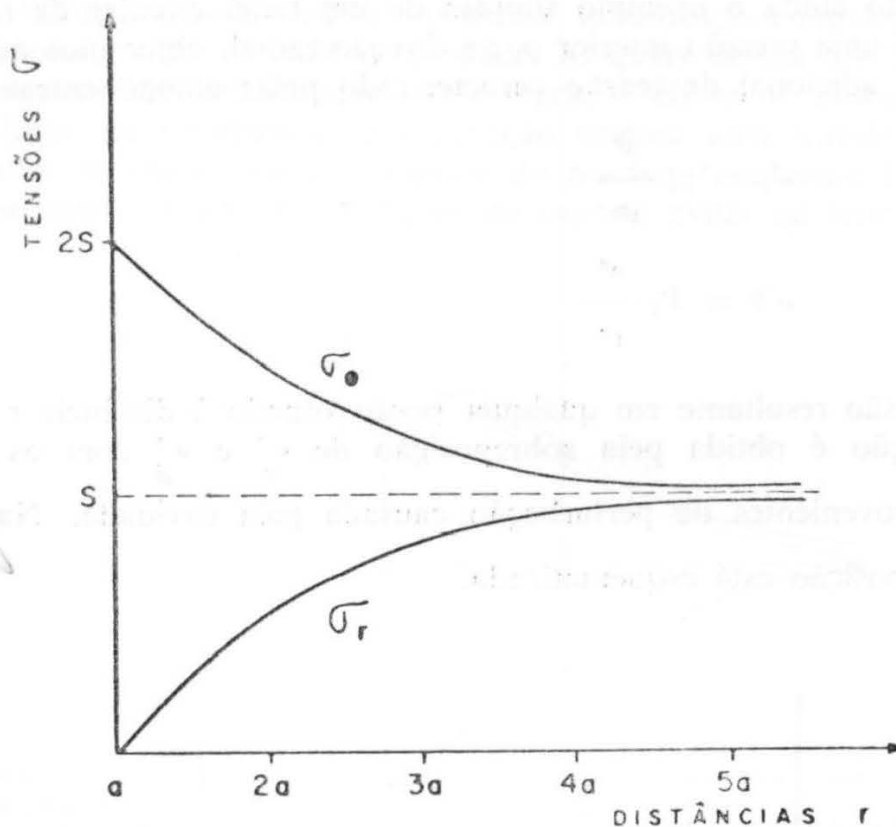


Fig. 2

pré-existentes, significando que a perturbação introduzida pela cavidade se anula a partir de uma certa distância dela.

A essa região perturbada de tensões em torno da escavação é habitual chamar-se **zona de influência**, sendo que a sua forma e dimensões dependem da geometria das cavidades, das tensões pré-existentes e das propriedades do maciço rochoso.

Em textos de Mecânica de Rochas (3, 4, 5) poderão ser encontradas expressões que estabelecem a forma dessas zonas de influência para diversos tipos de cavidades, simples ou múltiplas.

Uma das normas mais elementares de projeto de escavações subterrâneas consiste em não abrir, na vizinhança delas, outras cavidades cujas zonas de influência se intersectem com as primitivas.

II.2. — Efeito do suporte

Não foi ainda feita referência à possibilidade de se instalarem no interior das escavações elementos de suporte que contrariem as ações de instabilização.

Usando ainda o exemplo simples de um túnel circular de raio a se aplicarmos uma pressão interior p_i na direção radial, obteremos no maciço um estado adicional de tensão caracterizado pelas componentes:

$$\sigma'_r = P_i \frac{a^2}{r^2}$$

$$\sigma'_\theta = P_i \frac{a^2}{r^2}$$

A tensão resultante em qualquer ponto situado à distância r do eixo da escavação é obtida pela sobreposição de σ'_r e σ'_θ com as tensões σ_r e σ_θ provenientes da perturbação causada pela cavidade. Na Fig. 3 essa sobreposição está esquematizada.

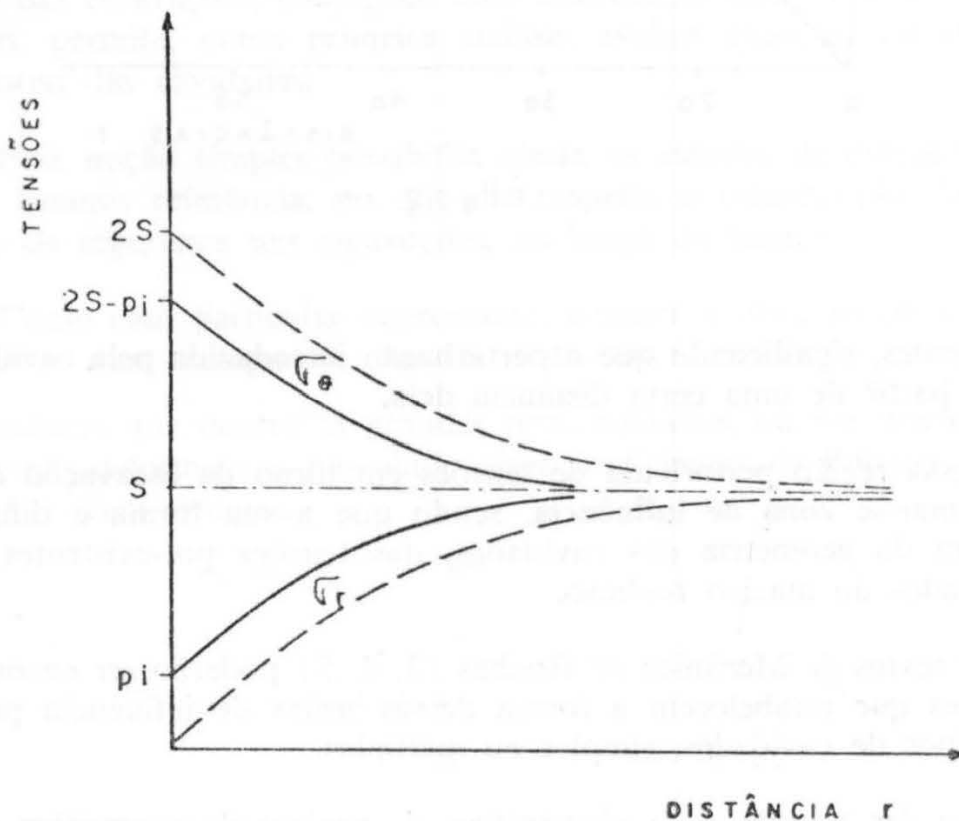


Fig. 3

É óbvio que um dos efeitos do suporte consiste na diminuição da zona de influência da escavação, ou por outras palavras, na redução do volume de rocha rodeando a cavidade em situação de poder provocar instabilidade ou até o colapso da mesma.

Esta última, quando existe, provoca modificações importantes no estado de tensão que circunda a cavidade, as quais devem ser consideradas nos estudos de estabilização. Em regra, o efeito de decompressão que tem lugar na vizinhança da escavação origina uma transferência de concentração de tensão para o interior do maciço (conforme Fig. 4) e, conseqüentemente, é uma das funções do suporte evitar tal fenômeno.

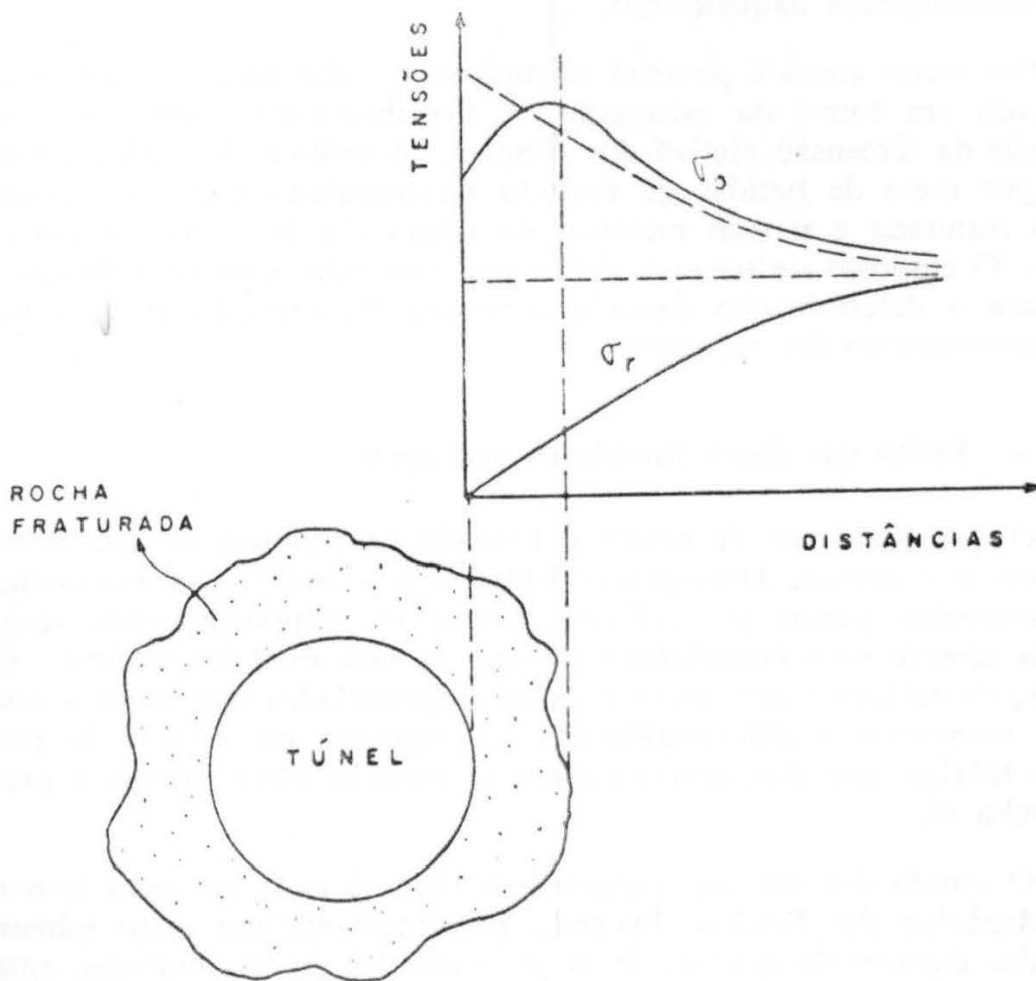


Fig. 4

A referida transferência da concentração de tensões apresenta a vantagem de afastar a possibilidade de roturas bruscas das paredes ou do teto da escavação (golpes de terreno, ou "rock-bursts") porém aumenta a probabilidade de quedas de blocos.

Um processo muito habitual de minimizar tais inconvenientes consiste em aplicar suportes resistentes, ou do tipo tirante e chumbador (com e sem ancoragem, respectivamente) os quais sustentam os blocos situados na zona desconfinada, em condições favoráveis à sua queda.

Evidentemente, os tirantes deverão ser ancorados sobre a rocha sã de tal forma que o respectivo comprimento deve exceder de 30 a 50% a espessura de rocha fraturada.

Para solidarizar os vários tirantes são instaladas redes metálicas pregadas ao teto e às paredes das escavações, de forma a revestirem continuamente certas zonas da periferia da escavação que mostrem tendência para instabilidades daquele tipo.

Em certos casos é possível calcular-se o valor da espessura de rocha fraturada em torno da escavação⁽²⁾, possibilitando assim uma melhor previsão da dimensão efetiva dos tirantes. A prática de avaliar tal espessura por meio de batidas de martelo (distinguindo entre o "choco" da rocha fraturada e o som metálico da rocha sã) pode ajudar em certos casos. O emprego de técnicas geofísicas é também uma contribuição válida para a determinação daquela espessura⁽⁴⁾, servindo para o melhor dimensionamento dos suportes.

II.3. — Efeito das descontinuidades geológicas

O que acabamos de referir é baseado na hipótese de que o maciço rochoso é contínuo, homogêneo, isotrópico e elástico. Na realidade, tais circunstâncias jamais se verificam, sendo os comportamentos reais das rochas sempre mais complicados do que os seus modelos teóricos. Geralmente, os acidentes geológicos e as heterogeneidades diminuem a resistência e aumentam a deformabilidade dos maciços, em relação às propriedades teóricas que eles apresentariam se considerarmos apenas a presença de rocha sã.

O estudo dos maciços compartimentados é cada vez mais importante em Mecânica das Rochas, havendo presentemente um certo número de métodos capazes de quantificar as propriedades de tais maciços, entrando em consideração com essas descontinuidades⁽⁵⁾.

Certos aspectos práticos de instabilidades causadas pelos acidentes geológicos estão esquematizados nas Figs. 5 e 6.

A presença de uma falha ou plano de fratura nas proximidades de uma escavação provoca modificações no estado de tensão, podendo originar elevadas concentrações em certos pontos da periferia, que são susceptíveis de levá-la ao colapso, muitas vezes de forma inesperada.

As quedas de blocos poderão resultar de ocorrências fortuitas como as representadas na Fig. 6: a) pela formação de cunhas donde se destacam os blocos; b) por separação de camadas que constituam o teto imediato da escavação; c) no atravessamento de zonas de brecha ou de veios de material incoerente.

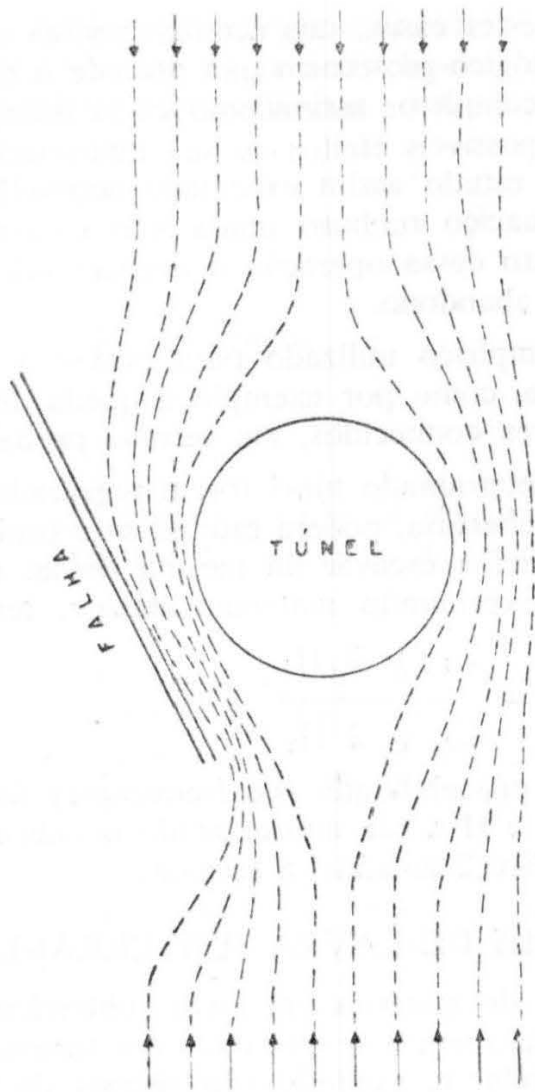


Fig. 5

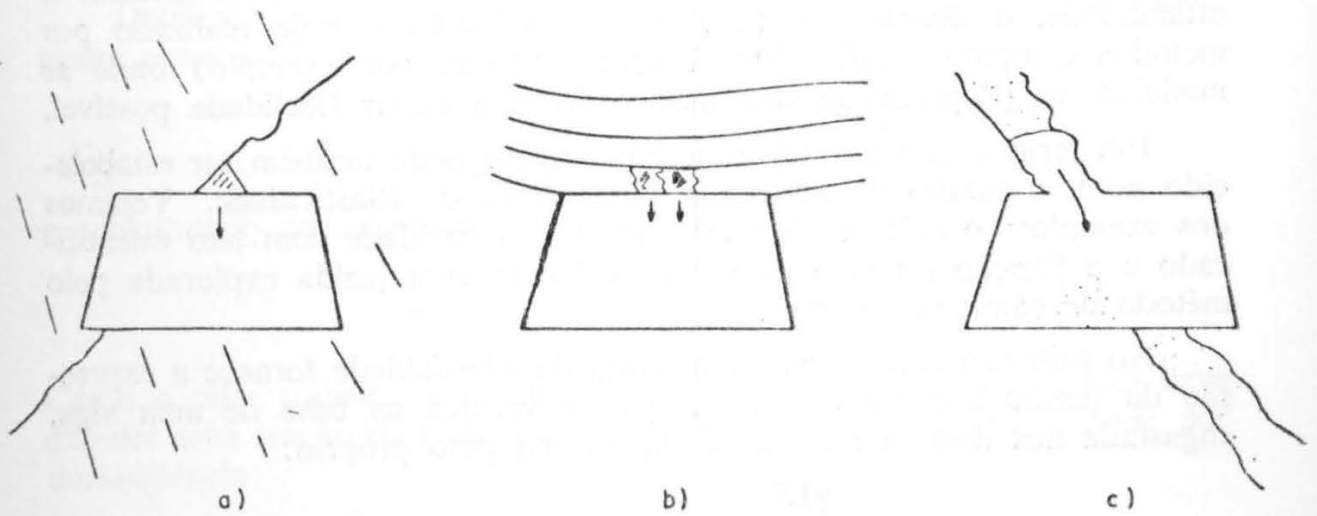


Fig. 6

Em qualquer destes casos, tais acontecimentos só poderão ser evitados se o estudo geológico-geotécnico que precede o trabalho de escavação for suficientemente completo, assinalando essas descontinuidades, e estudando-se depois os possíveis efeitos de sua intersecção com a cavidade a abrir. Por vezes, o estudo assim executado aconselha a que se preceda ao tratamento do maciço rochoso ainda não escavado, dependendo do maior ou menor custo dessa operação a decisão sobre o desvio da escavação ou até o seu abandono.

Um processo empírico utilizado para prever a incidência de certos tipos de instabilidade, como por exemplo a queda de blocos, consiste na extrapolação de valores conhecidos, em termos probabilísticos.

Assim, se em determinado túnel forem registradas as quedas de blocos ao longo da sua abertura, poderá estimar-se a probabilidade de quedas de blocos noutro túnel a escavar na mesma rocha, por uma relação de proporcionalidade. Exprimindo matematicamente, tem-se:

$$\frac{P_1}{P_2} = \frac{L_1 + 2 H_1}{L_2 + 2 H_2}$$

onde P representa a probabilidade (ou freqüência) das quedas de blocos, L a largura do túnel e H a sua altura, sendo o índice 1 relativo ao túnel já construído e o índice 2 ao túnel a escavar.

III. — ESCAVAÇÕES DE LAVRA SUBTERRÂNEA

Para a extração de minérios em lavra subterrânea, a forma geométrica das escavações não tem a simplicidade dos túneis, sendo muitas vezes de configuração irregular e, exigindo vão abertos de considerável dimensão. Tais circunstâncias exigem que se recorra a conceitos apropriados de Mecânica de Rochas para o dimensionamento das cavidades subterrâneas. Atendendo à importância econômica que tem as relações entre o espaço escavado e os volumes de rocha que tem de ser mantidos para garantir a estabilidade, o dimensionamento dessas cavidades é hoje realizado por métodos computacionais (dos elementos finitos, por exemplo) onde se modelam as propriedades dos maciços com a maior fidelidade possível.

Em termos práticos, tal dimensionamento pode também ser estabelecido com o auxílio de conceitos elementares de Elasticidade. Vejamos dos exemplos: o cálculo de vãos seguros em cavidade com teto estratificado e a fixação da taxa de recuperação de uma jazida explorada pelo método de câmaras e pilares.

No primeiro caso (Fig. 7) a teoria da Elasticidade fornece a expressão da tensão máxima de tração que se verifica na base de uma viga, engastada nos dois extremos, sujeita ao seu peso próprio:

$$\sigma_{\max} = \frac{\gamma L^2}{2e}$$

em que γ é o peso específico da rocha constituinte do teto. Se esta rocha possui uma resistência à tração σ_t , aquela tração máxima não deve exceder uma fração desta resistência, o que equivale a introduzir um fator de segurança F_s , tal que:

$$\frac{\sigma_t}{F_s} = \frac{\gamma L^2}{2c}$$

donde resulta a fórmula do vão seguro:

$$L = \sqrt{\frac{2c \sigma_t}{\gamma F_s}}$$

Esta relação pode ser usada para fins de projeto, sendo normalmente utilizados para esse fim, fatores de segurança da ordem de 3 a 5, em mineração subterrânea.

O segundo caso encontra-se esquematizado na Fig. 8, e o problema a resolver consiste na determinação das dimensões de cada pilar numa malha regular de câmaras e pilares. A_p representa a área transversal do pilar e A_m a área minerada tributária desse pilar, que abrange metade dos vãos vizinhos.

Como a força transmitida antes de aberta a escavação deve igualar que é suportada pelo pilar após a execução da cavidade, têm-se:

$$\sigma_v (A_m + A_p) = \sigma_p A_p$$

em que σ_v é a tensão vertical pré-existente (supondo horizontal o plano de escavação) — no caso do peso dos terrenos será apenas $\sigma_v = \gamma h$, onde h é a profundidade dos trabalhos — e σ_p é a tensão suportada pelo pilar.

Definindo-se taxa de extração, ou de recuperação, R , como o quociente entre a área minerada e a área total, ou seja:

$$R = \frac{A_m}{A_m + A_p}$$

e substituindo na expressão anterior, obtém-se:

$$\sigma_p = \frac{\sigma_v}{1 - R}$$

Como o pilar trabalha à compressão, a tensão nele atuante σ_p não deve exceder uma fração da resistência da rocha à compressão σ_c , tendo-se por consequência:

$$\frac{\sigma_c}{F_s} = \frac{\sigma_v}{1 - R}$$

donde resulta a expressão que fornece a taxa de recuperação:

$$R = 1 - \frac{F_s \sigma_v}{\sigma_c}$$

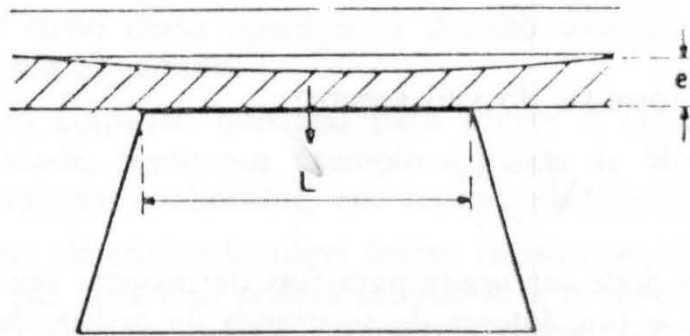
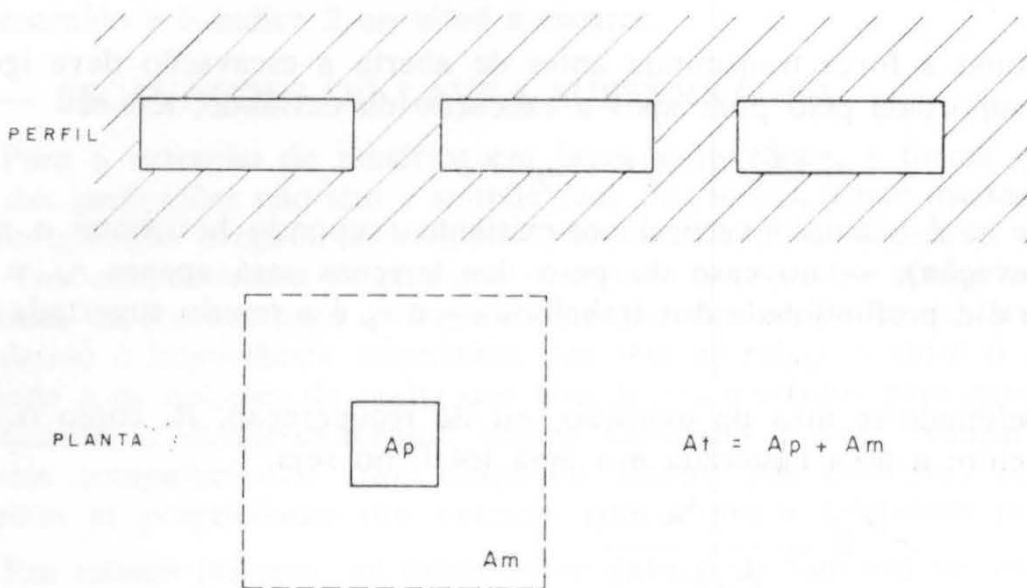


Fig . 7



Esta relação engloba o antagonismo existente entre a segurança (através do fator F_s) e a economia (pela taxa de recuperação, que sempre convém maximizar). Através do adequado conhecimento das propriedades de resistência da rocha σ_c pode-se dimensionar os trabalhos de extração de forma racional, procurando conciliar os constrangimentos econômicos com os requisitos de segurança. Este exemplo simples ilustra perfeitamente o papel da Mecânica de Rochas no planejamento da moderna engenharia de minas.

IV. — O CONTROLE DO COMPORTAMENTO DAS ESCAVAÇÕES

O conhecimento das tensões e deformações dos terrenos em torno das escavações é fundamental para manter a respectiva segurança fornecendo ainda excelentes contribuições para melhorar os projetos de cavidades semelhantes.

Por esses motivos, a Mecânica de Rochas moderna atribui grande importância às operações de observação e instrumentação dos trabalhos, que permitem um acompanhamento científico dos fenômenos naturais associados ao desenvolvimento de escavações e outras obras subterrâneas.

Embora esteja fora do âmbito desta apresentação fornecer descrições da aparelhagem utilizada para este efeito, serão referidos os tipos de medições mais divulgados no controle dos comportamentos de escavações. Poderemos distinguir os seguintes grupos de instrumentos:

a) Para auscultação de microfraturas e de microsismos nas rochas, com o objetivo de determinar o início de fenômenos de rotura. São comuns em pilares subterrâneos e nas paredes e tetos das escavações, constando de geofones de alta sensibilidade conectadas a sismógrafos.

b) Para medida de deformações e deslocamentos dos maciços rochosos, visando estabelecer os seus movimentos ao longo do tempo e analisando se os valores registrados excedem os máximos admissíveis que garantem a estabilidade.

Em geral são obtidas variações (com o tempo) das velocidades de deslocamento medidas entre pontos críticos das escavações, proporcionando assim um controle dos respectivos movimentos e procurando evitar surpresas quanto à deterioração progressiva das suas condições de segurança.

Em particular, são realizadas no interior das cavidades subterrâneas, medidas de **convergência** dos seus contornos ao longo do tempo, conjugando tais informações com a atuação dos sistemas de suporte e com o desenvolvimento dos trabalhos da própria escavação. A convergência é habitualmente medida entre pontos opostos da periferia, devendo ser amarrada a um referencial fixo.

e) O controle das cargas que se exercem sobre os elementos de suporte é também de grande relevância para análise do seu comportamento, assim como para estabelecer critérios mais realísticos de dimensionamento. Existem diversos sistemas de células de carga que avaliam a grandeza dessas forças, por meio de processos contínuos de registro.

Os tirantes também são objeto desse controle, por meio de aparelhagem de registro da tensão exercida entre a ancoragem e a força (células de carga de tipo hidráulico ou elétrico) proporcionando uma estimativa da sua capacidade de suporte e respectiva eficiência, que geralmente decresce com o tempo.

d) A medição de tensões no interior dos maciços é outro processo muito divulgado, que fornece elementos úteis para o projeto de escavação e para a manutenção da sua estabilidade com o tempo. Diversos sistemas existem para esse fim, podendo-se distinguir os seguintes grupos principais:

d₁) Processos baseados em libertação de tensão depois de criada uma superfície de alívio que possibilita a expansão da rocha anteriormente comprimida pela tensão que se pretende medir. Dentro deste grupo, figuram os extensômetros elétricos e os anéis fotoelásticos colados no fundo dos furos, assim como as células de instalação em furos de sondagem que posteriormente são superfurados (USBM, Leeman, LNEC, etc.) e as simples rosetas de deflectômetros que atuam nas paredes das galerias. Estas últimas registram as distâncias entre pontos préestabelecidos, antes e depois de abertos num corte entre esses pontos, de modo que os deslocamentos diferenciais permitem avaliar o estado de tensão que estava anteriormente instalado nesse local.

d₂) Métodos de restauração do estado de tensão nos maciços rochosos, após terem sido criadas condições para o seu alívio, sendo registradas antes e depois da aplicação de sistemas de pressão (como por exemplo, os macacos planos). Por este processo é possível ensaiar paredes de galerias e determinar o estado de tensão reinante, na direção perpendicular ao plano de corte onde se instalam os macacos planos.

d₃) Fraturação hidráulica. Processo baseado na pressurização de um trecho de furo de sondagem, entre dois obturadores estanques, até ser criada uma superfície de rotura na parede do furo. Sabendo a profundidade do trecho, a pressão que originou a primeira fratura, a pressão que mantém a propagação dessa fratura e a respectiva orientação no espaço, pode-se determinar as componentes dos estados de tensão instalados àquela profundidade.

d₄) Outros processos de medição do estado de tensão envolvem métodos sísmicos, etc. e possuem divulgação reduzida. Maiores detalhes sobre estes tipos de métodos poderão ser encontrados nos textos da especialidade (3, 4, 5).

e) Sistemas de medição dos deslocamentos absolutos dos maciços. Destinam-se a avaliar os movimentos de escavação em relação a referenciais fixos, por meio de operações topográficas de precisão. Em particular, o registro de deslocamentos da superfície do terreno, resultantes de

trabalhos subterrâneos realizados no mesmo local (deslocamentos esses designados por **subsidiência**) constituem uma preocupação dominante em muitas empresas de mineração, podendo em muitos casos originar o fechamento de certos empreendimentos.

Existem diversas teorias sobre os efeitos superficiais provocados por escavações subterrâneas, permitindo avaliar as dimensões máximas dos vãos dessas cavidades, que não causem danos à superfície do terreno. Estes cálculos baseiam-se em certos comportamentos mecânicos propostos para os maciços rochosos, cuja realidade física é melhor assegurada se forem realizados trabalhos criteriosos de caracterização mecânica das rochas. Neste ponto, a Mecânica de Rochas pode fornecer ótimas contribuições para a compreensão dos mecanismos envolvidos nesse fenômeno.

V. — REGRAS PRÁTICAS PARA O DIMENSIONAMENTOS DOS SUPORTES

Dado que os suportes são os elementos à disposição do engenheiro para garantir artificialmente a estabilidade de uma escavação (e muitas vezes corrigir certos erros no projeto e na execução das obras) é sobre o seu dimensionamento que convém descrever algumas regras práticas fundamentais em conceitos geomecânicos.

Na tabela que constitui a Fig. 9, devido a Deere et al ⁽⁶⁾ encontram-se listados os processos mais tradicionais de suporte em túneis, consoante o método de escavação utilizado e o tipo de rocha.

Nessa tabela, L representa o vão da escavação, sendo a carga de rocha atuante sobre o sistema uma função de L.

Os terrenos são divididos em 6 grupos distintos, de acordo com o valor do respectivo R.Q.D. (designação qualitativa da rocha).*, figurando também um solo, como o grupo que possui piores propriedades mecânicas.

Os sistemas mais divulgados são os de cambotas, de tirante e de concreto projetado, e suas combinações. Contudo, o R.Q.D. não constitui o parâmetro único de caracterização de um maciço rochoso, em virtude de outras circunstâncias influenciarem a resistência dos maciços.² Por esta razão, Bieniawski ⁽⁷⁾ desenvolveu uma classificação geomecânica dos ma-

(*) O R.Q.D. representa o quociente, em percentagem, do comprimento dos testemunhos recuperados em uma sondagem com diâmetro não inferior a NX (2 1/8 polegadas) e com comprimento individual superior a 10 cm, pelo comprimento total do trecho de sondagem considerado. Traduz assim um grau de fraturamento do maciço rochoso.

PROCESSOS DE SUPORTE EM TUNEIS

Qualidade da Rocha	Método de Escavação	Combotas de Aço			Sistemas Alternativos de Suporte				
		Cargo de rocha	Peso das cambotas	Espaçamento	Tirantes		Concreto Projetado		
					Espaçamento da malha	Complementos e limitações	Espessura no teto	Espessura nas paredes	Adicional
I Muito Boa 100 > RQD > 90	Mecânico	(0 a 0,2)L	Leve	Nenhum ou ocasional	Nenhum ou ocasional	Raros	—	—	—
	Explosivos	(0 a 0,3)L	Leve	Nenhum ou ocasional	Nenhum ou ocasional	Raros	Localmente 5 a 7,5 cm	—	—
II Boa 90 > RQD > 75	Mecânico	(0 a 0,4)L	Leve	Ocasional ou 1,5 m a 2 m	Ocasional ou 1,5 a 2 m	Malha de aço ocasional	Localmente 5 a 7,5 cm	—	—
	Explosivos	(0,3 a 0,6)L	Leve	1,5 a 2 m	1,5 a 2 m	Malha de aço ocasional	Localmente 5 a 7,5 cm	—	—
III Média 75 > RQD > 50	Mecânico	(0,4 a 1)L	Médio	1,5 a 2 m	1,2 a 2 m	Malha e pregagens localmente	5 a 10 cm	—	Alguns chumbadores
	Explosivos	(0,6 a 1,3)L	Médio	1,2 a 1,5 m	1 a 1,5 m	Malha e pregagens localmente	10 cm ou mais	10 cm	Alguns chumbadores

(Continua)

(Continuação)

Qualidade da Rocha	Método de Escavação	Combotas de Aço			Sistemas Alternativos de Suporte				
		Carga de rocha	Peso das combotas	Espaçamento	Tirantes		Concreto Projetado		
					Espaçamento da malha	Complementos e limitações	Espessura no teto	Espessura nas paredes	Adicional
IV Má $50 > RQD$ $5\% <$	Mecânico	(1 a 1,6)L	Médio circular	1 a 1,2 m	1 a 1,5 m	Considerável molha e pregagens	10 a 15 cm	10 a 15 cm	chumbadores 1,2 a 2 m
	Explosivos	(1,3 a 2,0)L	Médio a pesado, circular	0,6 a 1,2 m	0,6 a 1,2 m	Considerável molha e pregagens	15 cm ou mais	15 cm ou mais	chumbadores 1,2 a 2 m
V Muito má $RQD < 25$	Mecânico	(1,6 a 2,2)L	Médio a pesado, circular	0,6 m	0,6 a 1,2 m	Necessário em 100% malha e pregagens	15 cm ou mais em toda a secção		Cambotas médias
	Explosivos	2,0 a 2,8)L	Pesado, circular	0,6 m	1 m	Necessário em 100% malha e pregagens	15 cm ou mais em toda a secção		Cambotas médias a pesadas
Solo	Qualquer	Até 75 m	Muito pesado, circular	0,5 m	0,6 a 1 m	Ancoragem pode ser impossível. Necessário em 100% malha e pregagens	15 cm ou mais em toda a secção		Cambotas pesadas

ciços rochosos para fins de escavação de túneis, onde considerou, além do R.Q.D., os seguintes itens:

- Resistência dos blocos de rocha à compressão uniaxial.
- Espaçamento entre juntas ou descontinuidades.
- Condições geométricas e físicas das juntas.
- Orientação dominante dessas juntas.
- Condições hidrológicas do maciço rochoso.

Atribuindo pesos definidos em relação a cada uma destas 6 propriedades, e somando esses pesos obtém-se um índice representativo do estado geral do maciço, que pode então ser utilizado para fins de projeto do sistema de suporte.

A classificação geotécnica de Bieniawski é apresentada na Fig. 10, e a integração do índice do maciço com o vão da escavação em função do tempo de auto-sustentação da cavidade consta de Fig. 11. Com esta avaliação prática torna-se possível conceber em cada caso qual o tempo que medeia entre a abertura da cavidade e a instalação do suporte obtendo assim informações importantes sobre os ciclos de escavação. A subsequente escolha do sistema de suporte poderá ser efetuada de acordo com a Fig. 9.

A técnica contemporânea tem demonstrado que é sempre vantajoso diminuir o tempo entre a escavação e a aplicação dos suportes, a fim de evitar deslocamentos importantes dos maciços rochosos, que podem deteriorar as suas possibilidades de resistência no futuro. Por esta razão certos métodos atuais como o austríaco prevê a aplicação imediata de um revestimento de concreto projetado provisório, ao qual se segue posteriormente a instalação de suporte definitivo. Este processo permite aumentar a capacidade de auto-sustentação dos maciços, conduzindo a sistemas de suporte mais leves, e por conseqüência, mais econômicos. É portanto um exemplo de evolução tecnológica baseada no conhecimento do comportamento mecânico dos maciços rochosos.

VI. — CONCLUSÕES

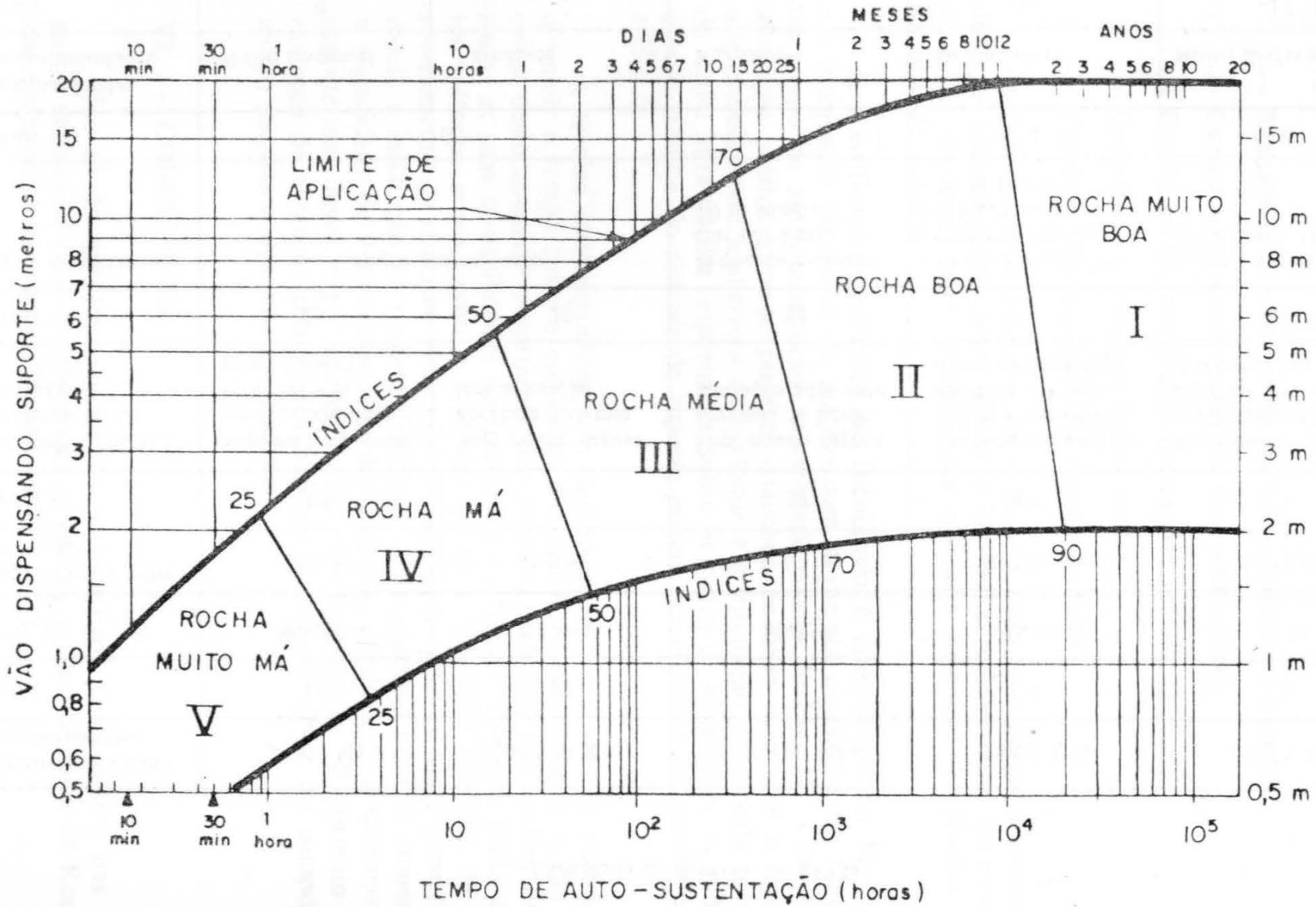
Não só do que foi mencionado neste artigo, mas também nas três partes anteriores, pode-se inferir que as aplicações da Mecânica de Rochas são cada vez mais vastas e promissoras.

Na sua tentativa de tornar inteligível a sua complexa realidade geológica, a Mecânica de Rochas tem contribuído para a compreensão de varia-

CLASSIFICAÇÃO GEOTÉCNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS PARA TÚNEIS

(Adaptada de Bieniawski, 1973)

Resistência à compressão simples	> 200 MPa	100-200 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	< 25 MPa
Pesos	15	12	7	4	4
R. Q. D.	90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	< 25%
Espaçamento entre fracturas	> 3 m	1-3 m	0,3-1 m	50-300 mm	< 50 mm
Pesos	30	25	20	10	5
Condições físicas e geométricas das fracturas	Sup. muito rugosas sem continuidade fechadas sem preenchimento	Sup. pouco rugosa abertura < 1 mm sem alteração	Sup. pouco rugosa abertura < 1 mm alteração adjacente	Enchimento argiloso < 5 mm espessura: abertura 1-5 mm diaclases contínuas	Enchimento argiloso com espessura > 5 mm abertura > 5 mm diaclases contínuas
Pesos	25	20	12	6	0
Água subterrânea	Completamente seco		Pequenas escorrências (25 l/min. 10 m túnel)	Ressurgência com pequena pressão (25-125 l/min. 10 m túnel)	Fortes ressurgências (125 l/min. 10 m túnel)
Pesos	10		7	4	0
Orientação das descontinuidades	Muito favorável	Favorável	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável
Pesos	0	-2	-5	-10	-12



díssimos fenômenos e para a pesquisa de métodos mais racionais de projeto.

Existe ainda um longo caminho a percorrer para se dominar perfeitamente o mundo mineral que nos rodeia, parecendo razoável que o abandono progressivo de regras empíricas, substituindo-as por conceitos geomecânicos apropriados, seja a alternativa mais viável para se atingir aquele objetivo.

Os projetos de engenharia em maciços rochosos são cada vez mais ambiciosos, as estruturas subterrâneas são construídas em condições mais adversas; novas aplicações, como o uso polivalente do espaço subterrâneo, a energia geotérmica, o armazenamento de substâncias radioativas e outras mais, constituem desafios sempre novos que só se vencem com conhecimentos científicos bem desenvolvidos.

O grau de extrapolação a partir da experiência já adquirida é muitas vezes solicitado para além dos limites da prudência, exigindo elevada dose de bom senso para a implantação de novas soluções.

Por todas essas razões, a Mecânica de Rochas surge como promissora fonte de informação, promovendo a compreensão dos reais comportamentos das rochas, onde a variabilidade é quase sempre uma constante, e desenvolvendo princípios gerais que servem como excelentes guias para a concepção e o projeto de obras realizadas em ambientes geológicos.

Tais conhecimentos, baseados em experiências válidas, e orientados por um prudente bom senso, serão a chave para um melhor domínio deste ramo da Engenharia.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- (1) *Dinis da Gama, C.* (1977) — Os Custos de Construção de Túneis. Revista Construção Pesada. Abril de 1977. São Paulo.
- (2) *Dinis da Gama, C.* (1976) — Cálculo Expedido da Estabilidade de Túneis e de suas Necessidades de Suporte. Anais do VI Simpósio de Mineração. Geologia e Metalurgia n.º 39, pág. 101-133. São Paulo.
- (3) *Mello Mendes, F.* (1968) — Mecânica das Rochas. Ed. AEIST. Lisboa.
- (4) *Obert, L. and Duvall, W. I.* (1967) — Rock Mechanics and the Design of Structures in Rock. Ed. John Wiley. New York.
- (5) *Jaeger, J. C. and Cook, N. G.* (1969) — Fundamentals of Rock Mechanics. Ed. Mathuen. London.
- (6) *Deere, D. U.; Peck, R. et al.* (1970) — Design of Tunnel Support Systems. Proceedings 49th Annual Highway Research Board Meeting. Washington.
- (7) *Bieniawski, Z T.* (1973) — Engineering Classification of Jointed Rock Masses. Transactions of the South African Institution of Civil Engineers. Vol. 15, pág. 335-342.

Sessão — dia 01/08/77

**“MÃO-DE-OBRA QUALIFICADA PARA EMPRESAS
DE MINERAÇÃO”**

Prof. OTACÍLIO FERNANDES D'ÁVILA
SENAI/CVRD.

Justifica-se que em um simpósio específico sobre Mineração, se coloque o tema: **Mão-de-Obra Qualificada?**

É que as novas técnicas neste simpósio apresentadas, quanto mais inovadoras e sofisticadas, maiores exigências irão requerer de mão-de-obra qualificada, para executá-las devidamente.

A idéia de que Formação seja algo que a pessoa receba através de um quadro negro, no início da vida, como se fosse uma previsão para uma viagem em que se determina a distância, e até onde a pessoa poderá atingir, já não tem mais sentido.

Formação Profissional ao longo da vida torna-se norma, e para uma empresa moderna, representa investimento.

Cada vez mais se enfatiza que, quanto maior for o número de operários qualificados de uma empresa mais facilmente esta empresa será capaz de alcançar elevado volume de produção.

À medida que se aumenta o número de pessoas com mais elevado índice de Qualificação Profissional, maior será a possibilidade de se alcançar mais alto nível de produtividade.

Em ocasiões em que se debatem métodos de extração da matéria-prima, é bom lembrar que países como o Japão, que não dispõem de matéria-prima, mas, sim de mão-de-obra altamente qualificada, e em todos os níveis, estão exportando tecnologia.

Enquanto a disponibilidade de recursos humanos é condição essencial para o crescimento industrial, recursos naturais sozinhos, são incapazes de garantir a economia, tal como ocorre em países subdesenvolvidos.

Ter mão-de-obra qualificada é tão importante para a Nação como possuir minério ou petróleo.

Assim sendo, justifica-se que em um simpósio sobre mineração, se fale também sobre e como qualificar a mão-de-obra mineradora. Veremos então:

1. Situação atual da mão-de-obra a nível básico em uma empresa mineradora.
2. Dificuldades.
3. Uma experiência, tentativa de solução.

1 — SITUAÇÃO

Empregados de Empresas Mineradoras

50% dos que ingressam nesta força de trabalho, são portadores de escolaridade declarada a nível de 4ª Série Primária.

SITUAÇÃO:

O SENAI Regional de Minas Gerais, em 1976, promoveu várias reuniões com representantes de empresas mineradoras da Região.

Pretendia o SENAI Regional organizar programas de ensino para atender à Qualificação Profissional da Mão-de-Obra que atua em Mineração.

Durante estas reuniões verificou-se que 50% desta mão-de-obra ingressam nas empresas mineradoras com escolaridade declarada a nível de 4ª série primária.

1 — SITUAÇÃO

60% da mão-de-obra mineradora não tem condições de participar de cursos da área tecnológica.

Abalizados em experiências anteriores, os participantes das reuniões promovidas pelo SENAI Regional, declararam que se forem aplicados testes de sondagem, a nível de 4ª série primária, a clientela se comportará da seguinte forma:

60% se mostrarão impossibilitados de participar de cursos da área tecnológica, porque lhes falta o embasamento necessário.

Parece-nos, que estas amostragens espelham a realidade em empresas mineradoras.

O item "DIFICULDADE" que, em seguida, veremos, poderá talvez comprovar esta assertiva.

2 — DIFICULDADES

2.1. Origem da mão-de-obra

As significativas porcentagens demonstradas nas transparências I e II, revelam que o contingente maior da mão-de-obra mineradora provém do meio rural.

Minerações geralmente se desenvolvem em locais distantes dos centros urbanos, no interior do País, onde rareiam escolas e quando existem são deficientes.

Esta força de trabalho advem de uma sociedade tradicionalista de costumes pacatos e com mentalidade fatalista. Acostumada a plantar e a deixar a própria natureza faça o resto.

Mão-de-obra assim despreparada ingressa na força de trabalho em empresas mineradoras, vendo-se de um momento para outro, longe de suas primitivas ferramentas de trabalho, e agora, às voltas com equipamentos modernos e de porte agigantados.

Sem escolaridade, recebendo ordens de Técnicos e Engenheiros, para executar tarefas não rotineiras e que demandam qualificação profissional específica. Executam-nas, aplicando macetes aprendidos com seus colegas mais antigos no serviço.

Acostumados a um tipo e ritmo de serviço rotineiro, desempenham tarefas, cujas operações se desenvolvem em meio a barulho, poeira e sujeitando-se a troca de turnos. Antes trabalhavam em ambiente tranquilo, após noites bem dormidas.

Empresas de transformação, como empresas Siderúrgicas diferem de empresas de mineração, pela localização, pelas exigências que podem fazer na entrada dos operários, exigências estas quanto à escolarização e experiência anterior, por ocasião da seleção de seus empregados.

Em Estados como o Estado de Minas Gerais, com experiência secular em Mineração a situação da Mão-de-Obra em Mineração deve ser mais ou menos segundo nos mostraram as transparências I e II.

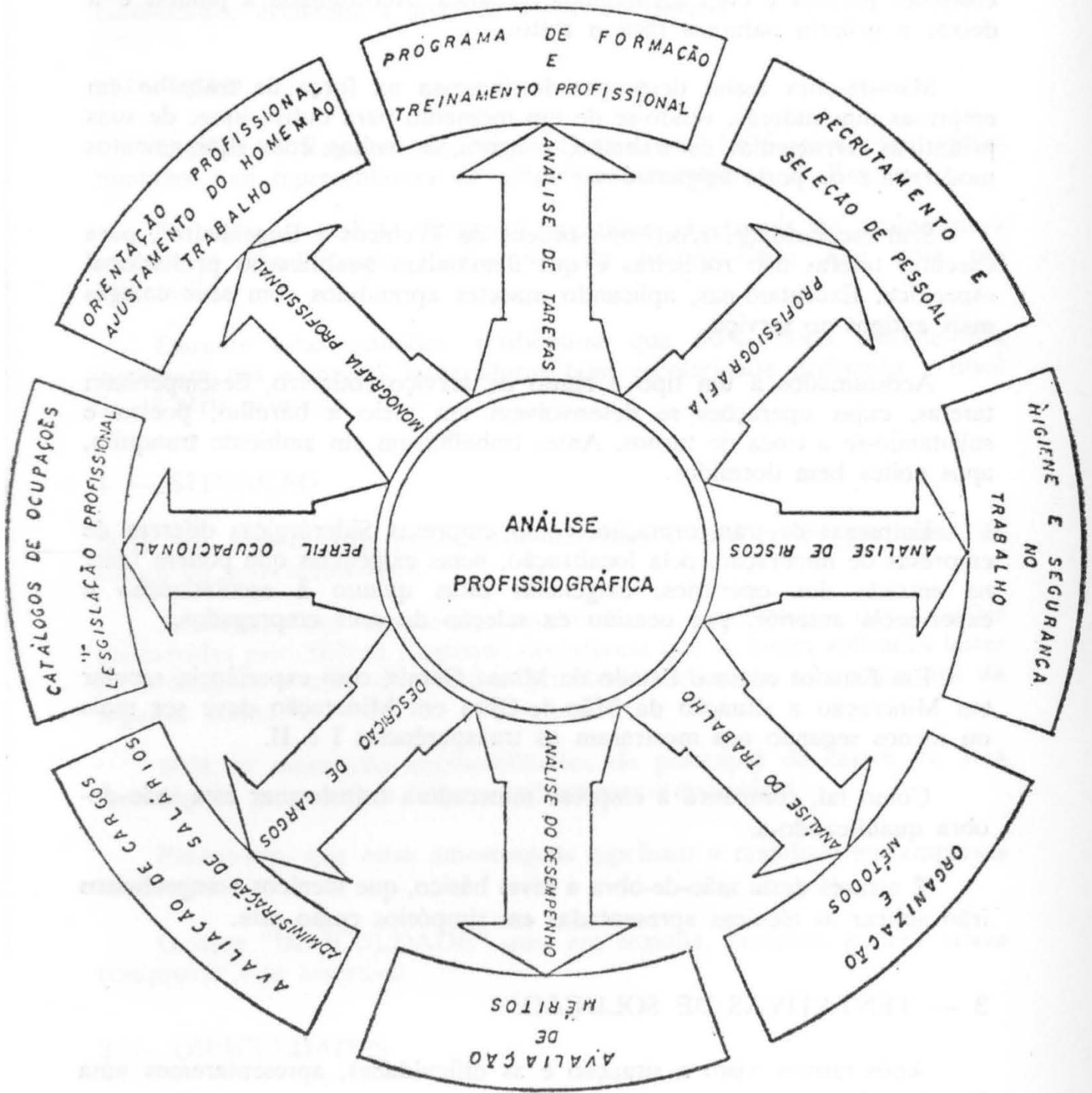
Como tal, competirá à empresa mineradora transformar esta mão-de-obra qualificando-a.

É através desta mão-de-obra a nível básico, que técnicos e engenheiros irão aplicar as técnicas apresentadas em simpósios como este.

3 — TENTATIVAS DE SOLUÇÃO:

Após termos visto a situação e as dificuldades, apresentaremos uma tentativa de solução.

A nossa contribuição a este simpósio consiste em apresentar uma alternativa de solução, já conhecida, só que aqui está sendo colocada com a nossa cor local.



Demonstraremos uma técnica já aplicada nos vários setores de Manutenção com bons resultados. Em fase bem adiantada a mesma técnica está sendo aplicada nos setores específicos de mineração.

A Técnica — Análise Ocupacional — consiste em analisar os postos de trabalho e com base nesta análise montam-se programas de Qualificação Profissional. Montados os programas, qualifica-se o operário que já atua naquela área.

QUADRO SÍNTESE:

A transparência 03 demonstra que a Análise Ocupacional pode atingir vários objetivos.

O nosso objetivo foi: Analisar os postos de Trabalho, para montar programas de Qualificação Profissional.

Aos que desejarem se aprofundar em Análise Profissiográfica, as páginas seguintes descrevem:

Análise Profissiográfica ou Ocupacional

- Histórico
- Definição
- Constituição de uma equipe de analistas
- Fases da análise
- Técnicas e métodos
- Gráfico de Aplicação
- Ausência da análise profissiográfica (conseqüências)

1 — HISTÓRICO

A evolução do processo de gerar, acumular e promover novas Técnicas e Métodos, material de instrução e meios que permitam desenvolver o potencial humano foi, e é produto de uma série de acontecimentos, que exigiram a utilização máxima da inteligência e criatividade da mente humana. Os maiores e mais acelerados passos que foram dados neste campo, obedeceram a períodos de emergência, nos quais, a possibilidade de mudanças, e em conseqüência, a esperança de uma vida melhor se punham

em perigo. Os grandes conflitos internacionais aguçaram a inteligência do homem na busca de meios mais adequados para a realização de objetivos seguros e rápidos na área de produção. A evolução das técnicas e processos de desenvolvimento de recursos humanos que são os principais meios para a consecução destes objetivos tem sua origem em acontecimentos críticos.

- Durante a primeira guerra mundial, e sobretudo por causa da crise que a seguiu, aplicou-se a análise profissiográfica, já com conteúdo experimental, com o objetivo de elevar a produção industrial.

- Por ocasião do Segundo Conflito internacional, devido a constantes perdas de aviões americanos, o setor de aeronáutica sistematizou a análise profissiográfica para a montagem de programas de psicologia da aviação. A análise desta profissão mostrou como se deveria adequar equipamentos ao homem, com adequar o homem a riscos e imprevistos.

- Vitor della Vos, em 1869, foi o primeiro a fazer análise profissiográfica ou ocupacional para dinamizar a Aprendizagem Industrial. Pesquisou as ocupações, programando o ensino profissional, tendo como base a análise profissiográfica. Com isto, conseguiu produto:

- mais uniforme
- de melhor qualidade
- em menor tempo
- e menor custo

Após esta experiência, generalizou-se o uso da análise profissiográfica em todos os setores empresariais. Estranha-se que no Brasil, somente agora, montam-se os primeiros cursos sobre profissiografia e as empresas iniciam a preparação de pessoal para aplicá-la.

3 — DEFINIÇÃO

O que é análise profissiográfica?

É pesquisa **dos elementos componentes** de um trabalho e da interação desses elementos, com o objetivo de determinar as **condições necessárias** a um desempenho adequado.

3.1. Elementos componentes de um trabalho são os fatores humanos e instrumentais, ambientais e organizacionais, inerentes à função que se desempenha.

3.2. Condições necessárias são circunstâncias ambientais, organizacionais, distribuição de tarefas, adaptação dos equipamentos ao homem.

Observamos, então, que os elementos componentes de um trabalho e as condições a eles inerentes, fazem de qualquer ocupação um todo unitário. Cada aspecto influencia nos demais.

Análise Profissiográfica é, portanto, a pesquisa deste todo global e ao mesmo tempo unitário, de que se compõe qualquer ocupação ou trabalho.

A análise profissiográfica deve:

- 1 — Assinalar o número de tarefas e operações de uma ocupação;
- 2 — Descrever o conteúdo de cada operação;
- 3 — Identificar normas e condições de segurança;
- 4 — Identificar o conjunto de características psico-físicas que a ocupação exige do indivíduo;
- 5 — Detetar a série de matérias de caráter técnico necessárias ao conhecimento científico da ocupação;
- 6 — Indicar normas e condições de trabalho na legislação trabalhista em vigor, etc.

Se todos os aspectos forem detetados e medidas corretivas forem aplicadas nas distorções, a análise profissiográfica será o instrumento que ajustará o homem ao trabalho reduzindo o absentismo, melhorando o rendimento, propiciando satisfação ao trabalhador.

Representa, então um investimento para a empresa que se preocupa com recursos humanos.

4 — FORMAÇÃO DE UMA EQUIPE DE ANALISTAS

4.1. Constituição:

A constituição de uma equipe de analistas para a aplicação de análise profissiográfica dependerá dos objetivos visados pela empresa. Envolverá sempre profissionais das áreas em que serão aplicadas as conclusões da análise profissiográfica. É sempre aconselhável contar com uma equipe interprofissional, se o objetivo da análise for a revisão de todos os cargos.

4.2. Etapas:

Se a dinâmica da análise profissiográfica estabelecer etapas, por exemplo:

- 1ª etapa — Classificar novamente os cargos — A equipe será constituída de administradores de empresa
- 2ª etapa — Aperfeiçoar equipamentos — Na equipe deverá haver engenheiros
- 3ª etapa — Prevenção de doenças — Farão parte da equipe, médicos formados em medicina ocupacional
- 4ª etapa — Montagem de cursos — A equipe deverá contar com pedagogos industriais
- 5ª etapa — Prevenção de acidentes — Engenheiros de segurança serão colocados na equipe.

É sempre recomendável a presença de um psicólogo especializado em psicologia industrial, pois, em qualquer ocupação, está sempre em estudo o comportamento do homem, sua atividade psico-fisiológica, intelectual e sua interação com o grupo de trabalho.

4.3. Definições Operacionais:

Formada a equipe de analistas é necessário que todos falem a mesma linguagem quanto aos termos técnicos que serão usados. Deverá haver unidade de entendimento quanto às definições de:

Profissão:

Corpo de conhecimentos que habilita as pessoas para ocuparem certos cargos.

Operação:

Atividades que levam a um objetivo.

Tarefa:

Conjunto de operações ou atividades, com finalidade específica, que é o produto.

Função:

Conjunto de tarefas.

Cargo:

Conjunto de funções de natureza semelhante.

5 — FASES DA ANÁLISE

Constituída a equipe e de acordo com o objetivo visado pela empresa, a equipe:

5.1. Toma os seguintes cuidados:

Reserva tempo para a leitura de bibliografia, não só sobre a análise do trabalho, mas sobre as profissões que serão analisadas.

Consulta relatórios e manuais de treinamento sobre as ocupações que vão ser objeto da análise.

Levanta também as características e as necessidades da empresa.

5.2. Levanta os seguintes dados:

Que necessidades da empresa a levarem a solicitar a realização da análise profissiográfica?

Qual o organograma da empresa?

Para que áreas da empresa, além das solicitadas, a análise poderia fornecer subsídios?

Com que recursos humanos e financeiros conta a empresa para a realização deste trabalho?

Qual o tempo estipulado para a entrega do trabalho?

Como, atualmente, funcionam as áreas que se beneficiarão deste trabalho?

5.3. Elabora o Projeto:

De posse dos dados acima citados, há condições de se elaborar o projeto, observando:

- Objetivo e finalidade da análise.
- Métodos e técnicas escolhidas, em função de sua adequação aos objetivos e características da empresa.

- Orçamento e Cronograma.
- Elaboração do instrumento da coleta de dados.
- Definições operacionais. Todos os termos usados na pesquisa devem ser definidos operacionalmente. (Ver pág. 10).

5.4. Testa os instrumentos de coleta:

Elaborado o instrumento de coleta de dados, deve-se testá-lo experimentalmente, em um ou dois cargos para verificar possíveis lacunas do instrumento e a operacionalidade das definições. O teste servirá também para treinar praticamente a equipe.

As correções necessárias indicadas pelo pré-teste são feitas e dá-se ao instrumento a redação final.

5.5. Coleta os dados:

A equipe se dirige à empresa levantando os dados servindo-se do instrumento de coleta já testado.

5.6. Analisa os dados:

Os dados coletados devem ser analisados imediatamente; não se deve permitir que os papéis se acumulem.

5.7. Aplica a análise:

Tabulados os instrumentos preenchidos no local de trabalho, determinam-se as modificações que a análise indicou para o setor analisado.

5.8. Valida a análise:

Quaisquer que sejam os procedimentos a serem adotados, indicados pela análise profissiográfica, deve-se posteriormente verificar sua validade, através de critérios objetivos. O critério de rendimento é o de mais fácil verificação e objetividade. Pergunta-se: Os novos procedimentos adotados pelo setor em pauta, após a aplicação e indicação da análise profissiográfica fizeram com que se diminuíssem os erros, se melhorasse a qualidade da produção, se reduzisse o absenteísmo e os empregados se sentissem mais felizes no trabalho?

6 — TÉCNICAS E MÉTODOS

Formada a equipe e detalhadas as várias fases da análise profi-
siográfica, uma delas merece especial destaque: Elaboração do instrumento
da coleta de dados, pág. 18. Da escolha do instrumento, dependerá o
sucesso da análise. Vejamos, então técnicas e métodos mais usados na
análise profi-
siográfica. Dos métodos, iremos tirar o instrumento de análise
profi-
siográfica.

6.1. TÉCNICAS INSTRUMENTAIS:

Cinematografia

Filma-se a execução das tarefas constantes de uma determinada
ocupação. Analisam-se depois as trajetórias dos movimentos, o uso
dos instrumentos.

Ciclografia:

Filmam-se os movimentos executados sobre fundo quadriculado, com
lâmpadas presas aos segmentos corporais. Analisados os movimentos
torna-se possível sua racionalização.

Cronociclografia:

Técnica idêntica à ciclografia, mas além de filmar os movimentos
marca-se o tempo de cada movimento.

6.2. MÉTODOS:

a) Inquisitivos:

- **Inquérito livre verbal:**

É uma entrevista informal, sem roteiro. Indaga-se do trabalhador
sobre diversos aspectos da sua ocupação. É um método insuficiente,
sujeito a equívocos e subjetividade.

- **Inquérito livre escrito:**

Pede-se ao ocupante de uma profissão que escreva tudo o que
julgue importante para o desempenho das tarefas. Está sujeito a
erros porque o operário às vezes não maneja bem o vocabulário.

- **Questionário escrito:**

Formula-se um questionário com perguntas abertas ou fechadas com os dados que se desejar levantar, enviando-o para os trabalhadores preencherem. Está sujeito a falhas, devido à má compreensão das perguntas, omissão de respostas, respostas falhas, tendenciosas ou subjetivas.

- **Questionário verbal:**

Constrói-se um questionário, mas este é preenchido pelo analista, em entrevista direta com os empregados. É possível através deste método retirar dúvidas quanto às perguntas e respostas, mas ainda é sujeito à subjetividade.

- **Incidente Crítico:**

É o comportamento significativo, eficiente ou insuficiente que influi no desempenho de uma tarefa. A técnica consiste na coleta dos incidentes críticos, sua classificação e análise e no estabelecimento de inferências, quanto aos procedimentos práticos, visando o aperfeiçoamento da execução das tarefas. (Datilógrafo).

b) **Métodos observacionais:**

- **Observação direta sem roteiro:**

O analista observa a execução das tarefas e as circunstâncias inerentes ao seu desempenho. Da mesma forma que o inquérito livre, está sujeito a lapsos e subjetividade. É interessante, porém, para um prévio levantamento de atividades.

- **Observação direta com roteiro:**

Formula-se um roteiro de tudo o que deve ser observado no local de trabalho e procede-se à verificação da execução das tarefas e preenchimento dos itens do roteiro. A simples observação nem sempre dá ao analista, leigo quanto a profissão em estudo, condições de entender o que está sendo estudado. Daí a necessidade de a observação, que é importantíssima, ser complementada através de perguntas feitas ao executante da ocupação.

c) Método experimental:**• Execução das tarefas pelo analista:**

A execução das tarefas pelo analista pode dar-lhe maior compreensão dos comportamentos perceptuais, motores e intelectuais envolvidos no desempenho do trabalho. Nem sempre é possível o emprego desta técnica, quando as tarefas são complexas. É possível quando o trabalho necessita apenas de um breve período de formação, sendo suas tarefas repetitivas e quando o objetivo é planejar programas de treinamento. (Telefonista).

d) Método Misto:

Consiste em combinar métodos observacionais e inquisitivos. Os analistas constroem um roteiro de levantamento de dados e vão coletá-los através de observações "in loco" durante a execução das tarefas pelos trabalhadores. Entretanto, nem todos os dados podem ser coletados, mas o analista completa o preenchimento do roteiro, em entrevista com os supervisores da área. Este foi o método usado pelos analistas do meu setor, (ver página 40 a 50).

6.3. ANÁLISE DE COMUNICAÇÃO HOMEM-TRABALHO:

Utiliza-se para a análise profissiográfica a linguagem das comunicações:

"Trabalho é uma relação, uma comunicação entre o trabalhador e sua máquina, entre o trabalhador e os elementos de sua situação de trabalho".

Estuda-se então, esta Comunicação: 'SINAL-RESPOSTA'. As mensagens são codificadas em sinais, que a máquina ou outro elemento da situação envia ao trabalhador. Ele interpreta os sinais segundo um programa, adaptando a eles uma resposta. A Resposta modifica a situação do trabalho. Para operadores de painéis, assensorista de elevador, etc.).

7 — INSTRUMENTO PARA APLICAÇÃO DA PESQUISA

Vimos técnicas e métodos. Conforme dissemos no início desta conferência, deixaremos como vocês um dos instrumentos da análise profissiográfica, será ele bastante abrangente. Por meio dele pode-se pesquisar todas as áreas de uma empresa, com o objetivo de detectar elementos que possibilitem, em novas bases, reestruturar:

- Recrutamento e Seleção
- Higiene e Segurança no Trabalho
- Organização e Métodos
- Avaliação e Méritos
- Avaliação de Cargos
- Administração de Salário
- Catálogo de Ocupação
- Legislação Profissional
- Orientação Profissional
- Programa de Formação Profissional
- Programa de Treinamento
- Medicina Ocupacional

Este instrumento de pesquisa (pág. 19 a 33) provém do método inquisitivo misto: Observação direta com o roteiro.

LEVANTAMENTO PROFISSIONOGRÁFICO

Dados do Cargo:

Nomenclatura atual:

Nomenclaturas usuais no mercado:

Orgão de Lotação:

Objetivo específico do cargo:

Descrição das tarefas e operações:

Tarefas (o que faz) objetivo (para que)	Operações (como faz)

Equipamentos:		
Nomes	Objeto Sumário	
Instrumentos:		
Nomes	Tipo	Objetivo Sumário
Materiais:		
Nomes	Objeto Sumário	

Instrução
descrever os conhecimentos empregados no trabalho:
Português:
Matemática:
Específicos:
Indumentária:
Uniforme <input type="checkbox"/> Comum <input type="checkbox"/>
Descrição da indumentária:
Opinião do usuário sobre a funcionalidade da indumentária:

Condições de execução:

Altura do solo _____ metros

Distância do objeto de trabalho _____ metros

Cuidados requeridos na manipulação de equipamentos:

- muito vulnerável
- exigem alguma precaução
- não requerem precauções especiais

Grau de mecanização:

- trabalho exclusivamente com instrumentos complexos
- trabalho com instrumentos relativamente complexos
- trabalho com instrumentos de simples utilização
- trabalho feito à mão ou com instrumentos toscos

Postura	Tempo	onde
<input type="checkbox"/> andando <input type="checkbox"/> parado <input type="checkbox"/> sentado <input type="checkbox"/> ajoelhado <input type="checkbox"/> agachado <input type="checkbox"/> curvado <input type="checkbox"/> deitado _____ _____ _____		

Deslocamento:

- insignificantes (na sala)
- circulação (no prédio)
- deambulação (na rua)
- viagens _____ perímetro urbano
- _____ perímetro suburbano
- _____ perímetro rural
- outros _____

Condições de Salubridade:

Intempéries:

- chuva
- sol

- raios
- ventos

Temperatura:

— natural

— artificial

Períodos de Exposição:

- durante todo o trabalho
- durante parte do trabalho
- intermitente
- mudanças bruscas

_____ horas

_____ horas

Pressão:

- normal
- aumentada
- diminuída
- instável

condições de aeração:

- natural
- artificial — fonte _____
- suficiente
- insuficiente

Condições do ar:	Período de exposição		
	Parte do trabalho	Intermitente	Todo o trabalho
— poeira			
— névoas			
fumos — carvão — metálico			
<input type="checkbox"/> gases e vapores <input type="checkbox"/> desagradáveis <input type="checkbox"/> irritantes <input type="checkbox"/> tóxicos			

Trepidação:

 não sim — fonte _____

Iluminação

 natural suficiente artificial — fonte insuficiente

ofuscamento:

 não sim — fonte _____ forte médio fraco

Radiações:

 não sim — fonte _____

Ruídos:

 não sim — fonte _____

intensidade

 forte média fraca

frequência

 agura média grave

continuidade

 contínuo descontínuo

Odores

 pudicos

fonte _____

 queimados

fonte _____

 parafina

fonte _____

 solda acetileno

fonte _____

 dissolventes

fonte _____

 outros _____

fonte _____

Corrosivos, irritantes e desengordurantes da pele:

não

sim

Em caso afirmativo — quais?

Condições Especiais:

locais úmidos

locais alagados

contato com insetos

contato com animais — quais _____

contato com dejetos

contato com vísceras

contato com fogo

Esforço físico:

Peso	Movimento				Distância
	levanta	carrega	empurra	puxa	
até 10 Kg					
10 a 20 Kg					
20 a 40 Kg					
40 a 60 Kg					
mais de 60 Kg					

Outros esforços físicos:

Riscos de Acidentes:									
Tipos	probabilidade			gravidade			riscos		Causas
	rara	ocas	cte	leve	média	grave	pes.	terc.	
queimadura									
choque elétrico									
choque acústico									
queda									
corte									
intoxicação									
contusão									
explosão									
radiação									
distensão									
trânsito									
fratura									
ácido									
atropelam.									
agressão									
Esquema de segurança e proibição especiais (descrever):									

Erros:

Erros com consequências para o patrimônio:

- sim não

Probabilidade de ocorrência:

- improvável pouco provável provável

Possibilidade de identificação: Por quem?

- ocupante chefia terceiros

Quando

- no decorrer do próprio serviço
 ao término do serviço
 em ocasiões posteriores ao término

Onde?

- na própria área fora da área fora da Empresa

Forma de correção:

- refazer todo o trabalho refazer parte do trabalho

Efeitos do erro:

- dano ou perda de equipamento
 perda de continuidade do trabalho
 dano à propriedade de terceiros

Erro com consequência de danos físicos pessoais ou de terceiros:

Probabilidade de ocorrência:

- improvável pouco provável provável

Erro com consequências danosas à imagem da Empresa:

Probabilidade de ocorrência:

- improvável pouco provável provável

Possibilidade de identificação: Por quem?

- ocupante chefia terceiros

Quando?:

- decorres do serviço término do serviço posterior ao término

Responsabilidade:				
Pela segurança:				
<input type="checkbox"/> si próprio <input type="checkbox"/> grupo <input type="checkbox"/> terceiro				
Por supervisão:				
Cargos	n.º de subordinado	Supervisão		
		indireta	direta	
Por patrimônio:				
Tipo	Probabilidade de ocorrência			Prejuízo
	improvável	pouco provável	provável	
valores				
material				
instrumentos				
equipamentos				
Por confidencialidade:				
<input type="checkbox"/> não <input type="checkbox"/> sim — tipo _____				
Consequências para a Empresa:				

Relações interpessoais e tipo de supervisão

No desempenho de suas tarefas o ocupante do cargo trabalha:

- individualmente em equipe fixa
 isoladamente com mais pessoas
 em contato com o público — tipo _____
 supervisionando sob supervisão
 fiscalização
 durante
 depois
 orientação
 antes
 durante

Como é feita?:

- pessoalmente
 por controles escritos
 por controles verbais

Iniciativa:

- o trabalho exige que o ocupante do cargo receba instruções precisas sobre “o que” fazer e “como” fazer.
- o trabalho exige que o ocupante do cargo receba instruções detalhadas, mas deve resolver alguns problemas fora de rotina com soluções adotadas com situações precedentes.
- o trabalho exige que o ocupante do cargo receba instruções gerais sobre “o que” deve ser feito, mas deve resolver “como” fazer.
- o trabalho exige que o ocupante do cargo desempenhe suas tarefas e conheça “os objetivos do trabalho” o “resolva todos os problemas”.

Atividades:						
Psicomotoras						
Movimentos	destreza		tipo		sentidos	
	rapi- dez	preci- são	coor- de r.ado	disso- ciado	visão	audi- ção
Segmentos (dedos, mãos, membros direito e esquerdo etc)						
Estímulos	Tempo de reação					
	1 min.	1 5 min.	5 min.			
Luminosos						
Sonoros						
ordens						
situações de emergência						
outros						
outros						
<input type="checkbox"/> simples <input type="checkbox"/> combinados quais? —————						
Dicção:						
O cargo exige que seu ocupante articule bem as palavras:						
<input type="checkbox"/> sim <input type="checkbox"/> não						

Percepto — sensoriais:

Visuais:

O ocupante tem que realizar discriminações de estímulos visuais:

- Quanto à cor
- Quanto ao tamanho
- Quanto à distância
- Quanto à objetos em movimento
- Quanto à área

Frequência das discriminações _____ por dia
 _____ por semana

Auditivas:

O ocupante tem que realizar discriminação de estímulos auditivos:

- Quanto à fonte
- Quanto à localização
- Quanto ao significado dos sons emitidos

Táteis:

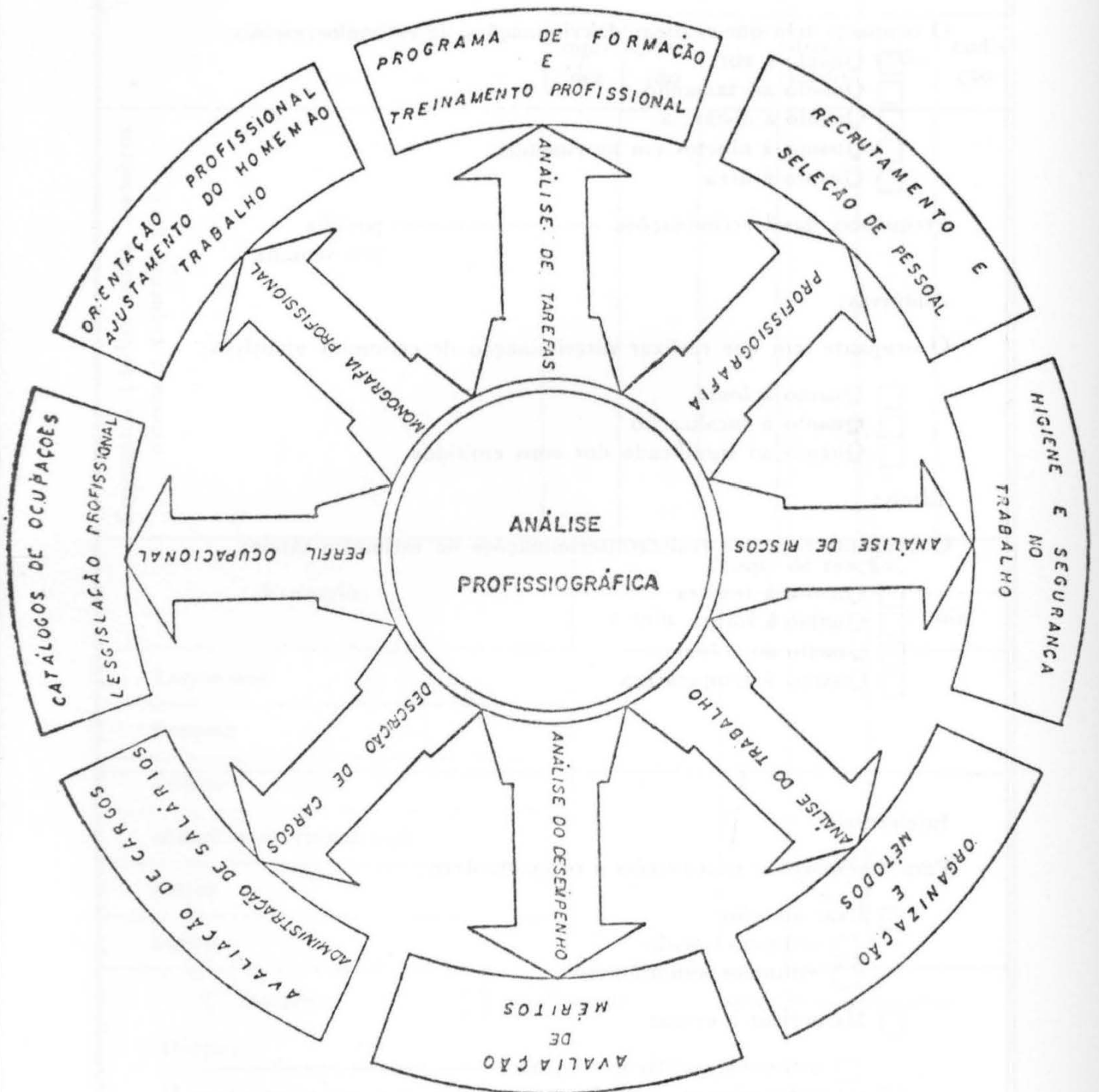
O ocupante tem que realizar discriminações de estímulos táteis:

- Quanto à textura
- Quanto à forma
- Quanto ao volume
- Quanto à temperatura

Intelectuais:

Para desempenhar suas tarefas o ocupante deve:

- fixar atenção
 - estímulo isolado
 - estímulos simultâneos
- Memorizar e evocar
 - estímulos auditivos — quais _____
 - estímulos visuais — quais _____



8 — GRÁFICO

A empresa que foi assim analisada, poderá se reestruturar em todos os itens constantes do gráfico.

Vejam os gráficos pág. 34.

8.1 Organização e métodos do trabalho:

- a) Racionalização da rotina de serviço. A análise de tarefas e operações, dos sinais utilizados, dos movimentos executados, dos equipamentos e materiais usados, permite eliminação de gestos parasitas, passos supérfluos, normatização de uma seqüência adequada de operações, e a simplificação de sinais.
- b) Aperfeiçoamento de equipamentos. Pela análise profissiográfica, o estudo detalhado da utilização do equipamento pode levar à introdução de ferramentas e instrumentos mais adequados, a uma melhor adaptação de sinais nos painéis, maior adequação das instalações.

8.2 Reclassificação de cargos

Os cargos são constituídos por grupos de tarefas da mesma natureza e igual nível de complexidade. São hierarquizados a partir de fatores, tais como: Complexidade das tarefas, conhecimentos exigidos, responsabilidades, insalubridade, riscos. Todos estes elementos são pesquisados na Análise Profissiográfica. O estudo das tarefas e dos conhecimentos exigidos pode radicalizar a necessidade de desmembramento ou fusão dos cargos.

8.3 Avaliação de desempenho:

A definição de padrões técnicos permite o estabelecimento de critérios de avaliação de desempenho adequado a cada cargo — Retira-se o protecionismo.

8.4 Readaptação funcional:

O conhecimento das características de todos os cargos da Empresa permite a transferência de empregados inadaptados às suas funções,

para cargos onde suas habilidades e conhecimentos sejam mais adequados, propiciando assim melhor rendimento dos recursos humanos. Sem esta análise os elementos que não se adaptarem a um determinado serviço serão os eternos insatisfeitos, embora pudessem render, e muito, em outros setores.

8.5 Seleção:

O conhecimento e a análise profissiográfica de todos os cargos é imprescindível para o estabelecimento de critérios de baterias de testes psicológicos etc. Sem isto, as baterias serão genéricas.

8.6 Formação Profissional e Treinamento:

A análise das tarefas e operações de cada ocupação permite ao Centro de Formação Profissional elaborar a programação dos cursos de acordo com as reais necessidades da empresa. Do contrário, a formação profissional não será dirigida, formará elementos não adequados à necessidade da Empresa.

8.7 Orientação Profissional:

O conhecimento detalhado das profissões é imprescindível para encaminhar os que procuram aconselhamento junto ao setor de orientação profissional. É necessário conhecer as profissões que se adaptam às várias aptidões, personalidade e aspirações sócio-econômicas dos que se candidatam a um emprego.

8.8 Catálogo de Ocupações:

Os dados levantados pela análise profissiográfica servem de subsídio para a elaboração de monografias profissionais, importantíssimas em quaisquer projetos, que envolvam informações ocupacionais.

9.9 Legislação Trabalhista:

O conhecimento dos dados sobre equipamentos e materiais, atividade perceptual e motoras, riscos, condições ambientais, etc., permite aos setores competentes a definição de periculosidade, insalubridade ou penosidade da profissão.

8.10 Medicina Ocupacional:

A análise, pelo serviço médico, dos materiais com que o trabalhador lida, dos movimentos que executa, das posturas que assume, do

esforço de levantamento de peso, da atividade perceptual, das condições ambientais, possibilita o estabelecimento de critérios de seleção médica, com indicações dos exames a serem efetuados e das doenças que contra indicam seus portadores para o cargo. Outra possibilidade é a de se estabelecerem medidas preventivas das doenças profissionais. A medicina preventiva só é aplicável com o conhecimento da realidade que a análise profissiográfica fornece. Torna possível à medicina ocupacional o fornecimento de laudos sobre a capacidade de retorno ao trabalho, dos empregados afastados por doenças ou acidentes. Acreditamos que sem a análise profissiográfica, o serviço de medicina ocupacional se limitará à cura de casos, mas nunca atingirá as causas.

8.11 **Segurança:**

A análise profissiográfica do local de trabalho, das tarefas e operações, do equipamento e material, dos erros mais freqüentemente cometidos, dos acidentes ocorridos, é básica para programar medidas de prevenção de acidentes e estabelecer novas normas de segurança. Sem esta análise profissiográfica, o serviço de segurança ficaria apenas na apresentação de relatórios de ocorrências, sem atingir as causas e corrigi-las.

8.12 **Recrutamento:**

O conhecimento das características do cargo permite o estabelecimento, bem fundamentado, dos requisitos para o seu exercício, permitindo um recrutamento bem dirigido. Sem a análise profissiográfica, o recrutamento será aleatório.

10 — AUSÊNCIA DA ANÁLISE PROFISSIONGRÁFICA CONSEQUÊNCIAS

Seleção:

Não se conseguiria selecionar candidatos certos para a área certa.

Avaliação de Méritos:

Haveria protecionismo.

Readaptação Profissional:

Como se ajustaria o homem ao trabalho em casos de inadaptação.

Formação Profissional:

Os processos de Formação de Mão-de-Obra Qualificada não seriam adequados à realidade da Empresa.

Treinamento:

Os programas de treinamento não atenderiam aos gastos existentes entre o homem e o equipamento que ele opera.

Medicina do Trabalho:

A medicina Ocupacional não atenderia às causas das doenças, seria medicina curativa e não preventiva.

Segurança:

A Segurança poderia apenas relatar conseqüências, mas não tiraria as causas dos acidentes.

FINAL

Desejamos que a técnica usada em 1869, por Vitor della Vos (Análise Profissiográfica) nos forneça os seguintes resultados sobre o nosso produto:

Mão-de-Obra qualificada para a C.V.R.D.

- Mais uniforme
- De melhor qualidade
- Em menor tempo
- Com menor custo.

CVRD — Setor Regional de Administração — Itabira
Seção de Desenvolvimento de Pessoal
Unidade de Formação Profissional

ÁREA DE MANUTENÇÃO

- Análise Ocupacional
- Programas de ensino vasados em Análise Ocupacional

VIABILIZAÇÃO DA ANÁLISE

Montagem de Programas:

Analistas:

- 1 — Retiramos das próprias áreas de manutenção os analistas.
- 2 — Passaram eles por um treinamento sobre as técnicas da análise.
- 3 — Foram liberados:
 - Um mecânico especializado com 15 anos na área
 - Um eletricista especializado com 10 anos na área
 - Um soldador especializado com 10 anos na área
- 4 — Analisaram:
 - 82 tarefas que os mecânicos executam
 - 72 tarefas que os eletricistas efetuam
 - Algumas tarefas que os soldadores realizam
- 5 — As tarefas foram analisadas quanto A:
 - Operações
 - Fases Importantes
 - Máquinas e Equipamentos usados
 - Pontos Chaves
- 6 — Para cada tarefa foram detetados os conhecimentos específicos que a perfeita execução da tarefa exigia do ocupante do posto de trabalho.
- 7 — Sobre o elenco destes conhecimentos específicos foram montados os programas de ensino, para qualificar os operários e atender assim às reais necessidades da empresa.

8 — Slides dos analistas de 1 a 20

Programas de ensino para a área de manutenção, vasados na análise Ocupacional:

Programas	Duração
1 — Mecânica Básica	200 h/a
2 — Hidráulica	100 h/a
3 — Pneumática	110 h/a
4 — Subconjuntos Mecânicos Diversos	200 h/a
5 — Motores	250 h/a
6 — Eletricidade Básica	100 h/a
7 — Instalação Predial	90 h/a
8 — Instalação Industrial	100 h/a
9 — Máquinas Elétricas	130 h/a
10 — Rebobinagem	150 h/a
11 — Solda Elétrica	100 h/a
12 — Silda Oxiacetilênica	100 h/a
13 — Oxicorte	50 h/a

Demonstração da Análise feita sobre uma das tarefas do Mecânico:

Uma análise feita em um redutor de velocidade.

CFP/SENAI/CRD — DM.		Dept.º/Seção: Máq. Pneumát. Hidr. e Mecânicas	Ocupações: Recondicionamento de dispositivos Hidraulicos Pneumático e Mecânicos	Fl. 01
Tarefas	Operações	Fases	Mão/Equip: Ferram. Instru.	Pontos Chaves
1.2 — Recondiciona redutor de velocidade	1.2.1 Retirar engrenagem ou polia de acoplamento do redutor.	<p>1.2.1.1 Retirar parafuso de fixação de chaveta da polia.</p> <p>1.2.1.2 Soltar porca do eixo.</p> <p>1.2.1.3 Colocar extrator na polia, ou engrenagem de acoplamento, no eixo.</p> <p>1.2.1.4 Apertar o parafuso do extrator.</p> <p>1.2.1.5 Retirar a polia ou engrenagem.</p>	<p>Cabo de torção, extensão e soquetes.</p> <p>Extrator de engrenagem.</p> <p>Chave de estria.</p>	Cuidado para não danificar a polia ou engrenagem com as garras do extrator.
	1.2.2 Retirar tampas laterais do redutor.	<p>1.2.2.1 Retirar parafusos das tampas laterais do lado do eixo primário.</p> <p>1.2.2.2 Forçar as tampas e dar umas batidas para soltá-las.</p> <p>1.2.2.3 Retirar as tampas do lado do eixo secundário, do mesmo modo como foram retiradas as tampas do lado do eixo primário.</p>	Alavanca Martelo	
	1.2.3 Retirar a tampa principal do redutor.	<p>1.2.3.1 Soltar os parafusos da tampa.</p> <p>1.2.3.2 Deslocar a tampa da carcaça.</p> <p>1.2.3.3. Prender um cabo de aço nos olhais da tampa.</p> <p>1.2.3.4 Levantar a tampa</p> <p>1.2.3.5 Colocar a tampa em uma bancada.</p>	<p>Cabo de aço com manilha.</p> <p>Bancada de trabalho.</p>	Centrar com cuidado o cabo na tampa de maneira que a mesma não enjambré.
	1.2.4 Retirar conjunto (primário), de eixos	<p>1.2.4.1 Colocar cabo de aço ou corda no conjunto.</p> <p>1.2.4.2 Elevar o conjunto retirá-lo e colocá-lo em um suporte de "aço".</p>	<p>Suportes em V. para apoio de eixos.</p>	

CFP/SENAI/CRD — DM.	Dept.º/Seção: Máq. Pneumát. Hidr. e Mecânicas Ofício: Mecânico de Manutenção	Ocupações: Recondicionamento de dispositivos Hidraulicos Pneumático e Mecânicos	Fl. 02	
Tarefas	Operações	Fases	Mão/Equip: Ferram. Instru.	Pontos Chaves
1.2 — Recondiciona redutor de velocidade.	(cont.) 1.2.4 Engrenagem e rolamentos.	1.2.4.3 Sacar os rolamentos. 1.2.4.4. Retirar calços de regulagem dos rolamentos.	Extrator hidráulico para rolamentos.	Quando lavar com detergente magnus, jogar água com pressão para retirar, completamente, o detergente.
	1.2.5 Limpar os componentes do redutor.	1.2.5.1 Retirar todo resto de óleo lubrificante da carcaça do redutor. 1.2.5.2 Lavar a carcaça e a tampa com detergente. 1.2.5.3 Lavar engrenagens, eixos e rolamentos com varsol. 1.2.5.4 Secar com ar comprimido.	Máquina de detergente. Vasilha com solvente. Forte de ar comprimido.	
	1.2.6 Examinar os componentes do redutor.	1.2.6.1 Verificar trincas nas engrenagens 1.2.6.2 Verificar desgaste dos rolamentos 1.2.6.3 Verificar desgaste dos eixos. 1.2.6.4 Verificar desgastes cortes e pressão dos retentores. 1.2.6.5 Verificar desgaste do alojamento dos rolamentos nas tampas. 1.2.6.6 Verificar a existência de fragmentos metálicos no óleo da carcaça.	Lupa de ampliação. Paquímetro.	

CFP/SENAI/CRD — DM.	Dept.º/Seção: Máq. Pneumát. Hidr. e Mecânicas Ofício: Mecânico de Manutenção	Ocupações: Recondicionamento de dispositivos Hidraulicos Pneumático e Mecânicos	Fl. 03	
Tarefas	Operações	Fases	Mão/Equip: Ferram. Instru.	Pontos Chaves
1.2 — Recondiciona redutor de velocidade.	1.2.7 Montar conjunto de engrenagem e rolamentos no eixo.	1.2.7.1 Colocar os rolamentos para aquecer em óleo quente. 1.2.7.2 Colocar chaveta no eixo. 1.2.7.3 Colocar engrenagem no eixo. 1.2.7.4 Apertar parafuso de fixação da chaveta. 1.2.7.5 Colocar rolamento no eixo. 1.2.7.6 Verificar se os rolamentos estão limpos e girando livremente.	Vasilha com óleo para aquecimento de rolamentos.	O óleo para aquecimento dos rolamentos deve ser limpo e livre de contaminação metálica.
	1.2.8 Colocar conjuntos primário e secundário de eixos, engrenagem e rolamentos na carcaça.	1.2.8.1 Amarrar o conjunto primário com uma corda. 1.2.8.2 Introduzir o conjunto na carcaça com auxílio de um glincho. 1.2.8.3 Centralizar os rolamentos nos alojamentos da carcaça. 1.2.8.4 Colocar tampas laterais. Uma de cada lado do eixo. 1.2.8.5 Parafusar as tampas, apertando-as provisoriamente. 1.2.8.6 Verificar folga axial do conjunto primário. 1.2.8.7 Lubrificar rolamentos. 1.2.8.8 Introduzir o conjunto secundário na carcaça inferior, da mesma maneira como foi colocado o conjunto primário.	Corda Guincho. Cabo de torção, extensão e soquetes. Almotolia	Cuidado para não provocar ou sofrer acidente pessoal.

CFP/SENAI/CRD — DM.	Dept.º/Seção: Máq. Pneumát. Hidr. e Mecânicas Ofício: Mecânico de Manutenção		Ocupações: Recondicionamento de dispositivos Hidraulicos Pneumático e Mecânicos	Fl. 04
Tarefas	Operações	Fases	Mão/Equip: Ferram. Instru.	Pontos Chaves
1.2 — Recondiciona caixa redutora de velocidade.	1.2.8 (cont.)	<p>1.2.8.9 Alinhar o conjunto secundário em relação ao conjunto primário, com os dentes engrenados entre si.</p> <p>1.2.8.10 Colocar as tampas laterais do eixo.</p> <p>1.2.8.11 Parafusar e apertar as tampas provisoriamente.</p> <p>1.2.8.12 Verificar folga axial.</p> <p>1.2.8.13 Lubrificar rolamentos e engrenagens.</p>		
	1.2.9 Colocar tampa superior da carcaça de redutor.	<p>1.2.9.1 Soltar os parafusos das tampas laterais e afastá-las, 3 mm a 4 mm.</p> <p>1.2.9.2 Amarrar a carcaça superior e suspendê-la.</p> <p>1.2.9.3 Passar produto de vedação (Loctite) na carcaça inferior onde se apoiará a superior.</p> <p>1.2.9.4 Descer a tampa principal sobre o conjunto montado na carcaça inferior.</p> <p>1.2.9.5 Centralizar os alojamentos da tampa sobre os rolamentos.</p> <p>1.2.9.6 Colocar todos os parafusos da carcaça superior.</p> <p>1.2.9.7 Apertar os parafusos.</p> <p>1.2.9.8 Girar os eixos para verificação.</p>	<p>Chave de fenda</p> <p>Extensão Soquetes Capa de torção.</p>	<p>Descer a tampa com cuidado para não deixá-la enjambrar.</p>

CFP/SENAI/CRD — DM.	Dept.º/Seção: Máq. Pneumát. Hidr. e Mecânicas Ofício: Mecânico de Manutenção	Ocupações: Recondicionamento de dispositivos Hidraulicos Pneumático e Mecânicos	Fl. 06
CONHECIMENTOS ESPECÍFICOS		OBSERVAÇÃO	
<ol style="list-style-type: none"> 1 — Leitura e interpretação de desenho mecânico. 2 — Redutores: componentes e função. 3 — Noções sobre engrenagens: tipos, emprego, cálculo de relação de velocidade e torque. 4 — Parafusos: tipos de rosca, resistência à força de tração e ao torque (dependendo do seu diâmetro e do material empregado na sua fabricação) 5 — Eixos: dimensionamento em relação à força de torque. 6 — Resistência de materiais. (Propriedade dos materiais). 7 — Polia: tipos, função, aplicação. 8 — Rolamentos: tipos, função, aplicação. 9 — Paquímetro: nomenclatura, manipulação e leitura. 10 — Retentores e gaxetas: tipos, função, aplicação. 11 — Materiais usados para limpeza de peças de máquinas: detergentes. 12 — lubrificação: função, tipos de lubrificantes, aplicação. 13 — Vedação Química. 14 — Sistema de medidas: decimal e inglês. 15 — Proporção: regra de três simples e composta. 16 — Mecânica (máquinas simples). 17 — Esforços mecânicos. 			

DIFICULDADES

Como, através destes programas, qualificar mão-de-obra tão carente, conforme demonstramos nas transparências I e II?

Tornou-se necessário preparar os operários através dos programas básicos:

- Alfabetização funcional
- Comunicação e Expressão
- Matemática Básica

Tais programas são realizados através de textos acoplados aos 13 programas tecnológicos.

A própria linguagem dos textos de Comunicação e Expressão já se refere aos programas tecnológicos. Com isto, ganha-se tempo porque os termos repetem conceitos, versam sobre uso de ferramentas e equipamentos, que tais alunos irão ver posteriormente, quando da aplicação dos programas tecnológicos.

CVRD/SEARA - IT. Seção Desen.Pessoal	Unidade de Formação Profissional	Qualificação Profissional	Português	Fl. 01
---	-------------------------------------	------------------------------	-----------	-----------

Assinatura: _____
 Data: _____

1: _____

2: _____

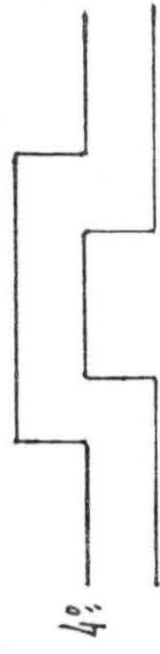
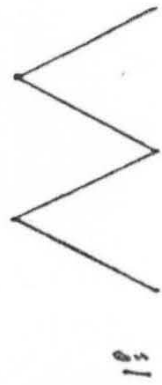
3: _____

4: _____

5: _____

6: _____

Assinatura: _____



Nome: _____
Data: _____



Assinatura: _____
Data: _____

1º


2º


3º


4º










Assinatura: _____

1: *m*

2: *mm*

3: *mmm*

4: *mmmm*

1: *m*

2: *mm*

3: *mmm*

4: *mmmm*

Data: _____

Assinatura: _____

Matrícula: _____

○ mecânico desmonta a escavadeira.
Observe a palavra abaixo:

mecânico

Responda:

1) Na palavra mecânico, quantas letras escrevemos?

Escrevemos _____ letras.

2) Destas letras, quais são as vogais?

As vogais são _____.

3) Na palavra acima, que vogal falta para formar o conjunto das vogais?

Falta a vogal _____.

4) Destaque as consoantes da palavra mecânico.

_____.

5) Sublinhe a sílaba forte de cada uma das palavras abaixo. Veja o modelo:

mecânico

sala

escola

casa

escada

escala

matrícula

imagem

data

uniforme

sílaba

6) Repare quantas sílabas tem cada palavra abaixo e escreva outras com o mesmo número de sílabas. Veja o modelo:

atitude	modelo	raro	pé
mecânico			

7) Observe bem como principiam as palavras abaixo e complete os quadros com outras que comecem com a mesma sílaba. Veja o modelo:

mala	ralo	caneta	nata
mapa			

8) Agora, veja como terminam as palavras dos quadros abaixo e escreva outras que terminem da mesma forma. Veja o modelo:

vaso	pente	cartola	cara
caso			

9) Forme palavras:

ma	ca	na
me	ce	ne
mi	ci	ni
mo	co	no
mu	cu	nu

CVRD - DM CFP SENAI	Qualificação Profissional	Ajustagem	Português	Fl.																								
mina de aço, alumínio ou ainda de madeira, chapeada de metal com faces paralelas																												
II — Tradução																												
<p>1. Como se classifica o material de trabalho usado pelo Ajustador Mecânico?</p> <p>_____</p> <p>_____</p>																												
<p>2. Numere a 2.^a e 3.^a colunas de acordo com a 1.^a:</p>																												
<table style="width: 100%; border: none;"> <tr> <td style="width: 33%;">1 — Instrumentos</td> <td style="width: 33%;">_____ latão</td> <td style="width: 33%;">_____ micrômetro</td> </tr> <tr> <td>2 — Matéria Prima</td> <td>_____ brocas</td> <td>_____ cossinete</td> </tr> <tr> <td>3 — Ferramentas</td> <td>_____ calibrador</td> <td>_____ ferro</td> </tr> <tr> <td></td> <td>_____ alargador</td> <td>_____ serra</td> </tr> <tr> <td></td> <td>_____ paquímetro</td> <td>_____ cobre</td> </tr> <tr> <td></td> <td>_____ aço</td> <td>_____ plástico</td> </tr> <tr> <td></td> <td>_____ lima</td> <td>_____ esquadro</td> </tr> <tr> <td></td> <td>_____ compasso</td> <td></td> </tr> </table>					1 — Instrumentos	_____ latão	_____ micrômetro	2 — Matéria Prima	_____ brocas	_____ cossinete	3 — Ferramentas	_____ calibrador	_____ ferro		_____ alargador	_____ serra		_____ paquímetro	_____ cobre		_____ aço	_____ plástico		_____ lima	_____ esquadro		_____ compasso	
1 — Instrumentos	_____ latão	_____ micrômetro																										
2 — Matéria Prima	_____ brocas	_____ cossinete																										
3 — Ferramentas	_____ calibrador	_____ ferro																										
	_____ alargador	_____ serra																										
	_____ paquímetro	_____ cobre																										
	_____ aço	_____ plástico																										
	_____ lima	_____ esquadro																										
	_____ compasso																											
<p>3. Que você entende por:</p>																												
<p>a) matéria prima : _____</p> <p>_____</p>																												
<p>b) liga metálica: _____</p> <p>_____</p>																												
<p>c) perfis: _____</p> <p>_____</p>																												
<p>4. Enumere: as ferramentas, instrumentos e matéria prima usados por você, em seu trabalho.</p>																												
<p>a) Ferramentas: _____</p> <p>_____</p>																												
<p>) Matéria Prima: _____</p> <p>_____</p>																												
<p>c) Instrumentos: _____</p> <p>_____</p>																												
<p>EI/EP/cor</p>																												

CVRD DM CFP. SENAI	Formação Profissional Básica	Eletricidade Básica	Português	Fl.
II — Leia, silenciosamente, o texto:				
Todos os efeitos da eletricidade podem ser explicados e previstos, se considerarmos a existência de uma partícula chamada “elétron.”				
Todos os equipamentos elétricos e eletrônicos têm sido projetados utilizando a teoria eletrônica.				
A teoria eletrônica afirma que todos os efeitos elétricos e eletrônicos são devidos aos movimentos de elétrons de um lugar para outro ou à existência de mais ou de menos elétrons em um determinado lugar.				
Para movimentar um elétron é necessário converter alguma forma de energia em eletricidade. Seis formas de energia podem ser utilizadas e cada qual poderá ser considerada como uma fonte de eletricidade.				
As fontes básicas de energia que podem ser usadas são: fricção, pressão, calor, luz, magnetismo e ação química.				
III — Tradução do texto:				
1 — Que é necessário considerar para prever e explicar os efeitos da eletricidade?				
<hr/> <hr/> <hr/>				
2 — Como tem sido utilizada a teoria eletrônica?				
<hr/> <hr/> <hr/>				
3 — O que afirma a teoria eletrônica?				
<hr/> <hr/>				
EI/EP/imí				

CVRD — Setor Regional de Administração — Itabira
Seção de Desenvolvimento de Pessoal
Unidade de Formação Profissional

ÁREA ESPECÍFICA DE MINERAÇÃO

- Análise Ocupacional
- Conhecimentos Específicos

CVRD — Setor Regional de Administração — Itabira
Seção de Desenvolvimento de Pessoal
Unidade de Formação Profissional

Projeto para Análise Ocupacional

- 1 — Amostrador
- 2 — Auxiliar de Laboratório
- 3 — Laboratorista

CVRD — Setor Regional de Administração — Itabira
Seção de Desenvolvimento de Pessoal
Unidade de Formação Profissional

OBJETIVO

Decomposição das tarefas que, compõem as ocupações dos cargos de Amostrador, Auxiliar de Laboratório e Laboratorista em operações, detetando os conhecimentos específicos necessários à execução das mesmas, com a finalidade de estabelecer programas e de elaborar material didático para Qualificação Profissional do pessoal de nível básico lotado no Controle de Qualidade.

CVRD — Setor Regional de Administração — Itabira
Seção de Desenvolvimento de Pessoal
Unidade de Formação Profissional

ÁREAS ENVOLVIDAS

- 1 — Divisão de Controle Operacional de Mineração
 - Controle de Qualidade da Mina
 - Laboratório
- 2 — Divisão de Tratamento de Minério:
 - Controle de Qualidade da Usina de Concentração
 - Controle de Qualidade da Planta de Classificação de Finos de Hematita

CVRD — Setor Regional de Administração — Itabira
Seção de Desenvolvimento de Pessoal
Unidade de Formação Profissional

RESPONSABILIDADE

- 1 — **Superintendência das Minas:**
Dr. Francisco José Schettino
- 2 — **Departamento de Mineração:**
Dr. Guilherme de Almeida Gazolla
- 3 — **Controle de Qualidade da Divisão Operacional de Mineração:**
Dr. Juarez César Fonseca
- 4 — **Laboratório de Mineração**
Dr. José Eugênio da Costa Mattedi
- 5 — **Setor de Tratamento de Minério:**
 - 5.1. **Operação:**
Dr. Artur Eduardo Vilella
 - 5.2. **Controle de Qualidade:**
Dr. Marco Antônio Tourinho Furtado

6 — Divisão Regional de Administração — M.G.

Dr. Antônio Sidney Siqueira Gomes — Gerente da Divisão Regional de Administração — M.G.

Dr. Paulo Edgard Alves — Gerente do Setor Regional de Administração — Itabira

Dr. Sérgio Antônio Silva Guimarães — Gerente da Seção de Desenvolvimento de Pessoal

7 — Execução:

7.1. Gerenciamento:

Sr. Otacílio Fernandes de Ávila — Gerente da Unidade de Formação Profissional

7.2. Coordenação, orientação, acompanhamento e revisão:

Olímpia das Mercês de Araújo Vidigal — Licenciada em Pedagogia pela Faculdade Dom Bosco de Filosofia, Ciências e Letras de São João Del Rei — M.G.

ELABORAÇÃO E RESPONSABILIDADE TÉCNICA:

Carlos Roberto Ribeiro — Técnico em Mineração — Supervisor Técnico de Controle de Mineração

Paulo Antônio Vieira — Técnico em Metalurgia — Supervisor Geral de Tratamento Mecanizado

Jairon Guerra Cabral Lage — Técnico em Química — Supervisor Técnico no Laboratório de Mineração

Lincoln José de Ramos — Técnico em Química — Supervisor de Pesquisa Física no Laboratório de Mineração

Cláudio Manoel Pereira Lemos — Técnico em Química — Supervisor de Pesquisa Química no Laboratório de Mineração

Roberto José Amaral Hubner — Técnico em Química — Supervisor do Laboratório de óleos.

APROVAÇÃO:

Engenheiros das áreas envolvidas

DATILOGRAFIA:

Maria Piedade Porto

CVRD — Setor Regional de Administração — Itabira
Seção de Desenvolvimento de Pessoal
Unidade de Formação Profissional

1 — Cargo: Amostrador

2 — Ocupações:

2.1. Coleta de amostras para o Controle de Qualidade da Mina

2.2. Coleta de amostras para o Controle de Qualidade da Usina de Concentração e Planta de Classificação de finos de Hematita.

2.3. Preparação de amostras para análises químicas e granulométrica.

2.4. Análise granulométrica e Análise de umidade.

CVRD — Setor Regional Administração/It Unidade de Formação Profissional		Divisão Controle de Qualidade da Mina
		Ofício Amostrador
Ocupação	Tarefas	Observação
1 — Coleta de amostra para o controle de qualidade da Mina	1 — Amostragem automática dos finos de Itabirito e hematita 2 — Amostragem manual dos finos embarcados. 3 — Amostragem manual dos finos de Itabirito e Hematita. 4 — Amostragem manual de Pebble produzido 5 — Amostragem semi-automática de pebble.	

CVRD - Setor de Administração — Itabira Unidade de Formação Profissional		Divisão: Controle Operacional Mineração/Mina		Ocupação: Coleta de Amostra para o controle de Qualidade da Mina		
		Ofício: Amostrador				
Tarefa	Operações	Fases	Máq./Equip. Ferramentas	Pontos Chaves	Segurança	Medicina Ocupacional
1.1. Faz amostragem automática dos finos de Itabirito e Hematita.	1.1.1 Colocar o balde plástico no tubo receptor da amostra 1.1.2 Fazer inspeção visual da Torre 1.1.3 Ligar painel de alimentação da torre 1.1.4 Ligar a torre	1.1.1.1. Prender o balde plástico no tubo receptor 1.1.2.1. Verificar se existe algum rolete solto 1.1.2.2. Verificar o alinhamento da correia 1.1.2.3. Verificar para que os cortadores estejam parados em seu ponto de origem 1.1.3.1. Rodar chave geral 1.1.4.1. Apertar "start" da correia de retorno 1.1.4.2. Apertar "start" do "vezin" (reductor de amostra) 1.1.4.3. Apertar "start" da correia de alimentação do "vezin" 1.1.4.4. Apertar "start" de cortador secundário 1.1.4.5. Apertar "start" da correia de alimentação do cortador secundário. 1.1.4.6. Apertar "start" da correia que recebe o material do cortador primário 1.1.4.7. Apertar "start" do cortador primário	Saco plástico. Barbante. Correia Roletes. Cortadores. Chave geral. Botão 'e Start (partid ^o Relé de tempo. Correias transportadoras. Eixo do Vezin. Titulações Shuts	Observar para que o saco plástico esteja em perfeitas condições Costuma haver algum defeito mecânico ou elétrico no cortador e o mesmo para no meio do percurso, causando grande entupimento no seu shut Observar se, mesmo com a luz acesa, o equipamento está rodando, porque, muitas vezes, a luz do "start" está acesa e por motivo mecânico ou elétrico, o equipamento está travado		Para ligar a torre iniciamos a ligação do último equipamento (correia de retorno) para nos resguardar-mos de um possível entupimento no shut do cortador primário ou nos equipamentos iniciais

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão: **Controle Operacional Mineração**

Ofício: **Amostrador**

Ocupação:

Tarefa:

Conhecimentos Específicos

1.1. — Amostragem automática dos finos de itabirito e de Hematita.

1.1.1. Conceituação de amostragem — características da amostra, etc.

1.1.2. Torre de amostragem: equipamentos — finalidade, funcionamento, cuidados necessários para se obter uma amostra significativa.

1.1.3. Defeitos elétricos e mecânicos mais comuns nos equipamentos da Torre.

1.1.4. Tipos de minérios produzidos — características

1.1.5. Conhecimentos necessários ao preenchimento de formulários simples.

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão: de Tratamento de Minério

Ofício: Amostrador

Ocupação: Coleta de amostra para
Controle de Qualidade da Usina de
Concentração e Planta de Classifi-
cação de finos.

Tarefa	Operações	Fases	Máq./Equip. Ferramentas	Pontos Chaves	Segurança	Medicina Ocupacional
2.1 Coleta amostra de itabirito de alimen- tação da Usina de Concentração Torre A 2/3	2.1.1 Colocar balde na tubulação 2.1.2 Ligar a Torre de amostragem	2.1.1.1 Verificar se o balde está limpo 2.1.1.2. Colocar proteção de borra- cha entre o balde e a tubulação 2.1.1.3. Colocar o balde sob a tu- bulação de coleta de amostra 2.1.1.4. Colocar a identificação da amostra no balde 2.1.1.5. Verificar se está correta a identificação deixada pelo turno anterior 2.1.2.1. Ligar o painel de alimen- tação elétrica da torre de amostragem 2.1.2.2. Apertar o "start" da cor- reia 3.01 — B 2.1.2.3. Apertar o "start" do vezin 0.9. 2.1.2.4. Apertar o "start" do vezin 0.10 — B 2.1.2.5. Apertar o "start" da cor- reia 0.11 — A 2.1.2.6. Apertar o "start" da cor- reia 0.11 — B 2.1.2.7. Apertar o "start" do vezin 0.10 — A 2.1.2.8. Apertar o "start" da cor- reia 0.8 2.1.2.9. Apertar o "start" do bri- tador 0.7 2.1.2.10. Apertar o "start" do sam- ple 0.6 2.1.2.11. Apertar o "start" do cor- tador secundário 0.5 2.1.2.12. Apertar o "start" da cor- reia 3.01 — A 2.1.2.13. Apertar o "start" da cor- reia 0.2 2.1.2.14. Apertar o "start" do cor- tador primário 0.1	Balde Proteção de borracha	Não esquecer de utilizar a proteção de borracha entre o balde e a tubulação para evitar a conta- minação da amostra	Antes de ligar a torre verificar: — Se há pessoal trabalhando na lim- peza da mesma — Possibilidade de entupimento em "Shuts", correias, cortadores quartea- dores, britador, etc. — Existência de alguma anormali- dade em equipa- mentos — Usar luvas para limpar equipamento — Não abrir, em hipótese alguma, as pertas do painel da torre de amostra- gem se o mesmo estiver energizado	

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão: de Tratamento de Minério

Ofício: Amostrador

Ocupação: Coleta de amostra para
Controle de Qualidade da Usina de
Concentração e Planta de Classifi-
cação de finos.

Tarefa	Operações	Fases	Máq./Equip. Ferramentas	Pontos Chaves	Segurança	Medicina Ocupacional
2.1 Coleta amostra de Itabirito de alimenta- ção da Usina de Concentração	2.1.3 Observar a opera- ção da Torre 2.1.4 Encerrar a produ- ção	2.1.3.1. Verificar a existência de ruídos estranhos nos equipamentos 2.1.3.2. Verificar se há desalinha- mento de correias 2.1.3.3. Verificar o funcionamento do painel da torre de amostragem 2.1.3.4. Verificar possibilidade de contaminação das amostras. 2.1.3.5. Substituir os baldes cheios pelos baldes vazios 2.1.3.6. Regula, através dos conta- dores de tempo, o fluxo constante de minério nas correias 2.1.3.7. Impedir que pessoas estra- nhas ao Controle de Qualidade toquem na amostra 2.1.3.8. Manter a torre de amos- tragem sempre limpa 2.1.4.1. Desligar a torre de amos- tragem, seguindo a ordem inversa de ligação. 2.1.4.2. Transportar os baldes da torre de amostragem para o laboratório de preparação			— Se a alça do balde não suportar o peso da amostra, transportá-lo sobre os ombros — Ao subir as es- cadas do espessador de lamas (4.01), cuidado para não tropeçar nos de- graus da mesma, pois poderá, além de sofrer um aci- dente, perder a amostra	

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão: **de Tratamento de Minério**

Ofício: **Amostrador**

Ocupação:

Tarefa: 2.1 2.8 2.17

Conhecimentos Específicos

1 — Amostragem por Torre:

- 1.1. **Usina de Concentração:** Finalidade, produtos obtidos, fluxograma
- 1.2. **Amostragem:** Conceituação, finalidade, características de uma amostra significativa, plano de amostragem
- 1.3. **Torre de Amostragem:** fluxograma, funcionamento dos equipamentos, funcionamento e operação do painel de controle, defeitos elétricos e mecânicos mais comuns nos equipamentos da torre, cuidados necessários para se obter uma amostra representativa.
- 1.4. **Conhecimentos e habilidades necessários ao preenchimento de formulário de parada da torre:** Início e término de parada, motivo da parada, responsabilidades.
- 1.5. **Conhecimentos necessários para identificação da amostra:** Posição do equipamento onde se faz a coleta, iniciais do nome do material ou do ponto onde o material é coletado, local e data.

CVRD - Setor de Administração — Itabira Unidade de Formação Profissional		Divisão: Controle Operacional de Mineração/Laboratório
		Ofício: Amostrador
Ocupação	Tarefas	Observação
3 — Preparação de amostras	01 — Preparo amostra para análise química de finos produzidos 02 — Prepara amostra para análise química de finos embarcados. 03 — Prepara amostra para análise química de granulados produzidos. 04 — Prepara amostra para análise química de granulados embarcadas 05 — Prepara amostra para análise química de Blue Dust produzido. 06 — Prepara amostra para análise química de Blue Dust embarcado 07 — Prepara amostra para análise química de Produtos da Usina de Concentração a úmido 08 — Prepara amostra para análise química de Minério em forma de polpa 09 — Prepara, simultâneamente, amostra para análise química e granulométrica de Minério granulado. 10 — Prepara simultâneamente, amostra para análise química e granulométrica de Minério fino.	

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão: **Controle Operacional de
Mineração**

Ofício: **Amostrador**

Ocupação: _____

Tarefa	Operações	Fases	Máq./Equip. Ferramentas	Pontos Chaves	Segurança	Medicina Ocupacional
3.1 Prepara amostras para análise química de finos produzidos	3.1.1. Reduzir a amostra	3.1.1.1. Verificar se a identificação corresponde à amostra 3.1.1.2. Homogeneizar a amostra por 3 vezes 3.1.1.3. Reduzir a amostra à quarta parte da massa inicial. 3.1.1.4. Recolher a amostra	Divisor Riffles regulado para abertura de 2 Chapa elétrica a $105^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$ Caixa Metálica	Distinguir entre vários tipos de minério A amostra deve ser colocada no shut de forma diagonalmente oposta		
	3.1.2. Secar a amostra	3.1.2.1. Distribuir a amostra sobre a superfície da chapa elétrica 3.1.2.2. Verificar se a amostra está seca 3.1.2.3. Retirar a amostra da chapa 3.1.2.4. Deixar a amostra em repouso 3.1.2.5. Verificar se a amostra atingiu a temperatura ambiente	Moinho de rolos Gaveta metálica	Observar tempo de resfriamento	Não colocar equipamento em funcionamento enquanto estiver limpo o equipamento	Pó no ambiente
	3.1.3. Britar a amostra	3.1.3.1. Limpar o moinho 3.1.3.2. Ligar o moinho 3.1.3.3. Lançar a amostra no moinho gradativamente 3.1.3.4. Desligar o moinho 3.1.3.5. Retirar a amostra do recipiente recolhedor			Usar luvas e óculos Manter-se distante dos rolos evitando machucar as mãos	
	3.1.4. Reduzir a amostra	3.1.4.1. Homogeneizar a amostra por 3 vezes 3.1.4.2. Reduzir a amostra a ± 100 grs.	Divisor Riffles com abertura fixa de	A amostra deve ser colocada no shut do divisor de forma diagonalmente	Usar luvas	

CVRD - Setor de Administração — Itabira Unidade de Formação Profissional		Divisão: Controle Operacional de Mineração			Ocupação:	
		Ofício: Amostrador				
Tarefa	Operações	Fases	Máq./Equip. Ferramentas	Pontos Chaves	Segurança	Medicina Ocupacional
3.1. Prepara a amostras para análise química de finos produzidos	3.1.5. Pulverizar a amostra	3.1.5.1. Limpar o moinho 3.1.5.2. Fechar a tampa do moinho, fixando a por duas travas laterais 3.1.5.3. Ligar o moinho 3.1.5.4. Ajustar as travas, determinando a abertura do moinho 3.1.5.5. Lançar a amostra gradativamente no moinho, continuando ajustando as travas 3.1.5.6. Encerrada a pulverização, desligar o moinho 3.1.5.7. Remover com um picel, o material que restou na parte superior do moinho 3.1.5.8. Recolher a amostra 3.1.5.9. Colocar a amostra em um envelope identificado	10 mm Moinho pulverizador envelope pincel ar comprimido	oposta Regular a abertura do moinho em função da granulometria a ser obtida	Usar luvas	

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão: **Controle Operacional de Mineração/Laboratório**

Ofício: **Amostrador**

Ocupação :		Observações
4 — Análise granulométrica e análise de umidade	01 — Faz análise granulométrica de minério em forma de polpa 02 — Faz análise granulométrica a seco em série grossa 03 — Faz análise granulométrica a seco em série fina. 04 — Faz análise granulométrica a úmido em série fina 05 — Faz análise granulométrica de Blue Dust em série grossa 06 — Faz análise granulométrica de Blue Dust em série fina 07 — Faz análise de umidade de minério em série grossa 08 — Faz análise de umidade de minério em série fina	

CVRD - Setor de Administração — Itabira Unidade de Formação Profissional		Divisão: Controle Operacional/ Laboratório	Ocupação: Análise granulométrica análise de umidade			
Tarefa	Operações	Fases	Máq./Equip. Ferramentas	Pontos Chaves	Segurança	Medicina Ocupacional
4.1. Faz análise granulométrica a Úmido, de minério em forma de polpa e de minério úmido	4.1.1. Filtrar a amostra 4.1.2. Pesar a amostra 4.1.3. Fazer a análise granulométrica	4.1.1.1. Verificar se a identificação corresponde à amostra 4.1.1.2. Colocar papel de filtro, no funil de Buchner, fixando-o com água do Pissete 4.1.1.3. Lançar a amostra no funil e abrir o registro de vácuo 4.1.1.4. Remover a amostra incrustada nas paredes de lata, com pissetes, lançando-a no funil 4.1.1.5. Fechar o registro de vácuo ao encerrar a eliminação de água 4.1.1.6. Retirar o papel de filtro contendo a amostra 4.1.2.1. Destruar a balança 4.1.2.2. Colocar recipiente vazio na balança 4.1.2.3. Ajustar a balança em 0 4.1.2.4. Colocar a amostra no recipiente 4.1.2.5. Fazer a leitura e registrar 4.1.2.6. Retirar a amostra 4.1.2.7. Travar a balança 4.1.2.8. Limpar a balança 4.1.3.1. Selecionar as peneiras, colocando-as em ordem decrescente de abertura das malhas, na ordem 5 10 18 35 60 100 140 200 325 4.1.3.2. Colocar as peneiras no conjunto vibratório Denver fixando-as por intermédio de 2 parafusos laterais, e colocando, abaixo da última peneira, um funil para recolhimento do material passante na última peneira	Funil de Buchner Balança divisão 0,1 g Peneiras dimensões 20 cm de diâmetro e 5 cm alt Vibrador Denver	Não é necessário fazer a filtração quando se trata de minério úmido Verificar tabela de massa mínima. Quartear a amostra por cone, se necessário Cada peneira terá um orifício, previamente feito para evitar formação de coluna de ar.		

CVRD - Setor de Administração — Itabira Unidade de Formação Profissional		Divisão: Controle Operacional/ Laboratório		Ocupação: Análise granulométrica análise de umidade		
		Ofício: Amostrador				
Tarefa	Operações	Fases	Máq./Equip. Ferramentas	Pontos Chaves	Segurança	Medicina Ocupacional
4.1. Faz análise granulométrica a úmido, de minério em forma de polpa e de minério úmido (cont.)	4.1.3. Fazer a análise granulométrica	<p>4.1.3.3. Instalar abaixo da última, peneira um conjunto de filtração à vácuo para receber o material através do funil</p> <p>4.1.3.4. Instalar tubulação de água, acoplada a um chuveiro, na parte superior do conjunto</p> <p>4.1.3.5. Abrir o registro d'água e ligar o conjunto vibratório</p> <p>4.1.3.6. Transferir a amostra para o conjunto vibratório</p> <p>4.1.3.7. Aguardar o conjunto vibratório desligar-se automaticamente</p> <p>4.1.3.8. Fechar o registro de água</p> <p>4.1.3.9. Recolher cada peneira isoladamente, transferindo o material retido com auxílio de um pissete, para um recipiente.</p> <p>4.1.3.10. Recolher o material retido abaixo da última peneira</p> <p>4.1.3.11. Secar as frações separadamente</p> <p>4.1.3.13. Pesas as frações e registrar o peso das mesmas</p> <p>4.1.3.13. Calcular a % retida em cada peneira.</p>	<p>Funil de Buchner Kitasato</p> <p>Prato de alumínio</p> <p>Chapa elétrica</p>	<p>Não secar a amostra</p> <p>O conjunto vibratório desliga-se automaticamente após 10 minutos de funcionamento</p> <p>Também é necessário pesar e calcular a % do material retido no fundo do conjunto de peneiras</p>		

CVRD - Setor de Administração — Itabira Unidade de Formação Profissional	Divisão: Controle Operacional/ Laboratório	Ocupação: Preparação de Amostras, Análise granulométrica e análise de umidade
	Ofício: Amostrador	

Conhecimentos Específicos

- 1 — **O laboratório de Mineração:** finalidade, testes e análises mais comuns, realizados por diferentes setores do laboratório, tipos de minério de ferro analisados
- 2 — **Amostragem:** Conceituação, características de uma amostra significativa, cuidados iniciais quando se recebe uma amostra para preparação
- 3 — **Fases de Preparação da amostra:**
 - 3.1. **Homogeneização:** Conceituação, finalidade e processo
 - 3.2. **Quarteamento:** Conceituação, finalidade
 - 3.2.1. **Processo de Quarteamento:** por incremento, por divisor Riffles ou Jones, por carroussel
 - 3.2.2. **Quarteador Jones:** nomenclatura, finalidade, funcionamento, operação
 - 3.2.3. **Quarteador Carroussel:** nomenclatura, finalidade, funcionamento operação
 - 3.3. **Filtração:** finalidade, material utilizado (funil de Buchner, Kitasato, papel de filtro) processo
 - 3.4. **Secagem:** finalidade, processo
 - 3.4.1. **Chapa Elétrica:** finalidade, utilização
 - 3.4.2. **Estufa:** finalidade, utilização
 - 3.5. **Britagem:** finalidade, processo
 - 3.5.1. **Britadores:** nomenclatura, tipos, funcionamento, operação
 - 3.5.2. **Moinho de rolos:** nomenclatura, tipos, funcionamento, operação
 - 3.6. **Pulverização:** finalidade, processo
 - 3.6.1. **Moinho pulverizador:** nomenclatura, tipos, funcionamento, operação
 - 3.7. **Pesagem:** processos
 - 3.7.1. **Balanças:** nomenclatura, tipos, funcionamento, operação

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão: **Controle Operacional/
Laboratório**

Ofício: **Amostrador**

Ocupação: **Preparação de Amostras,
Análise granulométrica e análise de
umidade**

Conhecimentos Específicos

- 4 — **Análise granulométrica:** Conceituação, finalidade, processo
 - 4.1. **Vibradores de peneira:** nomenclatura, finalidade, tipos, funcionamento, operação
 - 4.2. **Peneiras:** finalidade, tipos, utilização (cuidados)
- 5 — **Análise de umidade:** Conceituação, finalidade, importância, processo
- 6 — **Aritmética:**
 - 6.1. Quatro operações fundamentais (números inteiros e decimais), proporção regra de três)
 - 6.2. Interpretação de tabelas de massa mínima e máxima (preparação de amostras, peneiramento, análise de umidade)
- 7 — **Sistema de medidas** (decimal e/ou inglês)
 - 7.1. Volume
 - 7.2. Peso
 - 7.3. Temperatura: °C
- 8 — **Conhecimentos necessários ao preenchimento de formulários simples:**
 - 8.1. Tipos de minério
 - 8.2. ados numéricos

CVRD — Setor Regional de Administração — Itabira
Seção de Desenvolvimento de Pessoal
Unidade de Formação Profissional

1 — Cargo: Auxiliar de Laboratório

2 — Ocupações

- 2.1. Preparação de amostras para o espectrômetro de Raios X e para análises químicas e granulométrica
- 2.2. Análise granulométrica e testes físicos
- 2.3. Análise química
- 2.4. Análise de óleo

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão: **Controle Operacional de Mineração/Laboratório**

Ofício: **Auxiliar de Laboratório**

Ocupação	Tarefas	Observação
1 — Preparação de amostra	<p>01 — Prepara amostra de minério tipo fino, acumulado durante 30 dias para análise química e granulométrica</p> <p>02 — Prepara amostra de minério tipo granulado, acumulado durante 30 dias para análise química e granulométrica</p> <p>03 — Prepara amostra de minério tipo fino para análise química e granulométrica</p> <p>04 — Prepara amostra de minério tipo granulado para análise química e granulométrica</p> <p>05 — Prepara amostra para o espectrômetro de Raios X</p>	<p>Extra rotina</p> <p>Extra rotina</p>

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão: **Controle Operacional de Mineração/Laboratório**

Ofício: **Auxiliar de Laboratório**

Ocupação	Tarefas	Observação
2 — Análise granulométrica e Testes Físicos	<p>01 — Análise granulométrica de minério tipo fino, acumulado durante 30 dias.</p> <p>02 — Análise granulométrica de minério tipo granulado, acumulado durante 30 dias</p> <p>03 — Análise granulométrica de minério tipo fino</p> <p>04 — Análise granulométrica de minério tipo granulado</p> <p>05 — Teste físico de degradação por tamboramento</p> <p>06 — Teste metalúrgico de decrepitação</p> <p>07 — Teste metalúrgico de redutibilidade</p> <p>08 — Análise de minério tipo fino para saturação de umidade.</p> <p>09 — Análise de minério tipo fino granulado para densidade a granel.</p> <p>10 — Análise de minério tipo granulado para degradação por tamboramento e índice de abrasão.</p> <p>11 — Análise de densidade em amostra de minério</p> <p>12 — Análise de umidade em amostra de minério</p> <p>13 — Análise de gramas de minério por litro em amostras de minério</p>	

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão: **Controle Operacional
Mineração/Laboratório**

Ofício: **Auxiliar de Laboratório**

Ocupação: **Testes físicos**

Tarefa	Operações	Fases	Máq./Equip. Ferramentas	Pontos Chaves	Segurança	Medicina Ocupacional
<p>4.1 Teste físico de degradação por tamboramento de minério do tipo Siter (cont.)</p>	<p>4.1.5. Fazer a análise granulométrica</p> <p>4.1.6. Obter resultado da análise granulo- métrica</p> <p>4.1.7. Calcular o índice de resistência ao tamboramento</p>	<p>4.1.5.10. Pesar a massa de cada peira separadamente 4.1.5.11. Anotar os pesos em um formulário próprio 4.1.5.12. Reservar a massa passante em 6,35 para teste de abrasão descar- tado-se do restante da amostra</p> <p>4.1.6.1. Somar as massas retidas nas peneiras 4.1.6.2. Dividir 100 pela massa total encontrada obtendo-se um fator X 4.1.6.3 Multiplicar o fator X pelo peso obtido em cada uma das peneiras, tomadas individualmente 4.1.6.4 Lançar o resultado em for- mulário próprio</p> <p>4.1.7.1. Somar porcentagens retidas até 6,35 mm 4.1.7.2. Subtrair de 100 o resultado da soma das porcentagens retiradas até 6,35 mm</p>				

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão: **Controle de Qualidade/Laboratório**

Ofício: **Auxiliar de Laboratório**

Observação	Tarefas	Ocupação
3 — Análise Química	<ol style="list-style-type: none">1 — Prepara solução de mistura ácida2 — Prepara solução de Cloreto Estanoso3 — Prepara solução de Bicromato de Potássio 0,05 N4 — Prepara solução de Bicloreto dde Mercúrio5 — Prepara solução de Difenilamina Sulfanato de Bário6 — Prepara solução de Molibdato de Amônio7 — Prepara solução de fenolftaleína 1,0%8 — Prepara solução de sulfocianeto de amônio 0,1%9 — Prepara solução de Hidróxido de sódio 0,10 N10 — Prepara solução de Ácido Nítrico 0,10 N11 — Prepara solução de Cloreto de bário 2 N12 — Prepara solução de Nitrato de Amônio 40,0%13 — Prepara solução de Ácido Nítrico 1 + 314 — Prepara solução de Ácido Nítrico 0,1%15 — Prepara solução de Nitrato de Potássio 1,0%16 — Prepara solução de Gelatina 0,1%17 — Prepara solução de Molibdato de Amônia 2,0%18 — Prepara solução de Sulfato de Hidrazina 0,15%19 — Prepara solução tampão — acético (PH = 4,62)20 — Prepara solução de Tio — sulfato de Sódio 20,0%21 — Prepara solução de Fosfato de Sódio e Amônia 10,0%	

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão:

Ofício: **Auxiliar de Laboratório**

Ocupação	Tarefas	Observação
3 — Análise Química (continuação)	31 — Prepara solução de iodato de potássio 32 — Prepara solução de absorção	

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão:

Ofício: **Auxiliar de Laboratório**

Ocupação

Tarefa	Operações	Fases	Máq./Equip. Ferramentas	Pontos Chaves	Segurança	Medicina Ocupacional
3.1 Prepara solução de mistura ácida (cont.)	3.1.4. Ligar o agitador magnético para ho- mogenizar a solu- ção	3.1.4.1. Ligar a tomada para 110 v 3.1.4.2. Girar o botão "liga" para a direita, até que a lâmpada acenda 3.1.4.3. Continuar o giro lenta- mente para a direita, até à agitação ideal 3.1.4.4. Manter a agitação por 10 minutos 3.1.4.5. Desligar o agitador mag- nético 3.1.4.6. Guardar a solução no pró- prio frasco Erlenmeyer ou transferi-la para o recipiente apropriado	Recipiente apro- priado: garrafa com capacidade paa 10 litros	regular velocidade de agitação, evi- tando excesso de rotação do imã e, consequentemente, perda de solução		

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão: **Controle Operacional Mineração/Laboratório**

Ofício: **Auxiliar de Laboratório**

Ocupação	Tarefas	Observação
4 — Análise de Óleo	<ul style="list-style-type: none">01 — Determina índice de água em lubrificantes02 — Determina densidade de óleo03 — Determina ponto de fulgor04 — Determina ponto de combustão05 — Determina Ph06 — Determina viscosidade Saybolt07 — Determina índice de precipitação08 — Determina índice de água e de sedimentos em combustível09 — Prepara solução álcool Benzeno10 — Prepara solução pentanocoagulante11 — Prepara solvente de titulação12 — Prepara solução hidróxido de potássio13 — Prepara solução fenoltaleína14 — Prepara solução Alcoólica neutralizada15 — Prepara solução padrão — ácida16 — Prepara solução alcoólica de clorídrico 0,2 N17 — Prepara solução naftol Benzina18 — Prepara solução xilol — benzol 8:219 — Prepara solução sulfocrônica20 — Prepara solução de ácido clorídrico21 — Prepara solução de cloreto de potássio	Atualmente, no laboratório, o auxiliar de laboratório faz todas as tarefas de um laboratorista

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão: **Controle Operacional
Mineração/Laboratório**
Ofício: **Auxiliar de Laboratório**

Ocupação: **Análise de Óleo**

Tarefa	Operações	Fases	Máq./Equip. Ferramentas	Pontos Chaves	Segurança	Medicina Ocupacional
4.2 Determina Densidade de óleo	4.2.1 Verificar densidade relativa de óleo 4.2.2. Limpar o vasilhame	4.2.1.1. Transferir 250 ml de óleo para uma proveta de 250 ml 4.2.1.2. Mergulhar o densímetro no óleo 4.2.1.3. Verificar a temperatura do óleo com um termômetro 4.2.1.4. Fazer a leitura através da escala do densímetro e anotar 4.2.1.5. Verificar a temperatura do óleo e anotar 4.2.1.6. Converter a densidade encontrada para a temperatura padrão de 20°C por meio de tabela. 4.2.2.1. Lavar os vasilhames com solvente (Nafta) arrastando o lubrificante 4.2.2.2. Lavar com shampoo e água e secar em estufa a 60°C	Densímetro Termômetro	Transferir o óleo, sem agité-lo, pelas paredes da proveta a fim de evitar a formação de bolhas de ar Mergulhar o densímetro sem forçá-lo e sem tocar as paredes da proveta Faça a leitura, quando o densímetro permanecer em equilíbrio e a temperatura for constante		

CVRD — Setor Regional de Administração — Itabira
Setor de Desenvolvimento de Pessoal
Unidade de Formação Profissional

1 — Cargo: Laboratorista

2 — Ocupações:

2.1. Análise de óleos e graxas

2.2. Análise de água

CVRD - Setor de Administração — Itabira
Unidade de Formação Profissional

Divisão:

Ofício: **Laboratorista**

Ocupação	Tarefas	Observação
1 — Análise de óleos e graxas	<ol style="list-style-type: none">1 — Análise aparência (reflexão e transmissão) e odor de lubrificantes2 — Determina índice de neutralização TBN3 — Determina índice de neutralização TAN4 — Determina corrosão5 — Determina viscosidade cinemática6 — Determina índice de viscosidade7 — Faz testes de espuma8 — Faz análise microscópica9 — Faz análise de demulsibilidade10 — Determina índice de insolúveis11 — Determina índice de rigidez dielétrica12 — Faz análise de cinzas simples e sulfatada13 — Faz análise de depósitos de óleo de motores14 — Análise textura de graxas15 — Determina índice de penetração e de decomposição de graxas16 — Determina ponto de gota em graxas17 — Determina alcalinidade ou acidez livre em graxas18 — Determina índice de saponificação em graxas	Na realidade o laboratorista faz estas tarefas mais as tarefas definidas, como sendo próprias do auxiliar de laboratório

CVRD - Setor de Administração — Itabira Unidade de Formação Profissional		Divisão:
		Ofício: Laboratorista
Ocupação	Tarefas	Observação
2 — Análise de água	1 — Análise aspecto, odor e sabor 2 — Determina índice de alcalinidade 3 — Determina dureza 4 — Determina índice de cloro 5 — Determina PH 6 — Determina índice de cloretos 7 — Determina índice de cromatos 8 — Determina índice de sólidos em suspensão 9 — Determina o total de sólidos por evaporação 10 — Determina índice de turbidez 11 — Determina índice de sulfato	

MONTAGEM DE OFICINAS E LABORATÓRIOS

Os programas de ensino são compostos de Folhas de Informação Tecnológica e Folhas de Operação.

Para atender as folhas de operação montamos oficinas em atendimento à parte prática dos cursos. É o "Aprender, fazendo".

Os próprios analistas, à época da análise, descobriram equipamentos julgados inservíveis para a produção. Recuperados e transferidos para as oficinas da Unidade de Formação Profissional são de grande valia na aplicação dos programas.

Parece-nos que será possível transformar a mão-de-obra não qualificada através destes programas específicos vasados na Análise Ocupacional.

Tal Qualificação se fará:

- 1 — Não formalmente
- 2 — A nível Básico
- 3 — Em Breve Tempo
- 4 — Com menos custo
- 5 — De boa qualidade
- 6 — Conforme a real necessidade da Empresa.

Quadro Síntese: Atendimento UFAPA aos setores de produção
Primeiro Semestre/1977

Nº Ord.	Projeto	Subprojeto	Matrícula Inicial	Matrícula Final	Evasão	Produto Final	Observação
01.	Aprendizagem Industrial	1.1. Matemática, Ciências Físicas e Desenho	37	36	1	36	Tecnologia/Oficina:Tornearia, Mecânica de Manutenção e Eletricidade da Manutenção
		1.2. Ajustagem	07	07	-	07	Estágio na Empresa
		1.3. Eletricidade de Manutenção	10	10	-	10	Estágio na Empresa
		1.4. Mecânica de Manutenção	10	10	-	10	Estágio na Empresa
		1.5. Solda	10	10	-	10	Estágio na Empresa
		1.6. Tornearia	10	10	-	10	Estágio na Empresa
		Total		84	83	1	83
02.	Qualificação Profissional	2.1. Eletricidade de Manutenção	15	14	1	14	DIGEM
		2.2. Leitura e Interpretação de Desenho	29	21	8	21	DIMAM/DIMEN/SABIM/SETOM/UFAPA
		2.3. Mecânica de Manutenção	15	14	1	14	DIMAM
		2.4. Solda	10	10	-	10	SETOM/SANIM
		2.5. Alfabetização	69	64	5	50 *	Português e Mat. I
		2.6. Port. Matemática/Eletr. Manutenção	27	22	7	10 *	Tecnologia e Oficina Eletric. Manutenção
		2.7. Port. Matemática/Mecan. Manutenção	74	46	28	35 *	Tecnologia e Oficina Mecânica Manutenção
		2.8. Port. Matemática/Train. Operacional	80	52	28	34 *	Português Matemática II
		2.9. Port. Matemática II/Train. Operac.	100	76	24	65 *	Qualificação e/ou Treinamento Operacional
		Total		421	319	102	253
Total		505	402	103	336	-	

Observação:

- * 14 candidatos repetirão o módulo alfabetização
- * 12 candidatos repetirão o módulo Português Matemática/Eletricidade de Manutenção
- * 11 candidatos repetirão o módulo Português Matemática/Mecânica de Manutenção
- * 18 candidatos repetirão o módulo Português Matemática I/Treinamento Operacional
- * 11 candidatos repetirão o módulo Português Matemática II/Treinamento Operacional

Itabira, 22 de julho de 1977

Osacilio Fernandes de Avila
Osacilio Fernandes de Avila
Gerente da UFAPA

Eneida Bragança de Mendonça

Eneida Bragança de Mendonça

Supervisor de Aprendizagem e Educ. Industrial

Élcio Lage Prócópio

Élcio Lage Prócópio

Supervisor de Aprendizagem e Educ. Industrial

Eustáquio Megalhães

Eustáquio Megalhães

Supervisor de Aprendizagem e Educ. Industrial

BIBLIOGRAFIA

CEPLON — Empresa de Treinamento — Rio

- (01) Vitelo, Morris — The science of work.
- (02) Mira y Lopez, Emílio — Manual de Orientação do Professor — Editorial Kapelusz — Buenos Aires — 1965.
- (03) Flanogran — John — A Técnica do Incidente Crítico — Revista ABPA — n.º 02 — 1973.
- (04) Tiffin, Joseph e Marcor Mick, Ernest J. — Psicologia Industrial — São Paulo — Herder — 1969 — 2/v.
- (05) Shartle, Carrol L. Ocupacional Informacion — Printice Hall, São Paulo — Pioneira — 1969.
- (06) Santos, Osvaldo de Barros — Psicologia Aplicada à Orientação e Seleção.
- (07) SENAI — Departamento Regional — Análise Ocupacional, 2.^a edição — 1973.
- (08) Ramos, Arlindo — Psicologia Aplicada no Trabalho — Belo Horizonte — Itatiaia — 1957.
- (09) Maurice de Montmollin — Nuevas perspectivas en el Studio del trabajo Ed. Troquel S.A.B.A.
- (10) Walter Leon — Psicologia do Trabalho Industrial — Edições Melhoramentos.
- (11) Economista — Antônio Ferreira de Andrade.

Sessão — Dia 01/08/77

O SR. PRESIDENTE — Dando continuidade aos trabalhos de hoje, do VII Simpósio Brasileiro de Microscopia, convocado para discutir os trabalhos do Eng.º Arthur Victor Schuster — Diretor-Presidente da Companhia Brasileira de Microscopia — Com a palavra o prof. ALBERTO TEIXEIRA SCHUSTER, O PROF. ALBERTO TEIXEIRA SCHUSTER — Sistemas e Substratos: Tendências atuais de ensino no trabalho de ensino. TENDÊNCIAS E MERCADO DE TRABALHO.

Qualificação e formação "MÃO DE OBRA QUALIFICADA PARA EMPRESA DE MONTAGEM" que será ministrada pelo prof. Geraldo Fernandes D'Avila, Diretor de Ensino do prof. Geraldo D'Avila é formado em Pedagogia, Sociologia, Filosofia e História da Faculdade de Educação da Universidade de Toronto — Can. Participante: Missa D'Avila — e apresentará o curso "MÃO DE OBRA QUALIFICADA PARA EMPRESAS DE MONTAGEM".

"ENSINO E MERCADO DE TRABALHO"

O SR. PRESIDENTE — Em nome de todos os presentes, não poderei vir a Porto Alegre de São Geraldo Conrado Melcher e Joaquim Maia, em representação, visto nos trabalhos a serem apresentados do tema "ENSINO E MERCADO DE TRABALHO".

O SR. PRESIDENTE — Em nome de todos os presentes, não poderei vir a Porto Alegre de São Geraldo Conrado Melcher e Joaquim Maia, em representação, visto nos trabalhos a serem apresentados do tema "ENSINO E MERCADO DE TRABALHO".

O SR. PRESIDENTE — Em nome de todos os presentes, não poderei vir a Porto Alegre de São Geraldo Conrado Melcher e Joaquim Maia, em representação, visto nos trabalhos a serem apresentados do tema "ENSINO E MERCADO DE TRABALHO".

- Prof. Drs. GERALDO CONRADO MELCHER — EPUSP;
- ALBERTO TEIXEIRA — UFMG;
- ROBERTO LEAL — UFP;
- JOAQUIM MAIA — UFOP;
- EROS FARIAS GAVRONSKI — UFRGS.

O SR. PRESIDENTE — Em nome de todos os presentes, não poderei vir a Porto Alegre de São Geraldo Conrado Melcher e Joaquim Maia, em representação, visto nos trabalhos a serem apresentados do tema "ENSINO E MERCADO DE TRABALHO".

O SR. PRESIDENTE — Em nome de todos os presentes, não poderei vir a Porto Alegre de São Geraldo Conrado Melcher e Joaquim Maia, em representação, visto nos trabalhos a serem apresentados do tema "ENSINO E MERCADO DE TRABALHO".

O SR. PRESIDENTE — Dando continuidade aos trabalhos de hoje, do VII Simpósio Brasileiro de Mineração, convido para coordenar os trabalhos o Eng^o Arthur Wentz Schneider — Diretor-Presidente da Companhia Riograndense de Mineração. Com a palavra o prof. Arthur Wentz Schneider. O PROF. ARTHUR WENTZ SCHNEIDER — Senhoras e Senhores: Tenho o prazer de iniciar os trabalhos do nosso Painel: “ENSINO E MERCADO DE TRABALHO”.

Ouviremos a palestra “MÃO-DE-OBRA QUALIFICADA PARA EMPRESA DE MINERAÇÃO”, que será proferida pelo prof. Otacílio Fernandes D’Ávila-SENAI/CVRD. O prof. Otacílio D’Ávila é formado em Pedagogia, Sociologia e Filosofia. É diretor da Escola Técnica da Universidade do Trabalho — Cel. Fabriciano, Minas Gerais — e atualmente desempenha as funções de Gerente da Unidade Profissional da Companhia Vale do Rio Doce, em Itabira — Minas Gerais. Convido o conferencista a apresentar o seu trabalho.

“MÃO-DE-OBRA QUALIFICADA PARA EMPRESAS DE MINERAÇÃO”

O PROF. OTACÍLIO FERNANDES D’ÁVILA:

O SR. PRESIDENTE — Em virtude do mau tempo, não puderam vir a Porto Alegre os Srs. Geraldo Conrado Melcher e Joaquim Maia, em consequência, vimo-nos forçados a suspender esta apresentação do tema “ENSINO E MERCADO DE TRABALHO”.

E passaremos então aos DEBATES.

DEBATES

Do Painel: “ENSINO E MERCADO DE TRABALHO”

P. do Sr. Delmo Correia Moran — UFMG — Escola de Engenharia de B. H. ao prof. Otacílio Fernandes D’Ávila.

Neste Programa de Formação Profissional a Nível Básico, em Belo Horizonte, por exemplo na Escola de Engenharia, tínhamos um curso que formava profissionais geralmente a nível básico, em diversas áreas. Neste

ano, tivemos porém grandes dificuldades, o curso funcionava mediante verbas federais e foram cortados mais ou menos 40% das verbas.

Por outro lado, vimos o seguinte. Essa formação que era dada lá, não seria assim tão específica para a necessidade de uma empresa. Era mais a nível geral.

Eu desejaria saber do ilustre conferencista o seguinte:

Realmente a formação específica, tendo em vista as necessidades da empresa é muito bom dentro daquela empresa. Mas não tenderia a prender o empregado? Talvez ele aprendesse assunto específico daquela empresa e se ele sáisse de lá para uma outra, não teria lá a mesma classificação, pois o que ele aprendeu estaria vinculado àquela empresa de onde saiu.

Haveria esse problema?

RESPOSTA — Este foi um pensamento que nós tivemos no sentido de não bitolar demais aquele elemento àquela empresa. Porém os Srs. viram aqui, que quando nós analisamos, por ex., a Área de Mecânica para o sujeito poder, digamos, mexer em um redutor de velocidade, ele primeiro faz Mecânica Básica, dá para ele uma visão mais ampla de mecânica básica. Depois é que ele pega um equipamento específico. Mas ele tem um embasamento necessário, que serve não só para aquele equipamento, vamos supor para o redutor de velocidade, mas para qualquer um outro equipamento. Porque o redutor de velocidade tem engrenagens, ele estuda engrenagens, que é comum à qualquer equipamento.

Vamos supor que o sujeito trabalhe na Vale do Rio Doce, na parte de Hidráulica, ele faz também o módulo de mecânica básica, depois é que ele faz o módulo específico da área dele, chamada de Hidráulica e em Hidráulica talvez um modulosinho menor ainda sobre determinada válvula.

Mas damos a ele uma visão mais global.

O Perguntador, pede comentários sobre ao que aludiu a respeito dos cursos realizados em Belo Horizonte, para os quais as verbas estão sendo diminuídas e portanto os cursos também de ano para ano. Este problema de não haver a formação a nível básico, na Área de Mineração, por exemplo, o Senhor a localiza simplesmente na Área de Mineração, ou seria uma deficiência de uma maneira geral?

Falta de estrutura para esses cursos, etc.

RESPOSTA — O Governo tinha esses cursos pelo PIPMOR. Mas agora as empresas têm uma chance muito grande com a Lei 6297, sobre a dedução no Imposto de Renda. As empresas poderão usar desse dinheiro revertendo-o em formação profissional.

Quanto à essa área do Ensino Formal, eu desconheço atualmente. Eu estou mais voltado para o ensino profissional dentro da empresa. Porque fora da empresa os recursos são pequenos, não existe equipamento e está fora da realidade. Eu dirigi escolas técnicas, fui diretor de Escola de Engenharia e tinha essa angústia de formar o aluno muito genericamente. Hoje, no Centro profissional da Vale do Rio Doce, dirigindo a produção, eu vejo que tenho um “feed-back” muito grande daquilo que é feito, daquilo que é ensinado, porque o produto final meu ali, está na mina, o Centro de Formação é na boca da mina. Tem essa vantagem de ver o produto ser aplicado para aquela área. É impossível, acho o ensino formal atender a cada empresa. Não há recursos para isso. O Governo tem o PIPMOR que atende. As escolas geralmente fazem convênio com o PIPMOR e aplicam os cursos nas próprias escolas, servindo-se de estruturas das Escolas de Engenharia, das Escolas Técnicas, o Governo dá um tanto e a Escola também favorece dando outro tanto e o aluno também paga um pouquinho. Eu acredito nesses cursos. Porém acredito mais nos cursos dados pelas empresas porque são dirigidos à realidade. A empresa tem recursos. Ela sabe que investir naquele pessoal não é gasto, é investimento realmente. O retorno é muito rápido, em termos de maior produção e maior produtividade.

Por isso é que falei aqui, falar sobre isso num simpósio sobre Mineração para um pessoal que vai comandar a mineração, para nós da área de desenvolvimento de pessoal, é muito bom.

Eu tenho sentido que os engenheiros mais novos que agora têm chegado têm dado maior apoio a essa Área de Desenvolvimento de Pessoal, porque estão sentindo que o pessoal qualificado vai ser muito importante.

Eu acho que o único meio existente para esse nível, para essa Área a Nível Básico seriam esses cursos do PIPMOR.

P. DO SR. MARTINHO ROTMANN — Hidroservice — São Paulo — Nós vimos, hoje, pela manhã que o desenvolvimento do carvão tem perspectivas bastante amplas e para um futuro bastante próximo.

Como vimos, até 1981, está prevista uma produção em um projeto novo da CRM, de 2 milhões de toneladas. Eu penso e julgo válido aqui o problema da mão-de-obra qualificada seja realmente o problema crucial no cumprimento desse cronograma.

O Senhor teria alguma orientação que pudesse orientar nesse sentido ou qual seria a solução viável para esse problema?

RESPOSTA — Para mim, eu acho que a única solução seria a empresa mesmo fazer isso. É esse tipo de trabalho. Analisar o posto de trabalho, montar programas em cima do posto de trabalho porque o retorno daquilo que é feito é muito rápido, não se faz nada em caráter genérico, montam-se programas de acordo com a função analisada. É a curto prazo. Essa análise, o seu efeito, após a última guerra, foi justamente acelerar a produção através de cursos de formação com menos tempo, de boa qualidade, em curto prazo, porque a todo tempo que aqueles que elaboram programas gastam, esse tempo é altamente recuperado na hora da aplicação. É claro que a análise deverá continuar, porque à medida em que são mudados os equipamentos, novo analista deve ir lá, fazer nova análise e voltar e encaixar nas faixas dos programas.

Os nossos programas são em espirais. É fácil tirar e colocar.

O nosso amigo falou que foi cortada a verba, (PIPMOR) então quem deve assumir é a própria empresa. Eu não sei se no seu caso, na sua empresa, já existe algum posto de trabalho funcionando, na mineração de carvão. Existe?

RESPOSTA — Não seria este diretamente o ponto. Apenas quando estivermos envolvidos para a apresentação de uma proposta para o projeto, um dos problemas que foi analisado com bastante seriedade seria justamente o de, devido a exigüidade de tempo, a formação de pessoal suficiente para uma produção desta ordem, como é prevista.

O EXPOSITOR — Mas eu acho que o único método para acelerar a formação é não perder tempo, é fazer análise e montar programas sobre a análise. Aí, é que V. encurta o tempo. Não terá que se improvisar nada.

Por exemplo, eles estão ocupados 4h pela manhã e 4h à tarde, aplicando programas com pessoas, eles não têm tempo para preparar programação. Acelera a produção de aplicação de programa. O Sr. vê que entregamos prontos e passando por fases que aquela que iniciei ali, de alfabetização, que deve o seu problema também lá, entregamos 336 operários qualificados. Receberam certificado de qualificação. Como o Centro de Formação tem a parte de formação teórica e a oficina ao lado, aqueles equipamentos da produção estavam como inservíveis, eles foram recambiados para o Centro de Formação. Vamos dizer uma roda motorizada, uma Eletrohouse, havia lá uma em reparos. Ela foi remontada no Centro de Formação, o indivíduo viu o programa sobre a Manutenção de Roda Motorizada, em seguida tem uma roda motorizada na oficina. A curto prazo ele aprende. Aprende a teoria e em seguida a prática. Por exemplo,

reductor de velocidade, nós temos uma bancada de reductor de velocidade montada com acoplamentos, com correntes, correioes grandes de transportadores, temos relógio comparador para alinhar então o reductor de velocidades, ele aprende a teoria na sala anexa e tem a bancada toda montada. Então 6, 8 pessoas aprenderam a parte teórica, vão para a bancada, o instrutor funciona a bancada e em seguida o aluno põe o relógio comparador e alinha. Ele aprendeu a teoria e rapidamente aprende a prática. Quando ele for para a produção, não haverá mais segredos para ele. Eu tenho a impressão de que a aparência de que essa análise demora muito tempo, é aparência. O tempo gasto nela, nós recuperamos na hora da aplicação e com muita rapidez.

Sessão — Dia 01/08/77

“A MINA DO LEÃO”

GEOLOGIA, RESERVAS, MINERAÇÃO E BENEFICIAMENTO

SUMÁRIO

I — JARDIM DO LEÃO — GEOLOGIA E RESERVAS

I.1 — Aspecto Geológico da Mina

I.2 — Atlas Geológico de Propriedade, Perfil Topográfico, Correlação

I.3 — Reservas

“A MINA DO LEÃO”

II — MINERAÇÃO E BENEFICIAMENTO

II.1 — A Mina

II.2 — Beneficiamento

II.3 — Atlas Geológico e Perfil Topográfico

Dr. ARTHUR WENTZ SCHNEIDER;
Eng^o FLÁVIO BRINCKMANN
Eng^o OTHON SÁ CASTANHO.

“A MINA DO LEÃO”

GEOLOGIA, RESERVAS, MINERAÇÃO E BENEFICIAMENTO

SUMÁRIO

I — JAZIDA DO LEÃO — GEOLOGIA E RESERVAS

I-1 — Aspectos Geológicos da Jazida

I-2 — Atuais Serviços de Pesquisa. Perfis Típicos. Correlação

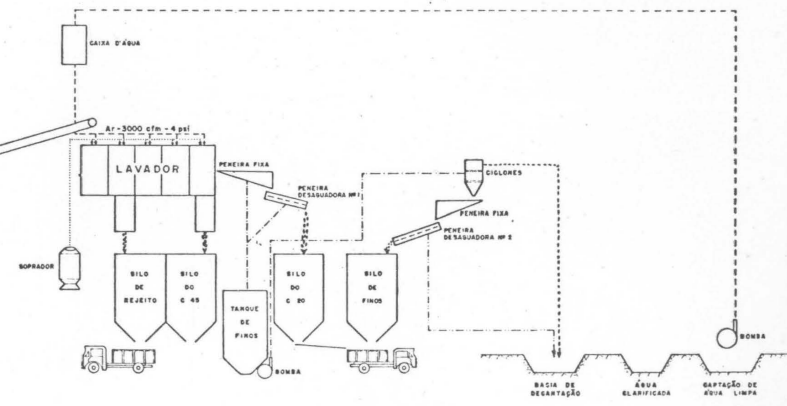
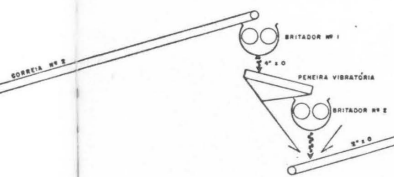
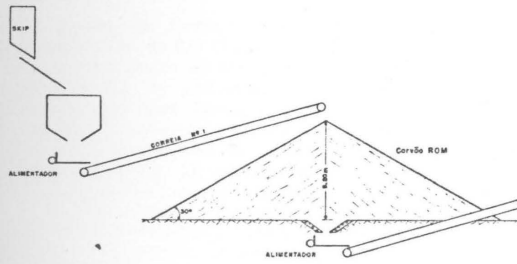
I-3 — Reservas

II — MINERAÇÃO E BENEFICIAMENTO

II-1 — A Atual Mineração

II-2 — Beneficiamento

II-3 — Idéias Sobre a Futura Mina



LEGENDA

- CARVÃO
- REJEITO
- ÁGUA
- ÁGUA + FINOS < 0,3
- ÁGUA + FINOS < 0,3
- AR

PILHA + BRITAGEM

POTÊNCIA INSTALADA		
CARACTERIZAÇÃO	HP	AMP
ALIMENTADOR	12	18
CORREIA Nº 1	12,5	18
ALIMENTADOR	12	18
CORREIA Nº 2	10	15
BRITADOR Nº 1	50	90
PENEIRA VIBRATÓRIA	7,5	11
BRITADOR Nº 2	34	53
CORREIA Nº 3	12,5	18
TOTAL	150,5	241

LAVADOR

POTÊNCIA INSTALADA		
CARACTERIZAÇÃO	HP	AMP
SOPRADOR	100	150
ELEVADOR Nº 1	10	15
ELEVADOR Nº 2	10	15
COMANDO VÁLVULAS JIG	5	15
PENEIRA DESAGUAD Nº 1	10	15
BOMBA ALIM. CÍCLICAS	40	60
PENEIRA DESAGUAD Nº 2	10	15
BOMBA ÁGUA LIMPA	75	110
TOTAL	260	395

Nº	DATA	MODIFICAÇÃO	Nº	DATA	MODIFICAÇÃO
CRM		COMPANHIA RIOGRANDENSE DE MINERAÇÃO ESTADO DO RIO GRANDE DO SUL			
MINA DO LEÃO			ESCALA		
LAVADOR DE CARVÃO - CAP 100 V/h			CLASSIFICAÇÃO		
FLUXOGRAMA			M - ML - 117		
			Level		
			Projeto		
			Des.		
			Cálculo		
			Chefe		
			Metro		
			Dir.		
			Técnico		
			Des.		
			Exec.		

I — JAZIDA DO LEÃO: GEOLOGIA E RESERVAS

I-1 — Aspectos Geológicos da Jazida

A denominada Jazida Carbonífera Leão-Butiá está posicionada na região centro-leste do Rio Grande do Sul, mantendo possível continuidade com a chamada Jazida do Iruí, situada, em sua porção estudada, a oeste da primeira (fig. 1); geologicamente, insere-se na faixa de sedimentos gonduânicos que baliza estratigráfico, suas camadas de carvão, juntamente com folhelhos cinzas-escuros, escuros e carbonosos, intercalantes, constituem a parcela mais ponderável da Formação Rio Bonito, de provável idade permiana-inferior (fig. 2); estruturalmente, apresenta-se sob a forma genérica de uma sinclinal, cujo eixo mergulha suavemente no sentido noroeste, sendo sencionada por um falhamento com caráter regional, fundamentalmente do tipo transcorrente, embora sejam identificados rejeitos verticais da ordem de 10 metros, dividindo o jazimento em dois distintos blocos: Butiá e Leão; denominaríamos este último de Jazida do Leão, por situarem-se aí as maiores reservas disponíveis de carvão e abrir-se, no sentido NW, para limites ainda desconhecidos, os quais estamos perseguindo através dos atuais trabalhos de pesquisa.

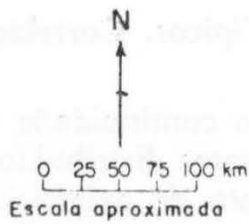
I-2 — Atuais Serviços de Pesquisa. Perfís Típicos. Correlação.

Na Jazida em foco, a C.R.M. possui, em continuidade às suas áreas de lavra, no sentido NW, cerca de 11.000 hectares distribuídos em 6 novas áreas, individualizadas apenas para atendimento de exigências do Código de Mineração, onde atualmente se desenvolvem os trabalhos de campo necessários à respectiva pesquisa (fig. 3).

Dada a exigüidade do tempo disponível para a complementação de tais serviços, com adequado grau de detalhamento (prevê-se contar com uma nova unidade de mineração operando já em 1981), os mesmos foram agilizados através da sofisticação, rendimento e número de instrumentos utilizados. Assim, para o lançamento dos pontos de sondagem e coleta de dados plani-altimétricos do terreno, equipamos nossa turma de topografia com um moderno Distanciômetro, o qual, acoplado a um teodolito comum e baseado na emissão e recepção de raios infravermelhos, fornece-nos todos os elementos necessários à feitura da respectiva planta; no setor de sondagens, contamos com 4 sondas operando simultaneamente, destruindo as rochas atravessadas até uma profundidade que nos assegure o controle estratigráfico do furo e amostrando, no restante, com diâmetro NX, obten-

JAZIDAS DE CARVÃO DO RIO GRANDE DO SUL
 MAPA ÍNDICE

FIG. I



JAZIDAS DE CARVÃO

- I - Gravataí
- II - Charqueadas
- III - Ratos
- IV - Leão-Butiá
- V - Iruí
- VI - São Sepé
- VII - Hulha Negra
- VIII - Candiota
- * - Ocorrências de Carvão pouco estudadas
 (1. Duraznal, 2. Coxilha Verde, 3. Suspiro, 4. Erval)

PROVÍNCIAS
 GEOLÓGICAS

- QUATERNÁRIO
- EFUSIVAS BASÁLTICAS
- SED. GONDUÂNICOS
- ESC. SUL-RIOGRANDENSE

do-se rendimentos altamente satisfatórios, unitariamente superiores a 100 m/dia, inclusive, e, em termos médios, de cerca de 14 m/dia "corrido"/sonda.

Numa primeira etapa, estamos cumprindo uma programação calcada numa malha de sondagens com 1 km de lado, exceção de uma área restrita, na fase inicial desta pesquisa, onde alguns furos distanciaram-se entre si de 500 m, considerada suficiente para a quantificação do minério com a confiabilidade de reserva medida, dadas as características genéricas do jazimento; numa etapa seguinte, agora com vistas ao planejamento mineiro de detalhe, a "malha" será adensada para 500 metros, com alguns prováveis pontos intermediários, em número não previsível.

A camada de carvão amostrada é hermeticamente acondicionada em sacos plásticos e guardada em latões com tampa de pressão, sendo posteriormente, por ocasião da remessa do material para o laboratório de análises, reunidos os testemunhos de 3 sondagens vizinhas, em termos médios, para garantirmos quantidade suficiente de minério para os ensaios programados, compondo-se, assim, as amostras representativas de sucessivos setores da área de pesquisa.

Nosso conhecimento da estratigrafia da jazida do Leão, em especial da Formação Rio Bonito, com ênfase, evidentemente, face às nossas atribuições, ao respectivo intervalo carbonoso, está baseado, principalmente, em mais de uma centena de furos de sonda até agora executados na área da Mina do Leão e áreas vizinhas, caracterizando-se aí dois distintos conjuntos de carvão, cada um subdividido em várias ramificações, onde foram identificadas, com base em critérios de mineração, de cima para baixo, as camadas "S₁", "S₂" e "I", definindo-se esta última como preferencial a lavra, especialmente em termos de espessura e qualidade, intercalando-se entre as mesmas uma espessura média de estéril (folhetos e delgados níveis de carvão) de aproximadamente 10 metros as camadas "S₁" e "S₂" e 4 metros entre a "S₂" e a "I" (fig. 4).

Os trabalhos de correlação que definiram o condicionamento acima foram, sem dúvida, particularmente auxiliados pela presença de um horizonte estratigráfico e facilmente reconhecível, dado pelo topo da camada mais superior do arenito congolmerático, muitas vezes conglomerado (classificação exclusivamente textural), denominado pelos mineiros de "Pedra Areia" (termo hoje consagrado na literatura geológica regional), onde assenta a Camada Inferior, geralmente em contato direto; outro horizonte utilizável, caso a "Pedra Areia" se ausentasse da coluna estratigráfica, como aliás aconteceu na sondagem pioneira PN-17-SJ, executada próxima ao limite norte da atual área de pesquisa, seria a base da Formação Palermo, também facilmente identificável, situada pouco acima da Camada S₁, na área da Mina do Leão.

Dispondo-se, especialmente, de tais elementos de correlação, verificamos que sistematicamente, na nova área de pesquisa, vinha faltando na coluna testemunhada a camada mais superior, "S₁" (fig. 5), exceção confirmando a regra, de apenas 2 sondagens dentre as 32 até agora executadas, tendo-se a explicação de tal fato no caráter nitidamente erosivo, devido a processos oscilatórios da crosta terrestre, do contato "Palermo" — "Rio Bonito"; entretanto, em termos de futuras possíveis opções de mineração, a referida lacuna não se reveste de qualquer significado, já que esta camada não apresentou, no decorrer da ampla pesquisa anteriormente executada na Jazida, características de qualidade e/ou espessura que justificassem seu aproveitamento.

I-3 — Reservas

Para o estabelecimento das atuais reservas da Jazida do Leão, em seus diferentes graus de confiabilidade, elegemos aqueles critérios que, sem ferir a representatividade das mesmas, nos garantissem um fator de segurança para os respectivos valores, os quais apresentam, mesmo no caso das "reservas medidas", uma certa parcela de elementos estimativos.

Deste modo, consideramos apenas a camada I e, nesta, somente o carvão contido, embora em área relativamente extensa da Mina do Leão tenhamos a Camada S₂ como preferencial à Lavra, já em fase inicial de aproveitamento, juntamente com a camada sobposta; de outro lado, desconsideramos as espessuras menores do que 0,80 m, correspondentes às áreas marginais do jazimento, definindo-se, assim, o seu limite útil.

Elegemos o método das isópacas para o cálculo da reserva medida (definindo-se, no caso, isópaca como a linha que une pontos em que a camada exhibe a mesma espessura de carvão contido) por nos fornecer, paralelamente, uma visualização imediata do zoneamento da Jazida, em termos das variações da referida espessura (fig. 6).

Considerou-se como reserva medida, dado o número e espaçamento dos pontos de controle da Camada I, aquela ainda jazente na Mina do e na área da atual pesquisa até agora abrangida pelo serviço de sondagem, calculando-se 70 milhões de toneladas.

Em continuidade à área anterior, no sentido noroeste, delimitando-se nas próprias concessões de pesquisas da C.R.M., temos o domínio da reserva indicada do jazimento, definida em 130 milhões de toneladas, a partir de furos esparsos e da projeção dos resultados da pesquisa em curso.

Finalmente, para o restante da Jazida do Leão, considerando-se a possibilidade, inicialmente sugerida, da mesma transicionar para a Jazida

do Iruí, colocando-se a meio caminho entre ambas o limite daquela, podemos inferir uma reserva de 600 milhões de toneladas, perfazendo, então, uma reserva total de 800 milhões de toneladas métricas de carvão.

Em síntese:

Jazida do Leão Camada Inferior (Carvão Contido)			
Reservas em 1.000 t			
Medida	Indicada	Inferida	Total
10	130	600	800

II — MINERAÇÃO E BENEFICIAMENTO

II-1 — A Atual Mineração

A Mina do Leão tem sua extração de carvão concentrada no Poço P.1. Este atinge a lapa da camada I a 123 metros da superfície e está dotado com equipamentos que permitem uma retirada de carvão até 25.000 toneladas mês.

No subsolo, o transporte é feito por vagonetas metálicas tracionadas por guinchos de cabo-sem-fim.

O método de lavra utilizado é o “camaras e pilares”, com desmonte por explosivos e carregamento manual das vagonetas diretamente nas frentes de trabalho.

Para o escoramento do teto empregam-se madeira de eucalipto e, nas galerias principais, alvenaria de tijolos.

A ventilação é assegurada pelo Poço V-1, onde estão instalados dois exaustores: um principal e um reserva. No subsolo, a condução da corrente de renovação do ar é feita por muros de alvenaria e portões de madeira, com uso de ventiladores portáteis nas frentes.

Esta unidade mineira está sendo considerada pela Empresa como capaz de atingir uma produção até 50.000 toneladas mensais, dobrando a capacidade atual. Para tanto, estamos iniciando a construção de uma nova torre de extração em concreto-armado, que irá substituir a atual estrutura de madeira da boca do poço. O equipamento do poço será substituído por um guincho de extração mais potente, com "skips" e demais acessórios de carga e descarga, em fase de compra.

No subsolo, pretendemos introduzir o transporte por correias transportadoras, o uso de "chain-conveyor" e de macacos leves nas frentes, e testar o revestimento das vias principais com concreto pré-moldado. Estamos importando uma máquina "Dosco" para a abertura de galerias de transporte. Com estas medidas, atingir-se-á um nível de produção até 50.000 toneladas mensais, melhorando-se o rendimento da mão-de-obra e testando algumas soluções que irão servir à nova mina prevista para funcionar em 1981.

II-2 — Beneficiamento

O carvão da Mina do Leão apresenta curvas de lavabilidade com características muito boas, permitindo a obtenção de produtos com teor de cinzas até 18-20% e uma fração intermediária de carvão termoelétrico, com índice de rejeitos de 25-30% da alimentação em carvão "r.o.m." As curvas de lavabilidade, em três granulometrias 4" x 0, 2" x 0 e 1/2" x 0, não apresentam diferenças substanciais.

Para atender o fornecimento de carvão para a Fábrica de Cimento de Morretes, da I.R.F. Matarazzo, a equipe técnica da Empresa projetou e construiu um Lavador tipo "jig". O projeto precisou adequar-se às seguintes circunstâncias:

- Exigüidade do prazo para sua construção;
- Uso de técnica e equipamentos nacionais;
- Adaptabilidade às atuais instalações do poço de extração;
- Independências das estruturas existentes, permitindo que sejam modificadas ou substituídas.

A partir deste condicionamento, projetou-se (vide fluxograma) uma pilha de carvão "rum-of-mine", com as operações de lavra e beneficiamento independentes.

Na unidade de britagem, composta por dois britadores de rolos e uma peneira vibratória, procurou-se obter um produto com características

uniformes para a alimentação do lavador, com granulometria 2" x 0 e um mínimo de produção de finos.

No lavador, em construção metálica e revestido com borracha, levou-se em conta a experiência das carboníferas de Santa Catarina. Este possui capacidade nominal para 150 t/hora de alimentação, e pode separar até três frações. É constituído de cinco células e dois elevadores de caçambas.

O circuito de finos compreende o desague do carvão lavado em peneiras de fissura de 0,5 mm, a coleta em um tanque de finos, a passagem por uma bateria de oito ciclones e novo desaguamento em peneiras de 0,3 mm.

Uma bateria de quatro silos, de capacidade unitária para 80 toneladas, armazena para embarque as frações rejeito, carvão intermediário, carvão lavado e carvão fino.

O abastecimento de água para o beneficiamento é assegurado por uma barragem na Sanga da Taquara, com bombamento por uma linha de 1.100 metros de comprimento e 300 mm de diâmetro. O uso de água recuperada está previsto, após a passagem por bacias sucessivas de decantação.

O Lavador "Eng^o Eurico Romulo Machado" começou a operar experimentalmente em fevereiro último, sendo oficialmente inaugurado em 07-07-77, data do 30^o aniversário de fundação da DACM, do qual a CRM é sucessora. Os rendimentos obtidos são satisfatórios, situando-se até agora, em média, conforme os seguintes valores:

Tipo	Cinzas, Base Seca	Poder Calorif. Superior	Rendimentos
lavado	20%	6.000 cal/g	26,4%
termoelétrico	45 — 50%	3.500 cal/g	28,8%
rejeito	—	—	32,3%
perda	—	—	12,5%

As perdas, constituídas por finos menores que 0,5 mm, deverão ser reduzidas com a entrada em operação, neste mês de agosto, do circuito de recuperação de finos. Espera-se recuperar entre 50% e 70% destes finos, representando 6,25-8,75% da alimentação, com um teor de cinzas similar

ao do carvão lavado. As perdas no beneficiamento reduzir-se-ão, por consequência, a valores entre 6,25 e 3,75%.

II-3 — Idéias sobre a futura mina

A C.R.M. programou a entrada de uma atividade de uma nova mina, com capacidade para produzir 2.000.000 t "r.o.m." por ano, para o ano de 1981. Com este objetivo estamos conduzindo nas Áreas de Pesquisa já referidas, trabalhos de sondagem, que envolvem cinco sondas, e examinando as propostas para a realização do projeto da nova mina.

Esta nova unidade mineira, com características modernas e mecanizadas, deverá apresentar alguns aspectos principais sobre os quais já possuímos idéias bem definidas.

Acesso principal:

O acesso principal à Camada I, para a extração do carvão, deverá ser por um plano inclinado equipado com correia transportadora. Será localizado em região com cobertura da ordem de 180 metros, o que é compatível com a solução prevista. O uso de correias transportadoras assegurará o fluxo contínuo da produção e permitirá que o equipamento de transporte seja integralmente fornecido pela indústria nacional.

Transporte no subsolo:

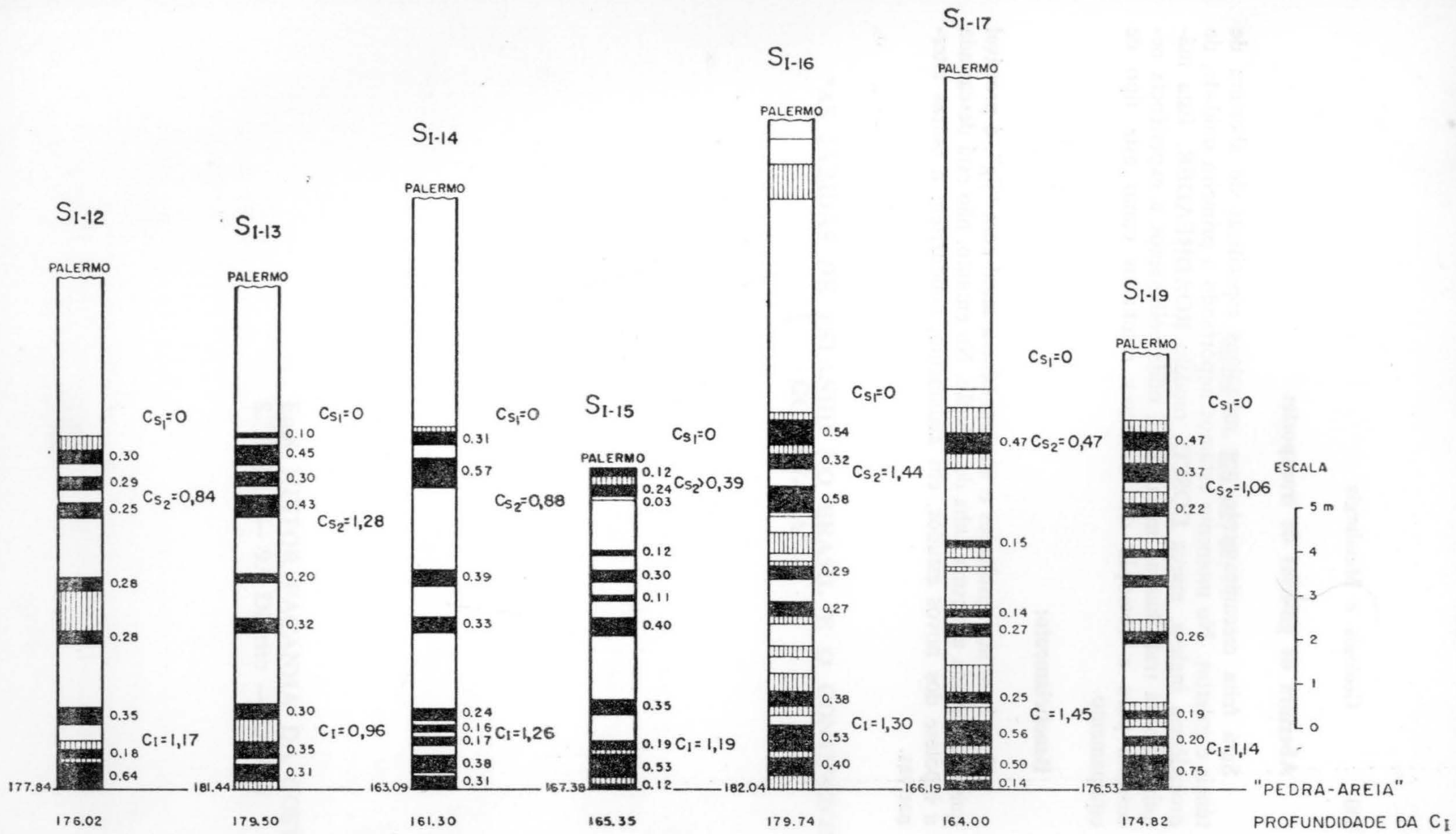
Também deverá incluir o uso de correias transportadoras, que além das vantagens já apontadas, adapta-se às irregularidades da lapa da Camada I, permitindo o traçado das galerias sempre no carvão.

Método de lavra:

Provavelmente será escolhido o método de "long-wall" mecanizado, pois o teto não apresenta resistência para soluções que envolvam a abertura de grandes vãos, e a camada admite perfeitamente o corte por máquinas. Restam em aberto a escolha do método de corte mais adequado e do grau de mecanização do escoramento nas frentes de lavra.

Escoramento das vias principais:

Estuda-se o uso de concreto pré-moldado para as vias permanentes e de perfís metálicos para as provisórias.



Abertura de galerias de transporte:

Será feita mecanicamente por máquinas específicas de abertura de túneis e galerias. No momento estamos importando a primeira unidade, de procedência inglesa, marca DOSCO, modelo ROADHEADER. Esta máquina deverá trabalhar na mina atual, onde colheremos a experiência necessária para a obtenção dos melhores resultados como este tipo de equipamento.

Beneficiamento:

Com base nos resultados e na experiência atual com "jig", é provável que seja seguida a mesma linha de solução. No entanto, não está descartada a hipótese dos novos estudos, em andamento, conduzirem a outras alternativas.

Sessão — dia 02/08/77

**“AS JAZIDAS DE ESTANHO NO BRASIL E O CONTINENTE
GONDWANA”**

Eng^o HEITOR FAÇANHA DA COSTA
S. E. M. — 9.º Distrito — DNPM

I — INTRODUÇÃO

1.1. — Cumprindo as determinações do Eng^o Aécio Ronald Gome sda Costa, Diretor do IX Distrito do D.N.P.M. para apresentar ao VII Simpósio Brasileiro de Mineração um trabalho relatando as conclusões e estudos por nós realizados visando as jazidas de estanho do Brasil, sua gênese, possibilidades de reservas e probabilidades de exportação, tal estudo deveria ter sido apresentado na IV Conferência Mundial sobre Estanho em Kuala Lumpur em 1974, o que não foi possível, razão pela qual faremos agora ao VII Simpósio Brasileiro de Mineração.

II — PRINCÍPIOS BÁSICOS

2.1 — Durante mais de 70 anos de investigações geológicas levadas a efeito pelo Autor e outros com o objetivo de explicar a gênese dos depósitos minerais espalhados pelo Brasil e justificar de uma maneira lógica e simples os eventos geológicos que se processaram no território nacional desde os tempos proterozóicos, até os dias atuais chegou-se a um raciocínio geológico, cujo objetivo não é criar novas teorias, mas simplificar as existentes com a finalidade de levantar um grande número de indeterminações de nossa Geologia. Assim quando publicamos em maio de 1961 — “O PROTEROZÓICO NO BRASIL E SUA EVOLUÇÃO GEOLÓGICA”, atribuímos aos **Diastrofismos**, Huroniano, Penoqueano, Tacônico Caledoniano e Rético a responsabilidade da Estruturação Tectônica do Brasil, bem como a formação da maioria das Jazidas Minerais existentes em nosso imenso território, e em 1962 quando publicamos “JAZIDAS DE ESTANHO DO BRASIL — Gênese, Reservas, Importação e Situação Mundial”, estabelecemos que as jazidas primárias de cassiterita acompanham os grandes eixos tectônicos do País e afirmamos que a mais importante faixa do Brasil, mineralizada em cassiterita é a que começa nos pegmatitos de São João Del Rei, (Província Meridional) e prolonga-se ao longo da grande muralha Penoqueana, constituída pelas montanhas que vêm desde o litoral ao longo do eixo principal sul Penoqueano e vai até a Bolívia, atravessando todo o território nacional num percurso de mais de três mil quilômetros constituindo assim, a mais extensa área mineralizada de cassiterita do mundo.

Como resultado das investigações que realizamos, em colaboração com o Prof. Djalma Guimarães, de saudosa memória, reconhecemos que os Diastrofismos Huroniano, Penoqueano, Tacônico-Caledoniano, representam nada mais nada menos, que fases de Aglutinação do Super Continente

GONDWANA, que se processou no decorrer do Proterozóico, e alvorecer do Paleozóico, enquanto o **Colapso** teve início no final do Paleozóico, no Permiano, evoluindo através do Triássico, Jurássico e Cretáceo, durante o Diastrofismo Rético, portanto, de acordo com os conceitos estabelecidos por WEGENER da Deriva Continental e de Guimarães das Perturbações periódicas de equilíbrio gravitacional, com suporte de nossas observações **de campo** constante do trabalho "CONTINENTE GONDWANA Aglutinação, Colapso e Conseqüências Geológicas (1972)".

Portanto dentro dos conceitos estabelecidos nos citados trabalhos deduz-se que as jazidas primárias, de estanho acompanham os grandes eixos tectônicos do País — Fig. 2.2 — e não há para nós a menor dúvida em afirmar que as faixas principais de ocorrência de Cassiterita no País correspondem ao eixo principal Sul do **Diastrofismo Penoqueano** e ao eixo principal Oeste do **Diastrofismo Huroniano** na sua intersecção.

Assim os princípios básicos que nortearão nosso raciocínio podem ser definidos como: **Jazidas Primárias de Estanho** no Brasil estão intimamente ligadas às Granitizações ocorridas em decorrência do Diastrofismo Penoqueano, que quebrou o ciclo de deposição da Série Itacolomi, (Proterozóico Médio), que corresponde na aglutinação do Continente GONDWANA, a aglutinação do ARQUI-SAHARA ao ARQUI-BRASIL-ÁFRICA já aglutinado no Diastrofismo Huroniano.

2.2 — Jazidas Secundárias de Estanho correspondem a desagregação das Jazidas Primárias formadas durante o Diastrofismo Penoqueano (de 750 m.a.).

2.3 — Assim, de acordo com estes conceitos podemos afirmar que a mais importante faixa do Brasil, mineralizada em Cassiterita, é a que começa nos Pegmatitos de São João Del Rei (Província meridional), e desenvolve-se ao longo da grande muralha Penoqueana constituída pelas montanhas que vem desde o litoral ao longo do eixo principal sul Penoqueano e vai até a Bolívia atravessando todo o Território Nacional (vide mapa anexo). Evidentemente ao longo dessa faixa situam-se jazidas primárias em batólitos de granito constituindo GREISSEN, em pegmatitos e veios pneumatólíticos e como jazidas secundárias resultantes de uma mecânica deposicional em eluviões e aluviões, desde o Proterozóico Superior até o Quaternário.

III — GÊNESE

3.1 — As jazidas primárias de Estanho foram mobilizadas no Território Brasileiro no decorrer do Diastrofismo Penoqueano (de 750 m.a.), distribuem-se ao longo de grande muralha Penoqueana que partindo da costa atravessa o Brasil na direção Sudeste-Nordeste indo até a Bolívia, e situam-





CONVENÇÕES


- D.H. Eixos Principais do
 DIASTROFISMO HURONIANO
- ⊙
 Eixos Secundários do
 DIASTROFISMO HURONIANO
- D.P. Eixos Principais do
 DIASTROFISMO PENOQUEANO
- Eixos Secundários do
 DIASTROFISMO PENOQUEANO
- +
 Áreas de Intensas Granitizações

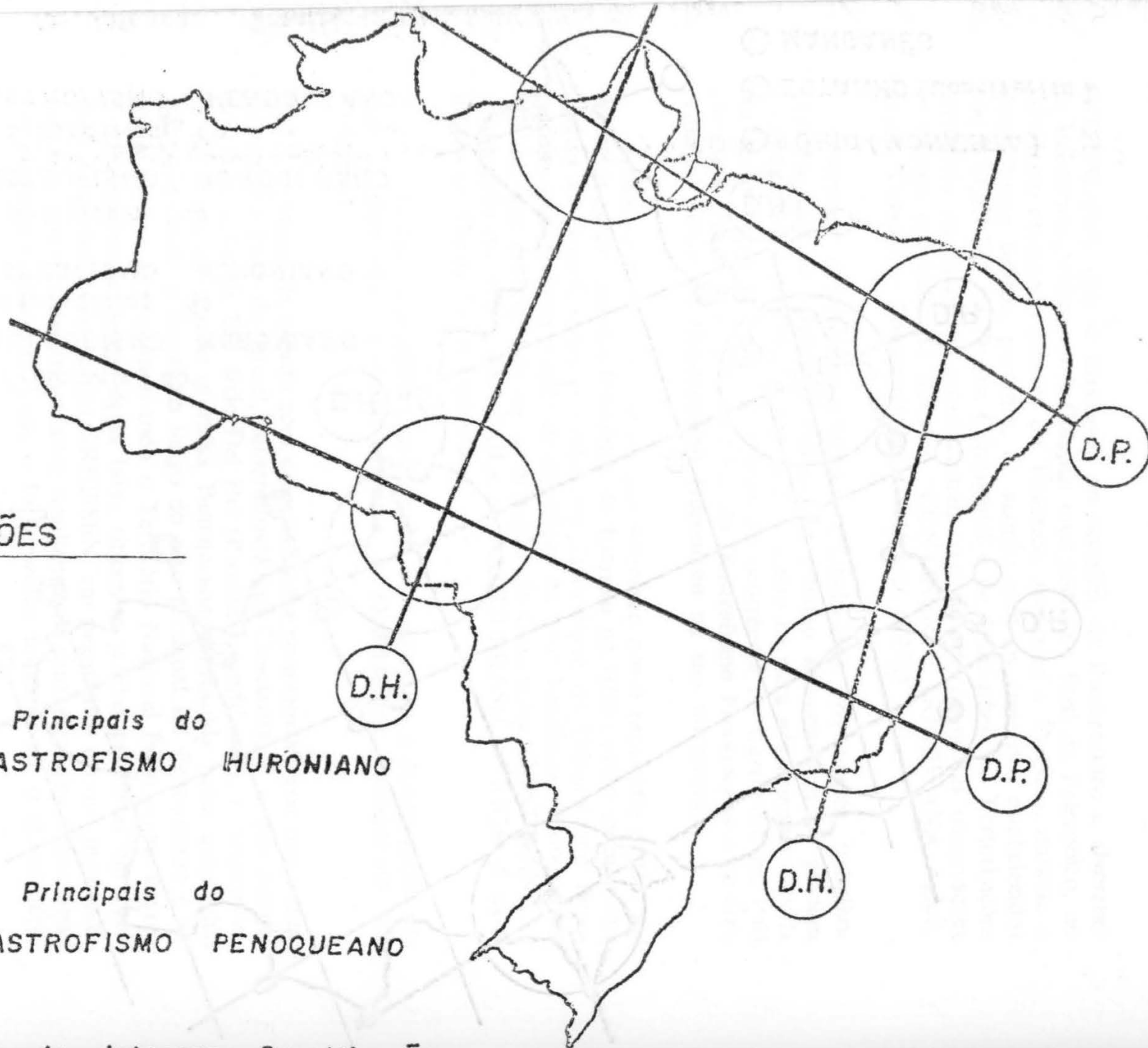
- ⊙
 TÓRIO (MONAZITA)
- ⊙
 ESTANHO (Cassiterita)
- MANGANÊS

CONVENÇÕES

 D.H. Eixos Principais do
DIASTROFISMO HURONIANO

 D.P. Eixos Principais do
DIASTROFISMO PENOQUEANO

 Áreas de intensas Granitizações



CARTE GÉOLOGIQUE DE L'AMÉRIQUE DU SUD
 MAPA GEOLÓGICO DE AMÉRICA DEL SUR
 MAPA GEOLÓGICO DA AMÉRICA DO SUL



7.1.5 MAPA GEOLÓGICO DA AMÉRICA DO SUL

VISUALISANDO
 EIXOS
 ARCOS
 LIMITES
 CRONOLOGIA DE
 EVENTOS GEOLÓGICOS
 RESULTANTES DA
 AGLUTINAÇÃO
 E COLAPSO DO
 GONDWANA

MAPA GEOLÓGICO DA AMÉRICA DO SUL

EIXOS PRINCIPAIS
 HURONIANO
 PENOQUEANO
 EIXOS SECUNBARIOS
 HURONIANO
 PENOQUEANO
 LIMITES DOS SLOCOS
 ARQUI - BRASIL
 ARQUI - AFRICA
 ARQUI - GUIANA
 ARQUEAMENTOS
 GURUPA
 PURUS
 IQUITOS
 CRONOLOGIA
 DO RIFT-VALLEY

se no terço superior dos batólitos de granito em pegmatitos, vieiros pneumatólíticos e greisens que caracterizam a granitização Penoqueana.

3.2 — As jazidas Secundárias, de caráter sedimentar, resultaram da desagregação das primárias, pelos agentes do intemperismo, constituindo Eluviões e Aluviões encontrados desde o proterozóico Superior (Lavras — Uatumã) até o Quaternário.

3.3 — As Jazidas Bolivianas, acreditamos serem uma remobilização de Cassiterita, originada durante o dastrofismo Penoqueano e que, em consequência da Orogênese Andina, foi novamente movimentada e impurificada com superposição de mineralização.

3.4 — As Jazidas Secundárias de Cassiterita tanto no Brasil como na Bolívia, devem ter sido concentradas segundo duas direções de drenagem assim estabelecidas: Do Proterozóico Superior ao Cretáceo Superior drenagem na direção do Pacífico atual; do Cretáceo Superior ao Oligocênio diminuição gradativa da intensidade da Drenagem para o Pacífico; do Oligocênio ao Quaternário INVERSÃO de drenagem para o Atlântico atual.

IV — CONSIDERAÇÕES TECTÔNICAS, GEOLÓGICAS E PETROGRÁFICAS

4.1 — Admitindo os princípios anteriormente expostos, de que as jazidas de Cassiterita primárias deviam situar-se no topo de batólitos de granito, ou próximo a tais batólitos em eluviões ou aluviões (depósitos secundários), preparamos os mapas tectônicos e geológicos do Território de Rondônia, na Esc.: 1.100.000.

A fig. 4.2 mostra a interpretação das estruturas onde fica bem caracterizada a presença de um batólito com vários altos estratigráficos.

Para comprovar no campo a existência do batólito, realizamos trabalhos geológicos na região do alto Rio de Ouro Preto, afluente do Pacaás Novos e na Serra do mesmo nome coletando grande número de amostras de rochas e registramos várias linhas de evidências. Nessa campanha encontramos rochas típicas de bordejamento de batólitos, bem como comprovamos, em análises sedimentológicas, a presença de cassiterita como material detrítico no Arenito Parecis — cuja datação e mapeamento geológico estavam incorretos — ampliando-se, em consequência, a área com possibilidade de ocorrência de cassiterita. O Arenito Parecis tido como Mesozóico, passou, com base nesse estudo, a ser datado como de idade Uatumã — Proterozóico Superior.

4.3 — As rochas coletadas, foram estudadas por Icalmar Vianna e pelo Prof. Djalma Guimarães. Elas assumem importância não só do ponto-de-vista litoestratigráfico, como também informam sobre a idade do processo metalogenético responsável pela migração do Estanho. (Mineralização do Sn).

4.4 — **Arenito Uatumã** — Uma considerável área de ocorrência de arenito foi mapeada no Território de Rondônia, mas no momento trataremos de sua natureza petrográfica e de sua posição estratigráfica.

Mais de onze lâminas delgadas foram estudadas e a maior parte foi objeto de análise modal cujos resultados se encontram nos quadros a seguir.

Composição Modal do Arenito de Uatumã (1)

Componentes	1 — MP	1 — 0 P	2 — 0 P	1 — D
Quartzo	47,0	61,0	35,0	55,0
Feldspato	11,0	13,0	16,0	5,5
Hematita	7,0	—	13,0	2,5
Cimento Micáceo	35,0	26,0	36,0	37,0
	100,0	100,0	100,0	100,0

Composição Modal do Arenito de Uatumã (2)

Componentes	2-MP	3-MP	4-MP	5-MP	1-DA	2-DA	4-DA
Quartzo	51,0	56,3	48,5	54,6	79,5	68,7	96,4
Plagioclásio	12,1	6,2	9,9	6,2	9,5	12,8	2,8
Microclina	2,4	6,2	3,4	2,1			
Sericita	30,3	29,7	30,6	30,4	10,4	13,9	0,7
Hematita	3,6	1,6	7,6	6,7	0,6	4,5	0,1
	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Os teores são em volume e as análises foram realizadas com a ocular conta-pontos de Zeiss (Yena) e o aparelho elétrico integrador de pontos Swift e Son.

A granulação varia de média a fina sendo os grãos de quartzo angulares e de dimensões variando de décimos de milímetro a 0,5. A extinção ondulante é geral e algumas palhetas de moscovita, por vezes se apresentam deformadas, o cimento é sericítico e em face da tensão interna dos grãos minerais é de se presumir que a rocha sofreu metamorfismo predominantemente dinâmico.

A maioria dos grãos de plagioclásio exibe início de decomposição e somente a microlina resistiu à um possível intemperismo contemporâneo à sedimentação. Os minúsculos fragmentos de rocha que foram identificados são de quartzito milonítico. A sericita intergranular teria resultado do metamorfismo do cimento argiláceo.

O fato mais importante é a presença de **Topázio e Cassiterita** como componentes detríticos, ao lado de palhetas de muscovita, revelando, por procedência de **Greisem ou Pegmático Estanífero**, se bem que sejam bastante escassos e escapam à análise modal nem por isto deixam de ter alta significação quanto à idade do processo metalogênico responsável pela mobilização do estanho.

As amostras de Arenito, de extensa formação, pertencem a uma camada espessa cortada por vulcanitos ácidos e basálticos.

4.5 — Vulcanitos Basálticos — Amostras 3RR e 6b-DA. As duas amostras são da mesma variedade de rocha básica. Apresentam textura intersertal, são heterogranular e seus constituintes principais são: plagioclásio, piroxênio, biotita, enquanto os acessórios pirogenéticos são apatita, magnetita, ilmenita.

Os produtos de alteração de baixa temperatura são: Clorita, Nontronita e Calcita.

O plagioclásio tem habito prismático tabular, com geminação combinada de albita e Carlsbad, raramente com a da periclina, e pecilítico, com inclusões de apatita acicular, por vezes abundante, assim como de microcristais de augita idiomórfica e produtos de alteração deste mineral ou de reação hidrotermal entre os dois componentes principais, isto é, observa-se penetração da clorita ao longo de clivagens do plagioclásio. A composição deste é An 54 com periferia andesítica (An 38).

O Piroxênio é augita sensivelmente titanífera, geralmente idiomorfa ou hipidiomorfa e com habito prismático, alongado e foi alterado em biotita, pois encontram-se restos deste piroxênio inclusos na biotita que por sua vez foi alterada em clorita com passagem pela biotita verde. A biotita de temperatura mais elevada tem pleocroísmo Z = marrom e X = amarelo pálido, enquanto a de baixa temperatura tem Z = verde e X = amarelo

pálido. A clorita é xenomórfica, com fraco pleocroísmo de amarelo esverdeado.

A Calcita parece ter resultado de alteração do piroxênio, mas é relativamente escassa, a nontronita é também escassa e é um produto de alteração hidrotermal comum em rochas basálticas do Brasil.

A magnetita pode se apresentar idiomorfa ou hipidiomorfa, junto com ilmenita.

Em face da composição labradorítica do plagioclásio e de textura intersertal, além da abundância de piroxênio as duas rochas devem ser consideradas **variedade de Diabásio**, apesar da biotita, pois que os minerais micáceos são produtos endo-metamorfismo. Não há quartzo e nem felpspato alcalino como produtos deutéricos, de modo que a presença de biotita dá somente uma aparência lamprofírica, mas sem as características deste grupo de rochas. Segundo S.J. Shand, Kersantito é constituído de plagioclásio e biotita, sem outro mineral ferro-magnésiano.

Segundo Williams, Turner e Gilbert, os lamprofiros têm textura pronunciadamente porfirítica e panidiomórfica.

Segundo Djalma Guimarães as duas rochas basálticas descritas oferecem cristais de labradorita em condições de conservação bastante boa para determinação de retardamentos com auxílio de Filtros SIF — Zeiss cujos comprimentos de ondas são:

azul — 486 — milimicrons
vermelho — 656 — ”

A relação dos retardamentos, medidos com auxílio do Compensador Ehringhaus é:

$$\frac{R_1}{R_2} = 1,034, \text{ média de 5 determinações concordantes, de modo}$$

que o coeficiente de dispersão da birefringência é:

$$K_d = \frac{R_1}{R_2} \times \frac{656}{486} = 1,3956932$$

Aplicando a fórmula

$$T = \frac{K_d - b}{a}$$

tem-se

$$T = \frac{1,3956932 - 1,3272988}{0,0003232} = 211 \text{ M.A.}$$

visto como

$$a = \frac{0,000656 - 0,000486}{0,525938} = 0,0003232$$

$$b = 0,98333 \times \frac{656}{486} = 1,3272988$$

4.6 — Vulcanitos Ácidos — Amostras 4RR (Microgranito)

A rocha apresenta textura inequigranular, entre fina a média. Seus componentes principais são: albita, ortoclásio e quartzo. Os minerais acessórios são: biotita, clorita, calcita anquerita, zirconita e hematita.

Em situação intersticial ocorre intercrescimento granofírico. Sua composição modal em volume é:

Quartzo	47,0%
Albita e Ortoclásio	31,5%
Intercrescimento Granofírico	11,5%
Biotita, Carbonato e Clorita	10,0%
	100,0%

O quartzo tem hábitos granular, xenomorfos, alguns hipidiomorfos, apresentando extinção rolante (tensão interna), se apresenta também esmialhado numa massa intersticial de ortoclásio. Alguns fragmentos apresentam caráter biaxial.

Albita ocorre com hábitos granular, xenomorfos raramente, geminado e quando ocorre é do tipo Carlsbad, esta bastante alterada. Ortoclásio se apresenta em hábitos granular, xenomorfos, não geminado apresenta algumas inclusões de biotita em palhetas hexagonais. Esta pouco alterada. Ocorre também em intercrescimento com o quartzo, formando textura granofírica.

A biotita ocorre em palhetas, xenomórfica, apresentando pleocroísmo Z = marrom pálido, X = amarelo pálido. Está se alterando a clorita, estando em alguns locais totalmente cloritizada. Ocorre também como finíssimas palhetas hexagonais dentro do ortoclásio.

Zirconita é bastante escassa, ocorrendo como prismas curtos. A hematita ocorre como fragmentos xenomorfos e como produto de alteração da biotita.

A clorita é xenomórfica, verde pálido, proveniente de alteração da biotita.

Calcita — Incolor xenomórfica. É provável que seja um produto de alteração do plagioclásio cálcico anterior ao metamorfismo.

A Anquerita se apresenta incolor a esverdeada, xenomórfica, ocorrendo associada com clorita. Dentro da Rocha de composição granítica (Microgranito), encontra-se um xenólito constituído de matriz cripto-cristalino onde houve desvitrificação de vidro basáltico com infiltração de óxido de ferro..

Dentro dessa matriz encontram-se abundantes microcristais de magnetita, raros micro fenocristais de piroxênio cloritizado microlitos e micro fenocristais de plagioclásio, cuja composição é An 48. O plagioclásio mostra nos traços de clivagem 001, alteração em clorita e sericita. Este xenólito é de tachylito com início de alteração.

A idade do **Microgranito** foi determinada pelo método de dispersão da birefringência, utilizando albita e filtros com comprimentos de onda 486 e 656 milimicrons, do fabricante Zeiss (Yena). A média de 5 determinações de retardamentos com luz monocromática azul e vermelha de comprimento de onda acima referidos deram uma relação igual a 1,109 que corresponde a um coeficiente de dispersão da birefringência igual a 1,4969282.

Utilizando a fórmula

$$T = \frac{K_d - b}{a}$$

$$T = \frac{1,4969282 - 1,3272988}{0,0003232} = 524,8 \text{ M.A.}$$

4.7 — Baseados no exposto em 4.5 e 4.6 pode-se concluir que, sendo a Cassiterita, topázio e muscovita constituintes de trópicos do arenito de Rondônia denominado Parecis, é o mesmo corado pelos vulcanitos basálticos e ácidos de idades de 211 M.A. e 524,8 M.A. . . Este formou-se a custa da erosão de um maciço que teve origem no decorrer do Diastrofismo Penoqueano (750 M.A.), e a sua idade está compreendida entre 750 M.A. e 524,8 M.A., portanto o arenito tido como **Parecis** nada mais é do que o arenito **UATUMÃ** correlacionável em tempo com a Série LAVRAS — e a mineralização estanífera primária é Pré-Cambriana, provavelmente Post-

Itacolomi (750 M.A.). O processo pneumato lítico gerador dos depósitos estaníferos deve pertencer a uma província metalogenética a qual incluem-se outros focos de mineralização além do de IPAMERI — em Goiás, que Guimarães (1964) mostrou ser, a cassiterita desta localidade, formada durante a fase de metaforismo regional Post-Itacolomi (Bol. nº 86 de Div. Fom. Prod. Min., 1964).

Os depósitos aluvionais em Rondônia teriam se formado por processo erosivo contínuo, iniciando com os depósitos do arenito **UATUMÁ** até a era Cenozóica, o que corresponde a um trabalho de destruição de consideráveis focos de mineralizações, caracterizados por extensa distribuição de antigos gnaisses e, possivelmente pegmatitos estaníferos de idade post-Itacolomi (750 M.A.).

O fato de se encontrar cassiterita como mineral detrítico no Arenito da Série **UATUMÁ** em Rondônia, permite presumir que este sedimento pode recobrir depósitos eluviais e aluvionários formados no lapso de tempo entre o fim das orogêneses **post-Itacolomi** e início da sedimentação do arenito, isto é, há possibilidade de existência de “placers” fósseis.

Estudos feitos por D. Guimarães em amostras de arenito proveniente da bacia do Rio Roosevelt vem confirmar as observações anteriormente feitas sobre os arenitos do alto Rio do Ouro Preto na Serra dos Pacaás Novos, assim diz Guimarães:

“(O arenito da bacia do Rio Roosevelt tem granulação milimétrica a decimimétrica e os grãos de quartzo têm formas variadas desde angulares a arredondada ou quase esferoidal; o cimento teria sido argilo-arenoso mas foi alterado em sua maioria, ou totalmente em mineral micáceo, cujas palhetas, são finíssimas e microscópicas associadas a microgrãos de quartzo; a muscovita é freqüente em palhetas milimétricas, deformadas e intergranulares. Hematita é o acessório mais freqüente, mas a cassiterita ocorre junto, nos espaços intergranulares. Foi realizada uma análise modal em volume do arenito, cujos dados estão abaixo transcritos:

Quartzo	61,3
Muscovita	6,0
Feldspato	0,8
Sericita	27,0
Hematita	4,1
Cassiterita	0,8
	100,0

A Muscovita é detrítica e tem suas palhetas amarrotadas e o quartzo exhibe extinção ondulante, por vezes fortemente e fraturados os grãos, de

modo que os indícios de efeito tectônico são veementes além do fato de ter sido o cimento alterado em mica. A cassiterita é representada por fragmentos de microcristais, associados a hematita ou isolados)". A analogia com o arenito descrito em 4.4 é perfeita e seu metamorfismo, se bem que discreto, não deixa de distingui-lo do arenito Mesozóico. Há outra circunstância particular em relação a presença de cassiterita que reside no fato de serem freqüentes as palhetas de muscovita detrítica e ausentes outras variedades de mineral micáceo (biotita, clorita, flogopita etc.), que poderiam ser um produto da erosão de rochas granito-gnáissicas. Assim é provável que o sedimento tenha se originado, em grande parte, por minerais oriundos de greisen e quartzitos de idade Proterozóica e não de rochas mais antigas granitizadas. É sabido que no Território de Rondônia já foram assinalados afloramentos de greisen estaníferos e, considerando o estado finalmente granular da cassiterita do arenito em apreço, é provável que o transporte tenha sido eólico, o que explica a presença de grãos de quartzo arredondados ou, esferoidais, isto sugere certas condições climáticas durante o Cambriano Brasileiro, como semi-desérticas ou desérticas. Caso se confirme esta inferência, será lícito concluir que a glaciação Lavras foi realmente Neo-Proterozóica e não Cambriana.

O encontro de afloramento de greisen em área situada entre o Rio Preto e Jamari, afluente do Rio Madeira, confirma as previsões anteriores, a observação foi feita pelo geólogo Marcelo M. Guimarães entre os Rios Madeirinha e Machadinho, afluentes do Rio Roosevelt.

Fragmentos de quartzito milonítico ou de lentes de quartzo estirado, com extinção fortemente ondulante, são encontrados no arenito e sua origem deve estar ligada a existência de greisen milonitizado.

A freqüência de feldspatos foi verificada na quase totalidade das amostras de arenito, o que sugere longo espaço de tempo em que as formações epizonais a mesozonais dos metamorfitos Proterozóicos foram submetidas a erosão antes de se iniciar a sedimentação continental do Arenito **UATUMÃ**. O aludido ciclo erosivo deveria ter sido iniciado no acaso do Proterozóico o que sugere uma extensão da **glaciação LAVRAS** até a região em apreço. Subsistiram ilhas dispersas em metamorfitos Proterozóicos, de meso e cata-zona, encravada no craton granito-gnáissico. A custa dessas rochas, com intercalação de produtos de pneumatólise ricos em cassiterita (resultante da granitização Penoqueana de 750 M.A. e de vulcanismo pós-Itacolomi, isto é, pré-série **LAVRAS** ou **UATUMÃ**), foi formado o **Arenito UATUMÃ** das regiões assinaladas no mapa geológico de 1960 e se estende até Mato Grosso com a denominação de **Arenito Parecis**.

O material de erosão **Pré-UATUMÃ** deve ter contribuído para formação dos sedimentos andinos da Bolívia.

A província estanífera precedentemente referida deve ser remanescente de formações metalogenéticas Meso-Proterozóicas, possivelmente ligadas a mineralização cuprífera, mais tarde remobilizada durante as fases Caledoniana e Andina. Conforme afirmamos em 3.1 a mineralização estanífera ocorreu no território brasileiro no decorrer do Diastrofismo Penoqueano que foi a fase orogênica e de metamorfismo regional Pré-Lavras (750 M.A.).

Sintomas de penumatólise desta fase encontram-se no contorno meridional e ocidental do Arqui-Brasil. (Vide mapa).

As amostras de greisen e granitos estaníferas mostram distribuição ampla de Cassiterita e esclarecem a presença deste mineral no arenito UATUMÃ. O fato de se ter identificado assiterita em granito microclínico e biotítico mostra que o geoquimismo do estanho em formações de idade Proterozóica originou-se pela remobilização do metal existente em antiga província metalo-genética de provável idade Neo-Arquezóica. Além disto, a remobilização teria se originado por uma invulgar acumulação de flúor em hiperfusíveis de origem profunda quando foi desencadeada atividade magmática sin-orogênica. Isto se infere da presença de topázio, não só no arenito UATUMA como em greisen, assim como a frequência de moscovita.

Ocorrências de Greissen e granito, entre os Rios Preto e Jamari foram assinalados por M. M. Guimaraes, Greisen rico em cassiterita milimétrica e decimilimétrica, o quartzo é inequigranular a alguns grãos indicam biotite, pela maior parte muscovitizada. Além disto, a biotita está, frequentemente, intercrescida com muscovita, mas suas palhetas foram deformadas ou esgarçadas antes da muscovitização. A metassomatose silicosa teria se prolongado além da fase de muscovitização, pois que o quartzo substituiu as duas micas, pelo menos, parcialmente. Isto se constata pelo comportamento das inclusões e, em alguns casos, a mica substituída teria sido a biotita em vista das inclusões terrosas ou remanescentes de micro-lamelas desta mica. A cassiterita tem cores variadas ou é zonada e quanto mais forte a tonalidade, tendendo para pardo-avermelhada, mais pleocróica se torna. Minúsculos grãos de cassiterita encontram-se inclusos no quartzo, o que seria de esperar em face da observação de substituição da muscovita pelo quartzo. Este mineral, não raramente apresenta-se em forma alongada e com discreta extinção ondulante. Como grande parte do quartzo não exhibe perceptível extinção ondulante, é provável que existam duas gerações deste mineral. Outra amostra de greisen foi encontrada na bacia do Madeirinha, mas neste caso o quartzo ocorre em porfiroblastos com massa microgranular do mesmo mineral cuja textura é em mosaico. Os porfiroblastos estão estirados, com extinção fortemente ondulante; as micas (biotita e muscovita) foram sericitizadas e o topázio ocorre em restos microgranulares cimentados por massa micro-lamelar de mica incolor e de baixa birrefringência. A cassiterita está dispersa em xenoblastos relativamente frequentes. É evidente que se trata de um greisen tectônico e o efeito dinâ-

mico teria sido produzido durante a fase de diastrofismo Tacônica-Caledoniana, 450 M.A..

Entre o Rio Madeirinha e o Machadinho há afloramento de granito estanífero, de granulação média, inequigranular, com cristais milimétricos de microclina. Este feldspato é pertítico e micropertítico, incluindo micro-grãos de quartzo e micro-palhetas de sericita. O quartzo exhibe forte extinção ondulante e entre os maiores grãos, de forma irregular, ocorre massa micro-granular do mesmo mineral com textura em mosaico e raras palhetas de muscovita intergranular. A biotita varia de cor e pleocroísmo, tendo algumas palhetas pardo-avermelhadas em aglomerados intergranulares, envolvendo micro-cristais de apatita e cassiterita.

Outra amostra de granito da mesma região, contém cassiterita e apresenta muscovitalização da microclina.

V — RESERVAS E POSSIBILIDADES DE EXPORTAÇÃO

5.1 — O Estanho é praticamente encontrado em todo o território nacional, temos conhecimento de jazidas que estão sendo exploradas desde longa data. São conhecidas jazidas de cassiterita nos Estados do Rio Grande do Sul, São Paulo, Minas Gerais, Goiás, Bahia, Pernambuco, Piauí, Ceará, Amazonas, Pará, Territórios de Roraima, Rondônia e Amapá.

Apesar de ser conhecida de longa data a existência de cassiterita no país, as pesquisas ainda estão em fase embrionária e as suas reservas reais ainda não foram cubadas. Contudo, temos grandes possibilidades para possuir reservas consideráveis, uma vez que são propícias as condições geológicas, tectônicas e estruturais.

Firmando nossas afirmações faremos os seguintes raciocínios:

Em 1956 o país produziu 298 t. de cassiterita; em 1957 passou a 498 t.; em 1958 a 693 t.; em 1959 a 621 t.. Houve portanto, um substancial aumento na produção e isto devido à descoberta de cassiterita em Ipamerí na Fazenda Encruzilhada. Em 1960 a produção subiu brusca-mente para 2.635 t., ultrapassando a produção do ano anterior em cerca de 2.014 t., aumentando, portanto em 324%. Tão substancial aumento de produção representa com a descoberta da cassiterita nos T. do Amapá, Roraima, Amazonas e Rondônia, a produção passou de 298 t. (1956) para 5.421 t. em (1970), caindo no ano seguinte (1971) para 3.453 t., em virtude da suspensão da garimpagem no T. de Rondônia. Em 1972 a produção alcançou 3.792 t. com tendência a subir, uma vez seja normalizada a mineração com a implantação, por companhias mineradoras, de processos racionais de extração nas jazidas do T. de Rondônia.

5.2 — De acordo com os raciocínios expostos no início de nosso trabalho, a imensa faixa mineralizada de cassiterita correspondendo ao eixo principal Sul Penoqueano, com extensão de mais de 3.000 Km. teve com a descoberta de cassiterita numa extremidade Ipameri, um razoável aumento na produção. A descoberta de cassiterita na outra extremidade da faixa é uma das responsáveis pelo aumento vertical citado.

Perguntamos agora: Qual será a nossa produção no dia em que a citada faixa estiver suficientemente conhecida e pesquisada?

Evidentemente, se o governo e moradores trabalharem com o objetivo de liberar o País da importância e torná-lo um exportador de estanho, acreditamos que não tardará muito a resposta. Alinharemos-nos com os maiores produtores de estanho do mundo.

VI — CONCLUSÕES

6.1 — De acordo com tudo que foi anteriormente exposto e com a aplicação dos princípios estabelecidos em nossos trabalhos: “Proterozóico no Brasil e sua Evolução Geológica (1961)” e “Jazidas de Estanho no Brasil, Gênese, Reservas, — Importação e Situação Mundial (1962)”, levou-nos a conceber a existência de um batólito granítico no T. de Rondônia, carecendo ainda de prova real. As análises em arenitos (amostras MP-1-2-3-4-5-) revelou a presença de cassiterita como material detrítico (Morro do Magalhães Pinto, no alto Rio Ouro Preto) e vulcanitos básicos e ácidos (Igarapés Amarelo — Braço direito do Amarelo e Repartimento, afluentes da margem direita do Rio do Ouro Preto) e além disso, rochas típicas de bordejamento de batólitos foram encontradas, corroborando com nossas previsões.

MUITO OBRIGADO

BIBLIOGRAFIA

- (01) Costa, H.F. — O Proterozóico no Brasil e sua evolução geológica — *Min. Met.* Vol. XXXIII — N.º 1967 — 1961.
- (02) Costa, H.F. — Jazidas de estanho no Brasil — *Min. Met.* 36 (215) 249 — 259 — Rio de Janeiro — 1962.
- (03) Costa, H.F. — Continente Gondwana — Aglutinação, colapso e conseqüências geológicas. — XXV Congresso Brasileiro de Geologia — B.E. n.º 1 — São Paulo — Set. 1971.
- (04) Guimarães, D. — Considerações sobre a origem dos depósitos de cassiterita do Território de Rondônia. — *Avulso 98 — D.F.P.M.* — Rio de Janeiro — 1969.

- (05) Guimarães, D. e Dutra, C.V. — Contribuição à petrografia e geoquímica da Jazida Estanífera de Ipameri — Goiás. — Avulso n.º 86 — D.F.P.M. — Rio de Janeiro — 1964.
- (06) Guimarães, D. — Arenito Parecis e sua posição cronogeológica. — Divulgação n.º 4 — D.F.P.M. — Belo Horizonte — 1970.
- (07) Guimarães, D. — Estudo etrográfico de algumas rochas do Território de Rondônia — Trabalho inédito — 1970.
- (08) Medeiros, N. — Projeto Perfis Analtícos — Monografia Estanho — D.N.P.M. — D.E.R. — 1973.
- (09) M.M.E. — I.º Anuário Mineral Brasileiro — Ministério das Minas e Energia — 1972.
- (10) Vianna-I — Estudo etrográfico de algumas rochas do Território de Rondônia — Trabalho inédito — 1969.

Sessão — dia 02/08/77

**“UMA APLICAÇÃO DE VARIOGRAMAS NA
PROSPECÇÃO GEOQUÍMICA EM SOLOS”**

Geol. SAUL B. SUSLICK
Eng^o WAGNER S. CARVALHO
Geol. JOSÉ R. SIRACUZA — IPT/SP

I — INTRODUÇÃO

O presente trabalho tem por objetivo introduzir o conceito das variáveis regionalizadas como uma técnica estatística auxiliar na interpretação dos dados geoquímicos. Este tipo de análise estatística foi desenvolvido por Matheron (1965) e seu grupo de trabalho ligado ao Centro de Morfologia Matemática de Fontainebleau (França).

As variáveis relacionadas às ciências da terra, distribuídas no espaço (bidimensional no caso da prospecção geoquímica) apresentando uma certa estrutura, recebem a denominação de variável regionalizada (V.R.). Por sua vez, estas variáveis exibem um aspecto contraditório duplo. Se por um lado ela é aleatória de ponto para ponto, esta pode entretanto, seguir um padrão estrutural que se reflete nas ligações existentes entre os pontos do espaço onde o fenômeno mineralizado ocorreu.

As V.R. não podem ser tratadas segundo a estatística clássica, uma vez que esta última impõe a condição de que as provas possam ser indefinidamente repetidas, e que sejam independentes, ou seja, o resultado de um dado não pode ser influenciado pela dos que precederam.

As V.R., Matheron (1971), deste modo, apresentam algumas características qualitativas:

I-1 — Localização

A V.R. está definida segundo uma região do espaço, a qual se denomina **campo geométrico**, que pode, por exemplo, ser uma formação geológica. O domínio onde a V.R. é medida designa-se por suporte.

Instituto de Pesquisas Tecnológicas
do Estado de São Paulo S/A
Divisão de Minas e Geologia Aplicada
Agrupamento de Minas (AGRM)

I-2 — Continuidade

É a variação espacial da V.R. Existe uma continuidade em detrimento das flutuações de ponto para ponto definido por:

$$\lim_{x \rightarrow x_0} E [Y(x) - Y(x_0)] = 0$$

A taxa de variação deste limite permite caracterizar a continuidade dos elementos químicos. O **efeito de pepita** é definido nos casos em que tal continuidade não se verifica ($C_0 \neq 0$).

I-3 — Anisotropia

Pode haver casos em que a continuidade em determinada direção não se coaduna com a de outra direção pesquisada, caracterizando assim uma provável anisotropia.

II — VARIOGRAMA

O variograma se constitui no instrumento básico da Geoestatística, a partir do qual são efetuadas as estimações. Sua aplicação tem demonstrado ser o mesmo um poderoso revelador de estruturas.

Para a utilização dos variogramas, normalmente se faz necessária a elaboração de hipóteses suplementares, uma vez que o conjunto de dados experimentais constitui uma única realização da função aleatória, cuja a lei de distribuição de probabilidades é desconhecida "a priori".

A hipótese mais comum é a chamada "hipótese intrínseca", segundo a qual, para os acréscimos da V.R., considera-se a existência de uma esperança e variância independentes do ponto de apoio, o que significa que as correlações entre os diferentes pontos são análogas para todo o espaço mineralizado.

A hipótese intrínseca apresenta as seguintes expressões:

$$E [Y(x+h) - Y(x)] = m(h)$$

$$E \{ [Y(x+h) - Y(x)]^2 \} = 2\gamma(h)$$

onde:

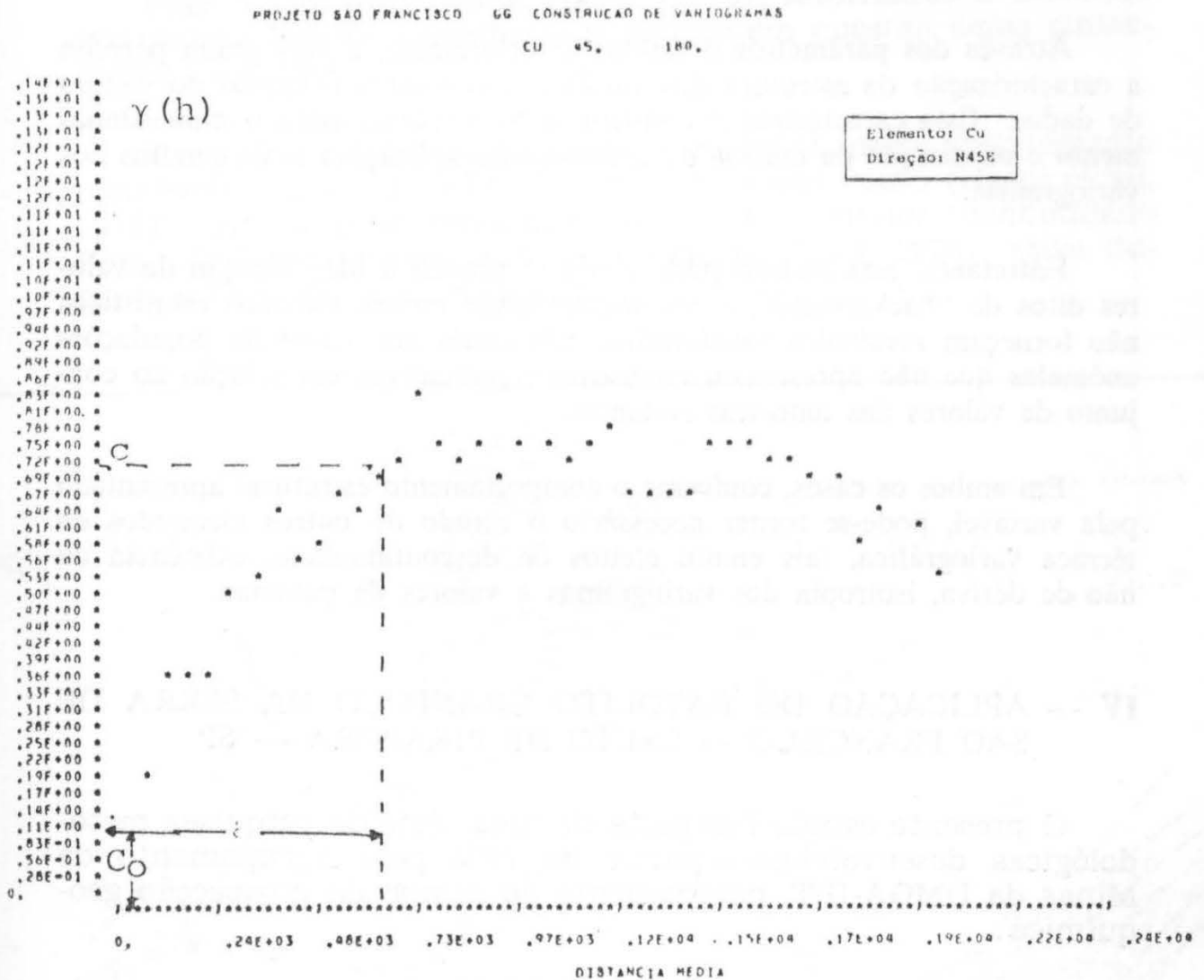
$Y(x)$ = variável regionalizada;

x = coordenada no espaço, no caso específico da prospecção geoquímica restrita a duas dimensões;

$\gamma(h)$ = variograma

Numa dada mineralização em que é válida a hipótese intrínseca, existe uma certa "amplitude" na qual as amostras, a partir de uma determinada distância, tornam-se independentes. Este fenômeno, designado *Fenômeno de Transição*, caracteriza as va-

riações bruscas verificadas de unidade para unidade. Entretanto, a continuidade no interior de cada unidade não se apresenta comprometida pelo eventual aparecimento de estruturas particulares de menor porte no interior do campo geométrico da variável estudada. No caso do fenômeno de transição, o variograma apresenta-se comumente com o seguinte aspecto (Figura 1):



onde:

- a = amplitude ("portée") do fenômeno de transição-distância a partir da qual as amostras se tornam independentes, constituindo uma abordagem quantitativa do conceito intuitivo de zona de influência;
- c = variância "a priori" da V.R. (patamar), reflete a "dispersão" dos valores ligados ao fenômeno mineralizado, para distâncias superiores à amplitude;

C_0 = efeito de pepita, é a ordenada na origem do variograma e resulta na sobreposição de microestruturas e erros de amostragem.

III — POSSÍVEIS APLICAÇÕES DOS VARIOGRAMAS EM PROSPECÇÃO GEOQUÍMICA

Através dos parâmetros definidos anteriormente, a variografia permite a caracterização da estrutura das variáveis em toda a extensão do campo de dados. Esta caracterização constitui a base teórica para o **dimensionamento** e **otimização** de malhas de amostragem, aplicações mais comuns dos variogramas.

Entretanto, esta técnica pode ainda se prestar à identificação de valores ditos de "background", e situações onde outros métodos estatísticos não forneçam resultados satisfatórios, tais como nos casos de populações anômalas que não apresentam contrastes significativos em relação ao conjunto de valores das amostras restantes.

Em ambos os casos, conforme o comportamento estrutural apresentado pela variável, pode-se tornar necessário o estudo de outros elementos da técnica variográfica, tais como: efeitos de descontinuidade, existência ou não de deriva, isotropia dos variogramas e valores de patamar.

IV — APLICAÇÃO DO BATOLITO GRANÍTICO DA SERRA DE SÃO FRANCISCO — SALTO DE PIRAPORA — SP

O presente estudo faz parte de uma série de pesquisas metodológicas desenvolvidas a partir de 1973 pelo Agrupamento de Minas da DMGA-IPT, notadamente no campo da prospecção geoquímica.

Os resultados de análises geoquímicas aqui utilizadas, constituem parte dos dados obtidos em um projeto piloto de prospecção geoquímica táctica, executado em uma área teste, situada ao sul da cidade de Sorocaba.

A área em questão encontra-se recortada no sentido E-W pelo batólito granítico da Serra de São Francisco, disposto segundo a orientação geral das encaixantes. Obedecendo a um esquema de compartimentação tectônica proposto por Hasui (1973), a área se situaria dentro do bloco São Roque, individualizado através de importantes zonas de falhamentos transcorrentes, constituído por metamorfitos (metapelitos, metapsamitos, metabasitos, rochas

calcárias e calco-silicatadas) e rochas granitóides, todo o conjunto pertencendo ao Grupo São Roque.

A classificação tectônica deste maciço é extremamente controversa, Hasui et al (1969) consideraram-no tardi-tectônico, enquanto outros autores qualificam-no como sintectônico.

Face a esta dificuldade, Hasui (1973), retornando à definição original de Eskola, considerou o maciço em questão como sintectônico parautoctone.

Tanto a geologia local, como a regional, estão intimamente relacionadas à Zona de Transcorrência de São Paulo (Hasui et al, 1975), integrante de um conjunto tectônico maior, denominado Faixa de Dobramentos Sudeste (Almeida et al, 1976), ativa durante o Ciclo Brasileiro (Figura 2).

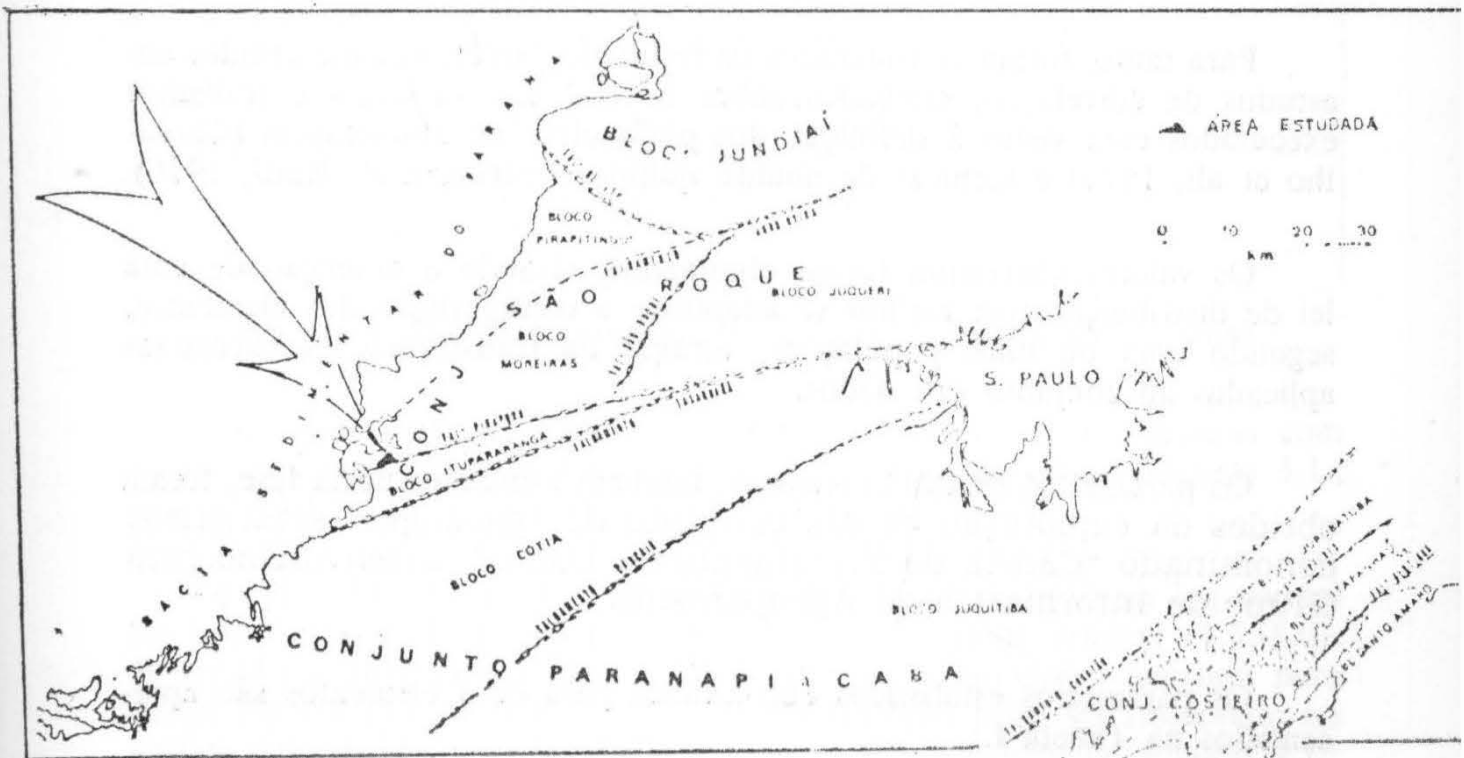


FIGURA 2 - Localização da área e sua integração na geologia regional, compilado de Hasui et al, 1976.

Ainda segundo Hasui (1973), o maciço foi seccionado em sua borda meridional pelo falhamento de Pirapora, sob a ação de esforços compressivos principais com direção E-W. A separação dos blocos adjacentes se fez por zonas cataclásticas ao longo de faixas extensas, chegando a atingir, em alguns locais, larguras quilométricas.

Trabalhos anteriores (Knecht, 1945; Saldanha e Franco, 1946), resultaram na localização e reconhecimento de ocorrências de cassiterita, wolframita e sulfetos de Pb, Zn e Cu na extremidade oeste do mesmo maciço, possivelmente relacionadas à áreas graisenficadas do granito.

Com base nestas informações, e em resultados obtidos a partir de uma campanha geoquímica semi-regional em toda a área abrangida pelo maciço, foi selecionada uma área de aproximadamente 8 km², na sua porção oeste (Figura 2).

Para a elaboração deste trabalho selecionou-se aleatoriamente 199 amostras de solo em um total de 1.290 coletadas em malha regular com espaçamento fixo de 50 m.

Tendo em vista o limite operacional imposto pela técnica variográfica, reduziu-se o número de variáveis, com a seleção de apenas 3 elementos (Pb, Zn e Cu) entre os 14 previamente analisados.

Para tanto, foram considerados os resultados anteriormente obtidos em estudos de correlação, efetuados sobre o total das variáveis e trabalhos executados com vistas à definição dos parâmetros de amostragem (Carvalho et al., 1976) e técnicas de análise química instrumental (Ratti, 1976).

Os valores aberrantes foram eliminados, visando a obtenção de uma lei de distribuição que melhor se adaptasse à configuração dos elementos, segundo uma ou mais populações, através de transformações sucessivas aplicadas ao conjunto dos dados.

Os parâmetros estatísticos usuais, também estudados nesta fase, foram obtidos da exploração de um conjunto de "packages" estatísticos denominado "Cadeia de Tratamento de Dados", desenvolvido pelo Grupo de Informática do Agrupamento.

Os parâmetros estatísticos encontrados para os 3 elementos são apresentados na Tabela I.

	μ	σ	A	C_v	R
Cu	17,0	13,3	70	78,3	5,3
Pb	52,7	44,0	195	83,5	4,4
Zn	38,6	30,8	192	79,7	6,2

onde:

- μ = média
- σ = desvio padrão
- A = amplitude
- C_v = coeficiente de variação
- R = amplitude/desvio padrão

As observações geológicas efetuadas na área piloto, confirmando informações de estudos anteriores, sugeriram a existência de um condicionamento tectônico para as mineralizações. A partir de uma regionalização estatística dos dados proposta por Hasui (1975), selecionou-se as seguintes direções preferenciais (Tabela II) por meio das quais construiu-se os variogramas visando a aplicabilidade na detecção de possíveis anisotropias e na definição de uma malha ótima.

N-S	sistemas de iraturamento
N65E	vert. oblíquo à xistosidade
N38W	sistema transversal à xistosidade (juntas)
N60E	atitude dominante da xistosidade
E-W	direção geral do batólito
N45E	direção adicional proposta

TABELA II — Direções propostas para elaboração dos variogramas.

Para cada variável foram calculadas os respectivos histogramas com suas frequências relativas acumuladas por intervalo de classe (Figuras 3.1.; 3.2. e 3.3.).

As distribuições do Cu, Pb e Zu exibiram uma tendência log-normal no teste do Chi-Quadrado para dois valores mínimos críticos (1.5.-5.0). Resultado análogo foi fornecido pelo teste de Kolmogorov-Smirnov para dados logaritimados, onde o ajuste da distribuição pode ser observado no gráfico das frequências acumulativas teóricas versus calculada (Figuras 4.1.; 4.2. e 4.3.) com uma aproximação polinomial para uma curva log-normal com erro médio de 10⁻⁶%.

V — ANÁLISE VARIOGRÁFICA

Após o conhecimento em detalhe do suporte das variáveis medidas, processou-se o estudo dos variogramas propriamente ditos, segundo as direções indicadas.

Figura 3.1.

HISTOGRAMA 3 * 24

VALORES	0	20	40	60	80	100	120	140	160	180	200
CLASSES	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
N.OBSERV.	51	77	32	14	7	3	3	2	0	2	
FRECUENCIA	26,7	40,3	16,8	7,3	3,7	1,6	1,6	1,0	0,0	1,0	
XACUMULADA	26,7	67,0	83,8	91,1	94,8	96,3	97,9	99,0	99,0	100,0	

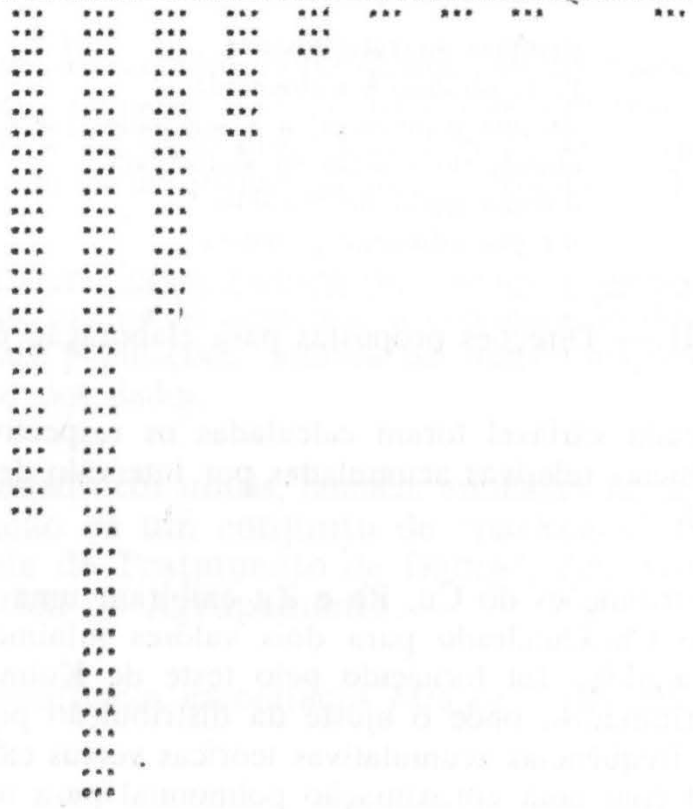


Figura 3.2.

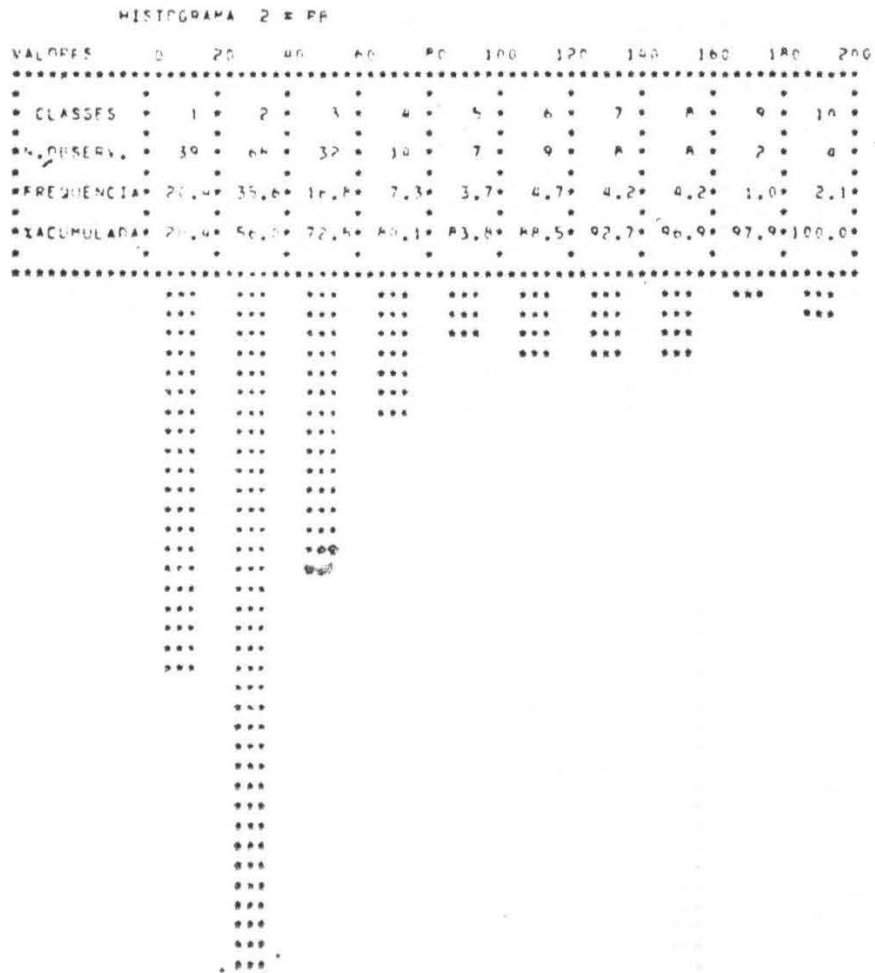
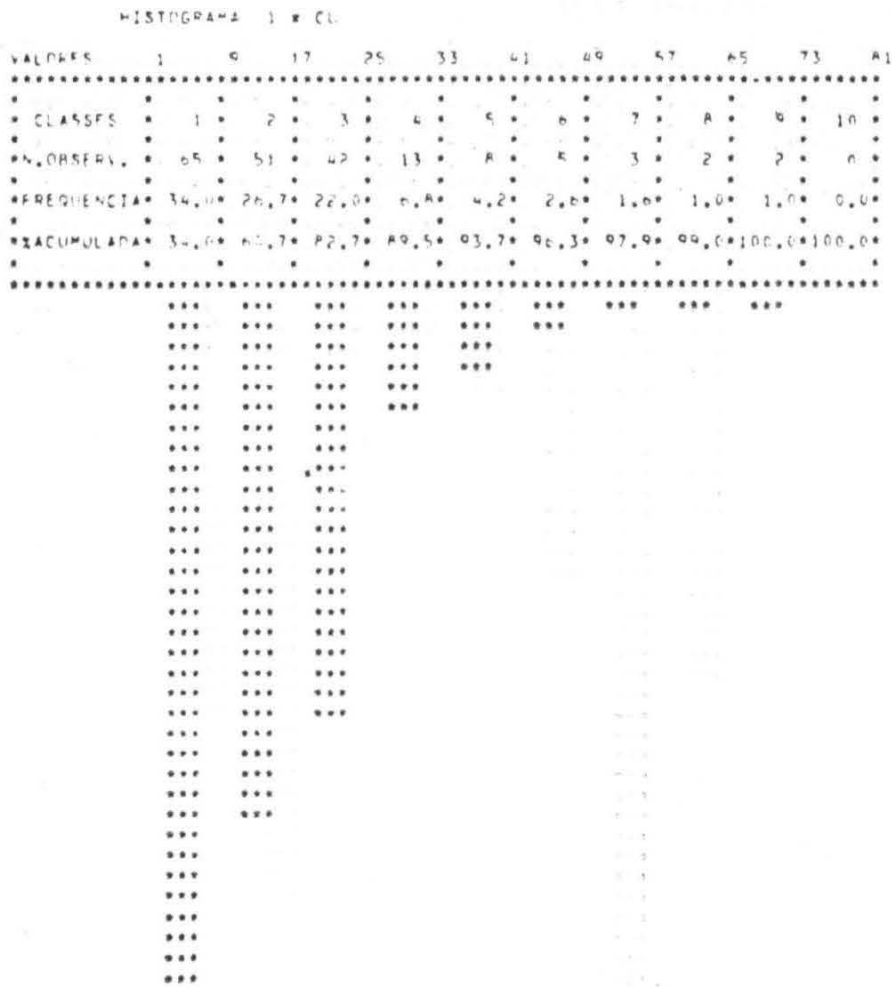


Figura 3.3.



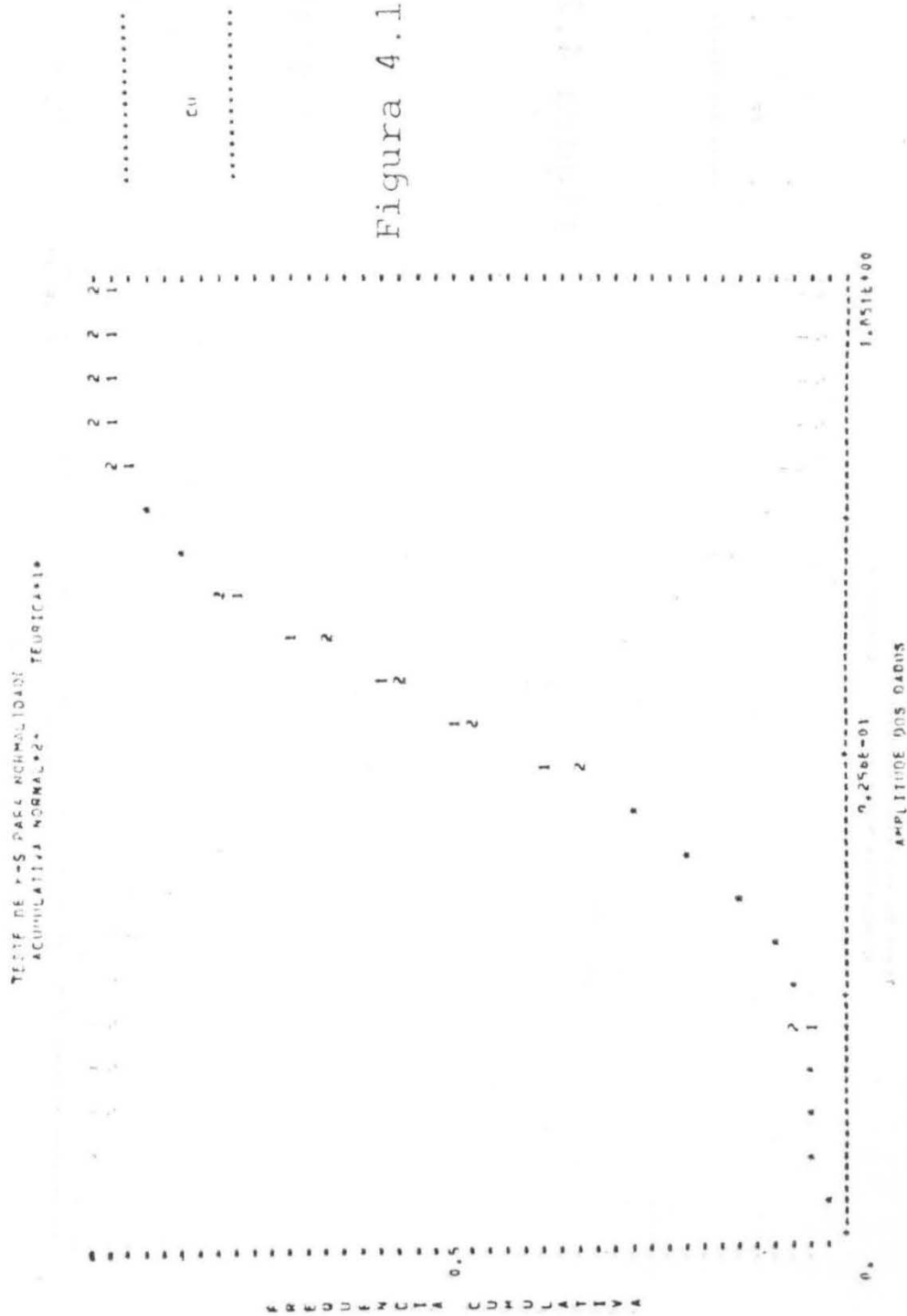


Figura 4.1.

TESTE DE M-S PARA NORMALIDADE
ACUMULATIVA NORMAL*2* TECNICA*1*

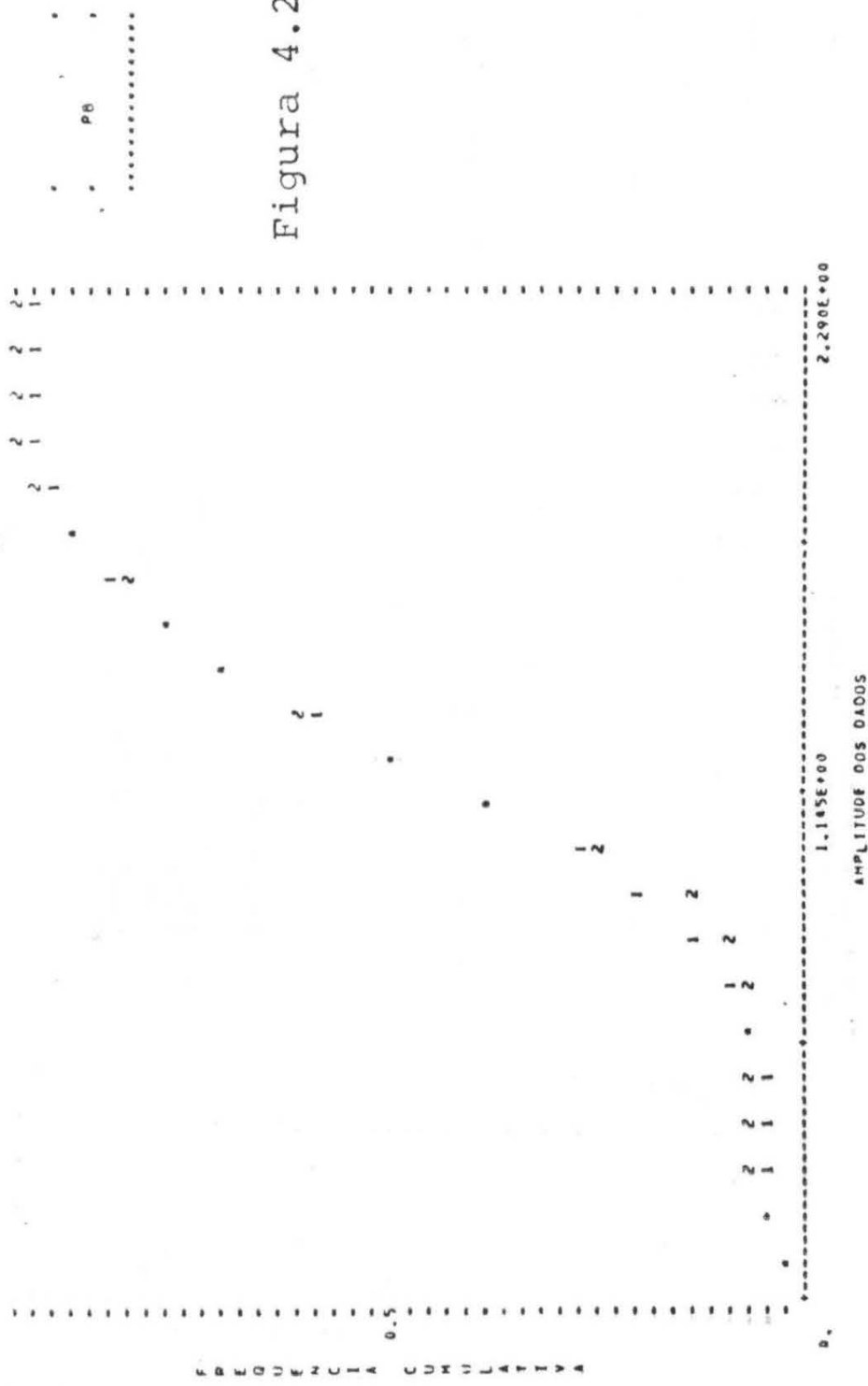


Figura 4.2.

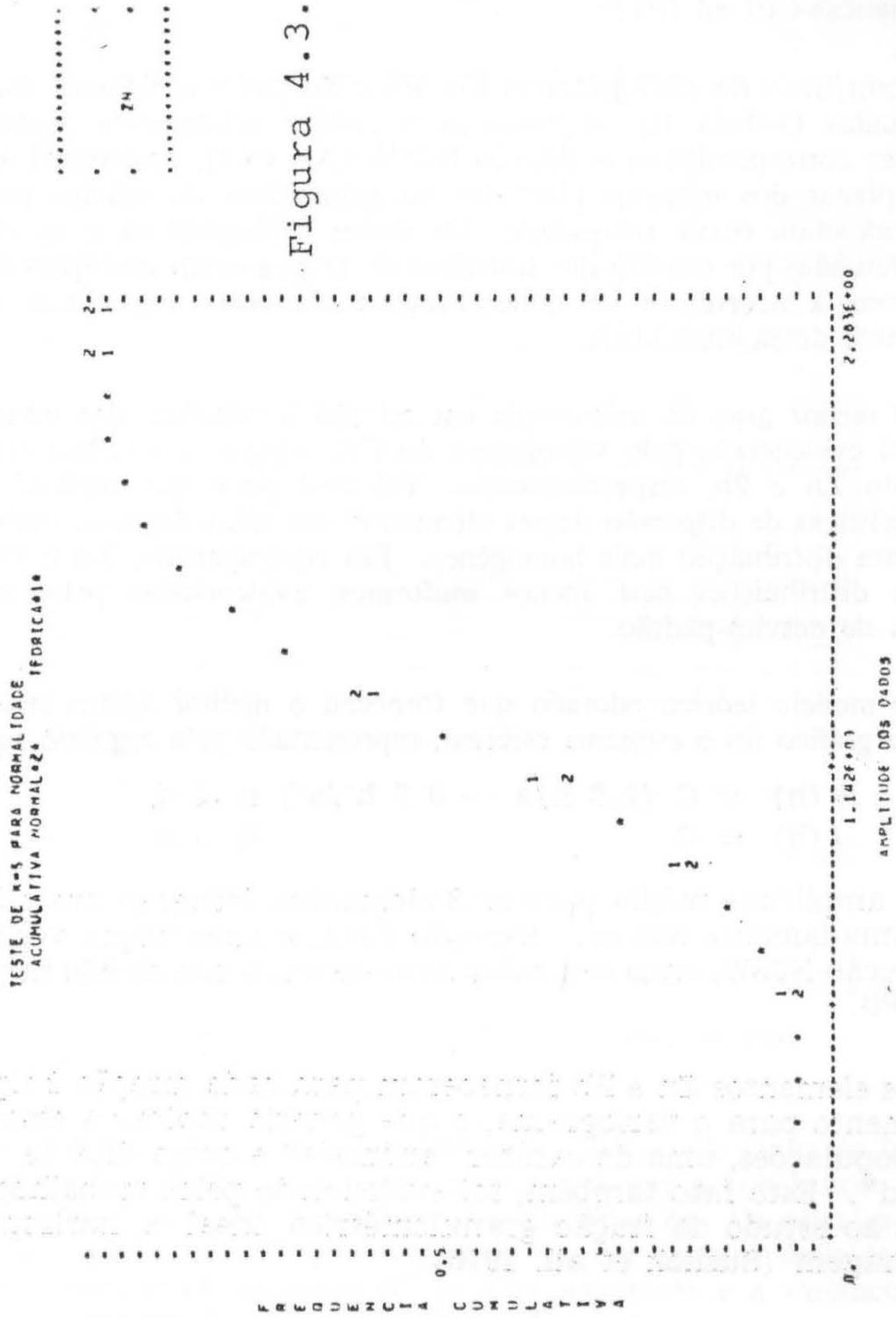


Figura 4.3.

Para a confecção dos variogramas utilizou-se do programa "VARIO" desenvolvido e adaptado pelo grupo de Informática do AGRM a partir de rotinas propostas por David (1975). Os cálculos automáticos foram feitos no computador B-6700/7700 do Centro de Computação Eletrônica da USP e as rotinas complementares, processadas no Centro de Pesquisas Informáticas-CPI no IPT.

No conjunto de variogramas Cu, Pb e Zn para as 6 (seis) direções pesquisadas (Tabela II), observou-se o cartáer nitidamente anisotrópico daqueles correspondentes à direção N38W (Anexo I), transversal à orientação planar dos minerais placóides ou prismáticos do maciço granítico, aqui entendida como xistosidade. Os dados bibliográficos e as observações efetuadas por ocasião dos trabalhos de mapeamento geológico da área, indicaram a ocorrência de mineralizações alinhadas segundo a direção dominante dessa xistosidade.

O menor grau de anisotropia em relação à estrutura das mineralizações foi evidenciado pelo variograma do Cu, seguido em ordem crescente pelos do Zn e Pb, respectivamente. Tal fato pode ser explicado pelas características de dispersão desses elementos nos solos da área, onde o Cu apresenta distribuição mais homogênea. Em contrapartida, Zn e Pb apresentam distribuições bem menos uniformes, evidenciadas pelos maiores valores de desvios-padrão.

O modelo teórico adotado que forneceu o melhor ajuste através do método gráfico foi o esquema esférico, representado pela seguinte equação:

$$\begin{aligned} \gamma(h) &= C (1.5 h/a - 0.5 h^3/a^3) & h \leq a \\ \gamma(h) &= C & h > a \end{aligned}$$

A amplitude média para os 3 elementos forneceu um valor de aproximadamente 650 m. Exceção feita, à anisotropia verificada na direção N38W, onde seu valor situa-se em torno de 600 m para o Zn e Pb.

Os elementos Zn e Pb forneceram para cada direção 2 tipos de andamento para o variograma, o que poderia indicar a existência de 2 populações, uma de caráter "anômala" e outra dita de "background". Este fato também, foi evidenciado pelos trabalhos referentes ao estudo da fração granulométrica ideal e horizonte de amostragem (Suslick et al., 1976).

O estudo variográfico pode ser orientado no sentido de determinar a precisão que poderia ser obtida a partir do número de amostras coletadas. Esse cálculo é feito segundo a equação abaixo proposta por David (1975), em função de um valor médio, para n amostras dependentes em um conjunto S.

$$\frac{2}{N} = (2/NS) \sum_i \int_s \gamma(x_i - x) dx - (1/S^2) \int_s dx \int_s \gamma(x - y) dy - (1/N^2) \sum_i \sum_j (x_i - x_j)$$

Estes valores podem ser aproximadamente calculados através de ábacos propostos por Matheron (1971), para qualquer tipo de malha de amostragem conforme mostra a Figura 5.

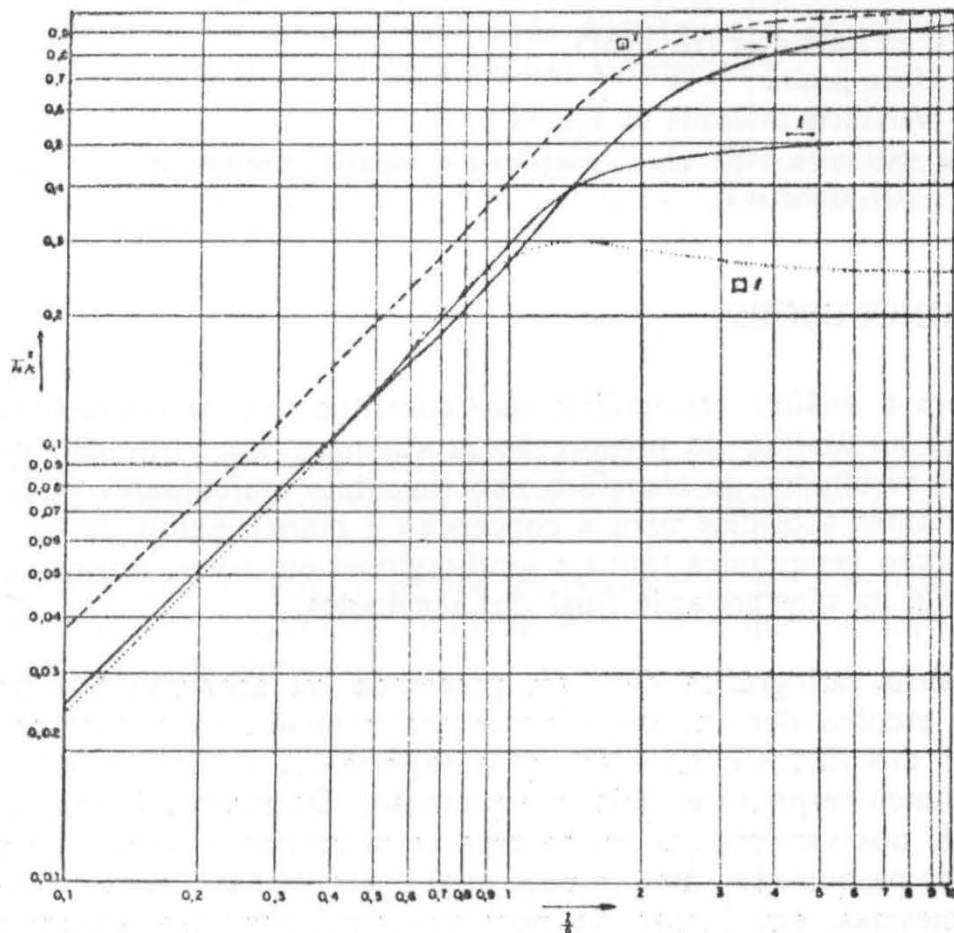


Fig - 5 VARIÂNCIAS DE EXTENSÃO DIVERSAS - ESQUEMA ESFÉRICO DE MATHERON

A partir do valor médio estimado para a amplitude (zona de influência), pode-se determinar a precisão relativa com que a composição média do batólito é conhecida para os elementos Cu, Pb e Zn. Os cálculos foram efetuados a partir de 191 amostras, com os variogramas definidos pelo efeito de pepita (C_0), variância ($C + C_0$), amplitude e a variância estimada F_E^2 a partir do ábaco da Figura 5.

Com estes dados reunidos pode-se determinar facilmente a variância total da área dada por $F_E^2 = C_0 + F_E^2 / 191$. O cálculo aproximado deste procedimento é mostrado na Tabela III.

TABELA III

	$C_o + C$	C	C_o	F_e^2/C	F_e^2	$F_e^2 + C_o$	F_e^2	$2 F_E$
Cu	0.68	0.68	0.07	0.03	0.0021	0.6821	0.005	0.12
Pb	0.92	0.82	0.10	0.03	0.003	0.823	0.004	0.13
Zn	0.66	0.55	0.11	0.03	0.0033	0.6633	0.0034	0.11

onde:

$C_o + C$ = variância (patamar)

C_o = efeito pepita

F_e^2 = variância estimada da Figura 5

F_E^2 = variância estimada a partir da composição média do maciço para as 191 amostras.

VI — CONCLUSÕES

— Embora a análise variográfica não constitua técnica operacionalmente consagrada no âmbito da prospecção geoquímica, sua utilização no tratamento dos resultados de trabalhos experimentais preliminares pode fornecer importantes subsídios para a concepção e planejamento de campanhas de prospecção geoquímica tática e semi-regional em solos, assim como, em menor grau, na interpretação final dos resultados.

— A análise variográfica deve ser precedida ou acompanhada por uma adequada escolha das variáveis (elementos) pautada na análise estatística preliminar dos dados e orientada pela experiência e sensibilidade pessoal do geoquímico responsável pela interpretação. Da mesma forma, a operacionalidade dos variogramas impõe uma certa limitação quanto ao número de direções pesquisadas, motivo pelo qual é aconselhável uma seleção prévia das mesmas, em função de possíveis condicionantes estruturais das variáveis (elementos).

— Em alguns casos, o caráter isotrópico apresentado por variogramas de algumas variáveis (elementos) pode constituir simples indicador do elevado grau de dispersão supérgena (secundária) das mesmas, capaz de mascarar a existência de eventuais controles estruturais da mineralização, na área estudada. Nesses casos, uma melhor caracterização poderá ser tentada através do reprocessamento dos variogramas, a partir de resultados obtidos no tratamento das variáveis em questão, por técnicas estatísticas multivariantes.

— A variância apresenta uma maior tendência de crescimento com a distância para direções de variograma transversais às estruturas que controlam

as mineralizações. Tal fato pode ser explicado pela maior probabilidade de ocorrência de valores contrastantes, correspondentes a pontos de amostragem situados dentro e fora dos "halos" de dispersão secundária dos elementos metálicos em questão.

— O **valor de amplitude** encontrado deve ser considerado como simples base teórica auxiliar para um melhor dimensionamento da malha a ser adotada na coleta rotineira de amostras.

Cumpra-se observar que, na sua determinação, não são considerados os fatores relacionados com a viabilidade econômica e exequibilidade da malha de amostragem indicada pela análise variográfica.

— O estudo dos variogramas deve ser empreendido de forma comparativa, isto é, comparando entre si os variogramas obtidos nas várias direções consideradas, para cada elemento.

AGRADECIMENTOS

Os autores prestam seus melhores agradecimentos à Cimento Santa Rita S/A pelas facilidades de acesso a suas áreas de pesquisa e lavra.

Reconhecimento especial à equipe de laboratório do Agrupamento de Minas, em particular à Química Giuliana Ratti, pela imprescindível participação nos trabalhos analíticos.

VII —

BIBLIOGRAFIA

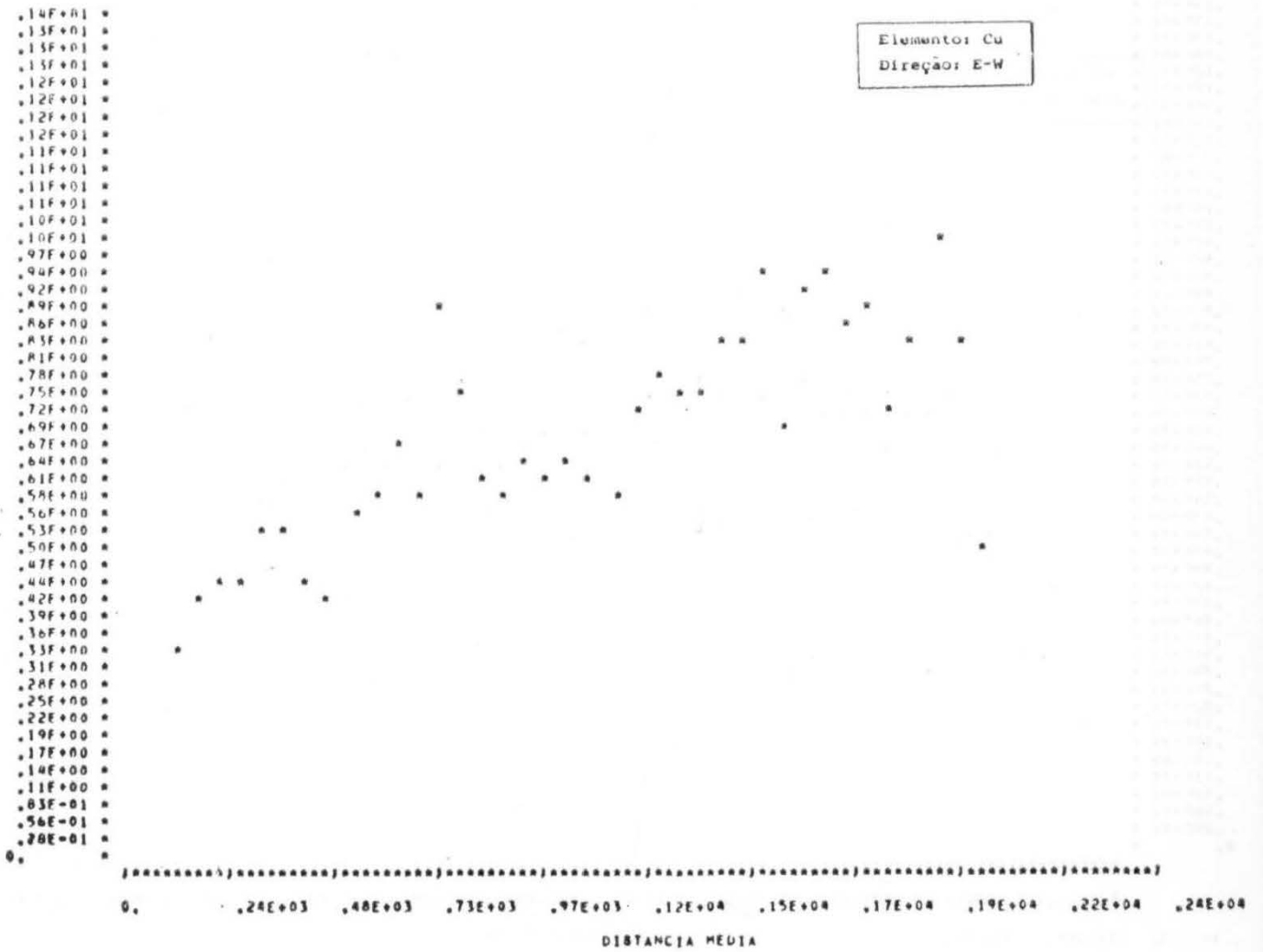
- ALMEIDA, F.F.M.; HASUI, Y.; NEVES, B.B.B. — The Upper Pre-Cambrian of South America. Boletim do IGUSP, vol. 7, p. 45-80, 1976.
- DAVID, M. — Geostatistical Ore Reserve Estimation. Montreal Ecole Polytechnique, 1975. (Rapport EP-75-R-52).
- HASUI, Y. — Tectônica da área das falhas de São Roque e Pilar do Sul. São Paulo, IGUSP, 1973 (Tese de Livre Docência).
- HASUI, Y.; CARNEIRO, C.D.R.; COIMBRA, A.M. — The Ribeira Folded Belt — Revista Brasileira de Geociências, vol. 5 n.º 4 — 1975.
- KNECHT, T. — As jazidas de wolframita e cassiterita da Serra de São Francisco, município de Sorocaba — SP — Brasil. In: CONGRESSO PANAMERICANO DE ENGENHARIA DE MINAS E GEOLOGIA, 2.º e MINERAIS METÁLICOS, 12.º, Petrópolis, 1946. *Anais...* Petrópolis, 1946 p. 113-139.

- MATHERON G. — The theory of regionalized variables and its applications. Centre de Morphologie Mathématique de Fontainebleau, 1971 (Les Cahiers du CMMF, n.º 5).
- MATHERON, G. Les variables régionalisées et leur estimation. Paris, Ed. Masson, 1965.
- PAIVA FILHO, A. & GALVÃO, C.A.C.F. — Levantamento geológico da área de interesse do Projeto Flúor. São Paulo, Instituto de Pesquisas Tecnológicas, 1976 (Relatório IPT n.º 9.029 — Relatório Interno).
- RATTI, G. — Eficiência de ataques químicos parciais. São Paulo, Instituto de Pesquisas Tecnológicas, 1976 (Relatório Interno do Agrupamento de Minas — DMGA).
- SALDANHA, R. & FRANCO, R.R. — Nota preliminar sobre a ocorrência de wolframita e cassiterita em Sorocaba. *Mineração e Metalurgia* 10 (57), 1946.
- SUSLICK, S.; CARVALHO, W.S. de; RATTI, G. — Seleção de horizontes de amostragem e fração granulométrica. São Paulo, Instituto de Pesquisas Tecnológicas, 1976 (Relatório Interno do Agrupamento de Minas — DMGA).
- SUSLICK, S.; CARVALHO, W.S. de; RATTI, G. — Influência de moagens em resultados de análises geoquímicas parciais. São Paulo, Instituto de Pesquisas Tecnológicas 1976 (Relatório Interno do Agrupamento de Minas — DMGA).

ANEXO I

PROJETO SAO FRANCISCO GG CONSTRUÇÃO DE VARIOGRAMAS
 CU 0. 45.

Elemento: Cu
 Direção: E-W

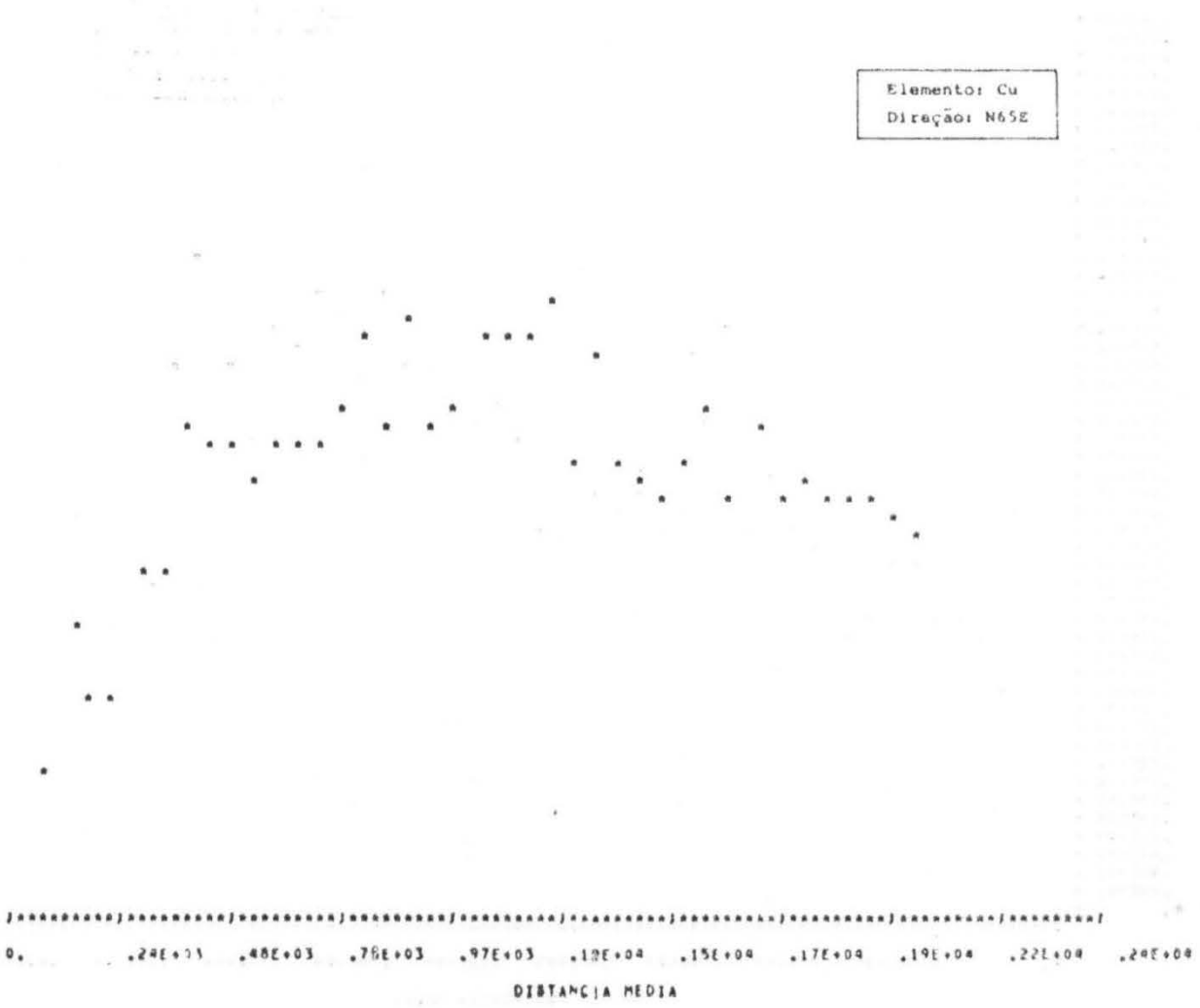


PROJETO SAO FRANCISCO GG CONSTRUCAO DE VARIOGRAMAS

CU 65, 45,

Elemento: Cu
Direção: N65E

- .14F+01 *
- .13F+01 *
- .13F+01 *
- .13F+01 *
- .12F+01 *
- .12F+01 *
- .12F+01 *
- .12F+01 *
- .11F+01 *
- .11F+01 *
- .10F+01 *
- .10F+01 *
- .97F+00 *
- .94F+00 *
- .92F+00 *
- .89F+00 *
- .82F+00 *
- .83F+00 *
- .81F+00 *
- .78F+00 *
- .75F+00 *
- .72F+00 *
- .69F+00 *
- .67F+00 *
- .64F+00 *
- .61F+00 *
- .58F+00 *
- .56F+00 *
- .53F+00 *
- .50F+00 *
- .47F+00 *
- .44F+00 *
- .42F+00 *
- .39F+00 *
- .36F+00 *
- .33F+00 *
- .31F+00 *
- .28E+00 *
- .25F+00 *
- .22E+00 *
- .19F+00 *
- .17F+00 *
- .14F+00 *
- .11F+00 *
- .83E-01 *
- .56E-01 *
- .28E-01 *

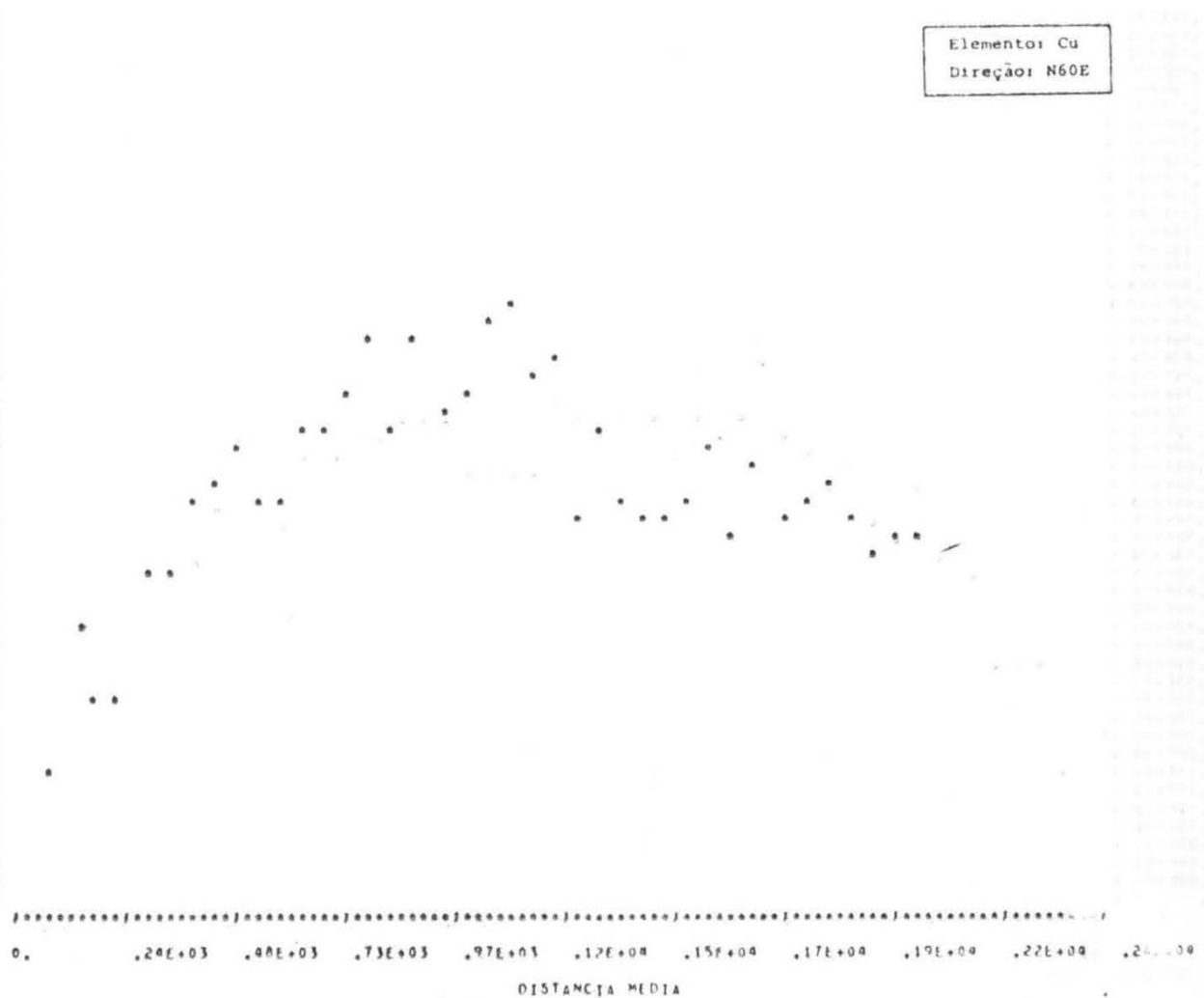


PROJETO 840 FRANCISCO GG CONSTRUÇÃO DE VARIÓGRAMAS

CU 60. 45.

Elemento: Cu
Direção: N60E

.14F+01 *
.13F+01 *
.13F+01 *
.13F+01 *
.12F+01 *
.12F+01 *
.12F+01 *
.11F+01 *
.11F+01 *
.11F+01 *
.11F+01 *
.10F+01 *
.10F+01 *
.09F+00 *
.09F+00 *
.02F+00 *
.04F+00 *
.06F+00 *
.03F+00 *
.01F+00 *
.78F+00 *
.75F+00 *
.72F+00 *
.49F+00 *
.47F+00 *
.64F+00 *
.61F+00 *
.58F+00 *
.56F+00 *
.53F+00 *
.50F+00 *
.07E+00 *
.04F+00 *
.02F+00 *
.39E+00 *
.36F+00 *
.33F+00 *
.31F+00 *
.28F+00 *
.25F+00 *
.22F+00 *
.19F+00 *
.17F+00 *
.14F+00 *
.11E+00 *
.03F-01 *
.56E-01 *
.28E-01 *
0.



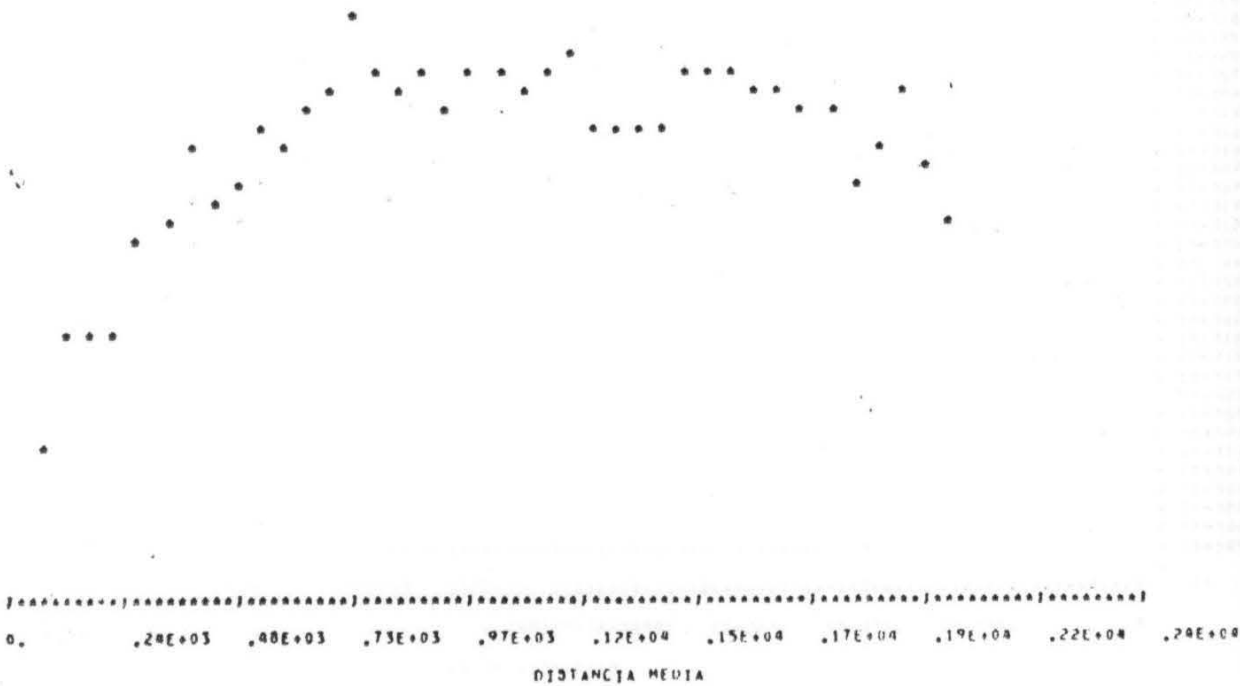
0. .24E+03 .48E+03 .73E+03 .97E+03 .12E+04 .15E+04 .17E+04 .19E+04 .22E+04 .24E+04
DISTANCIA MEDIA

PROJETO SAO FRANCISCO GG CONSTRUCAO DE VARIOGRAMAS

CU 4%, 180.

Elemento: Cu
Direção: N45E

- .14F+01 *
- .13F+01 *
- .13F+01 *
- .13F+01 *
- .12F+01 *
- .12F+01 *
- .12F+01 *
- .11F+01 *
- .11F+01 *
- .11F+01 *
- .10F+01 *
- .10F+01 *
- .97F+00 *
- .94F+00 *
- .92F+00 *
- .89F+00 *
- .86F+00 *
- .83F+00 *
- .81F+00 *
- .78F+00 *
- .75F+00 *
- .72F+00 *
- .69F+00 *
- .67F+00 *
- .64F+00 *
- .61F+00 *
- .58F+00 *
- .56F+00 *
- .53F+00 *
- .50F+00 *
- .47F+00 *
- .44F+00 *
- .42F+00 *
- .39F+00 *
- .36F+00 *
- .33F+00 *
- .31F+00 *
- .28F+00 *
- .25F+00 *
- .22F+00 *
- .19F+00 *
- .17F+00 *
- .14F+00 *
- .11F+00 *
- .83F-01 *
- .56F-01 *
- .28E-01 *
- 0.

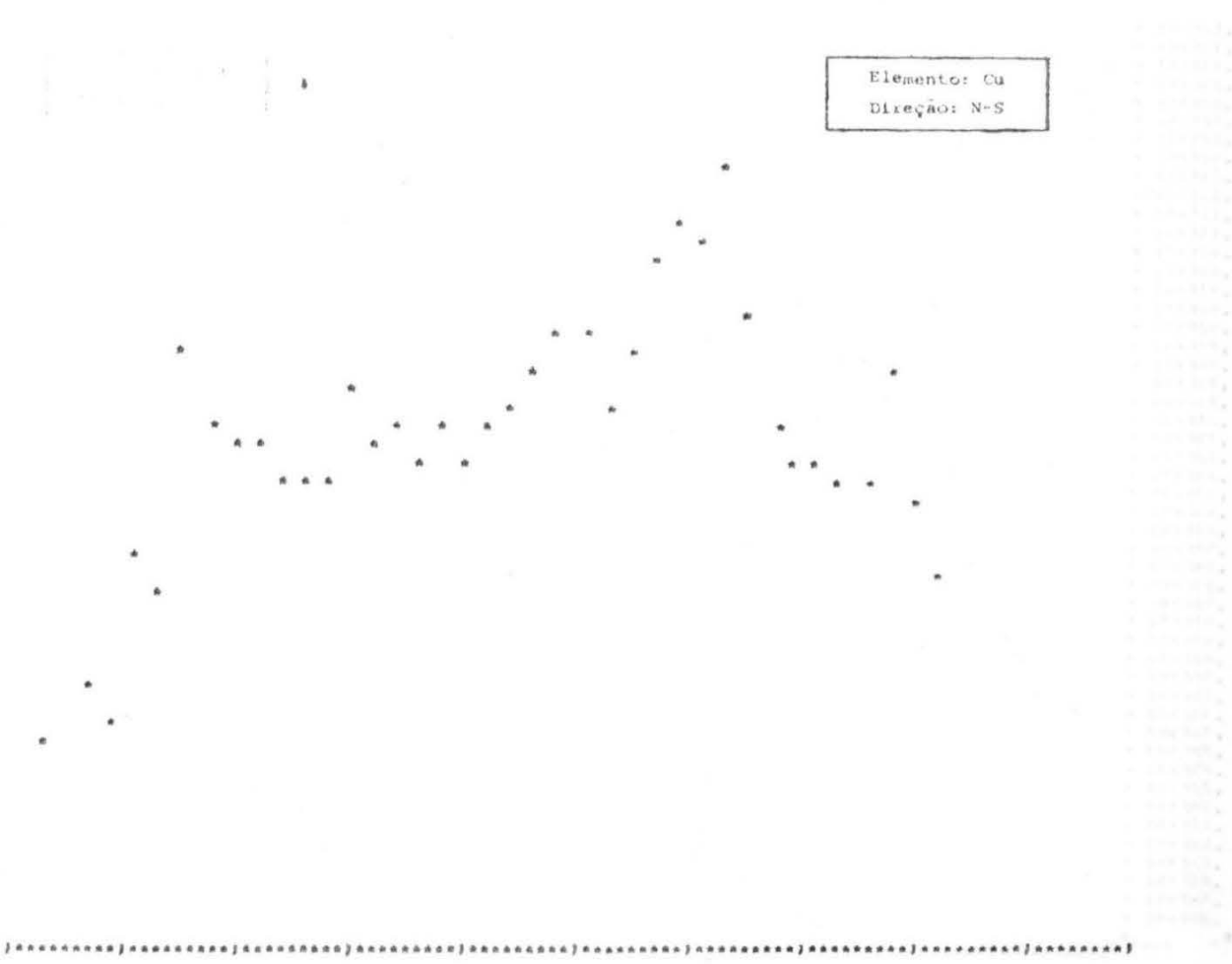


PROJETO SAO FRANCISCO GG CONSTRUCAO DE VARIOGRAMAS

EU 90, 45,

- .10E+01 *
- .13E+01 *
- .15E+01 *
- .13E+01 *
- .12E+01 *
- .12E+01 *
- .12E+01 *
- .11E+01 *
- .11E+01 *
- .11E+01 *
- .11E+01 *
- .10E+01 *
- .10E+01 *
- .97E+00 *
- .94E+00 *
- .92E+00 *
- .89E+00 *
- .86E+00 *
- .83E+00 *
- .81E+00 *
- .78E+00 *
- .75E+00 *
- .72E+00 *
- .69E+00 *
- .67E+00 *
- .64E+00 *
- .61E+00 *
- .58E+00 *
- .56E+00 *
- .53E+00 *
- .50E+00 *
- .47E+00 *
- .44E+00 *
- .42E+00 *
- .39E+00 *
- .36E+00 *
- .33E+00 *
- .31E+00 *
- .28E+00 *
- .25E+00 *
- .22E+00 *
- .19E+00 *
- .17E+00 *
- .14E+00 *
- .11E+00 *
- .83E-01 *
- .56E-01 *
- .28E-01 *

Elemento: Cu
Direção: N-S



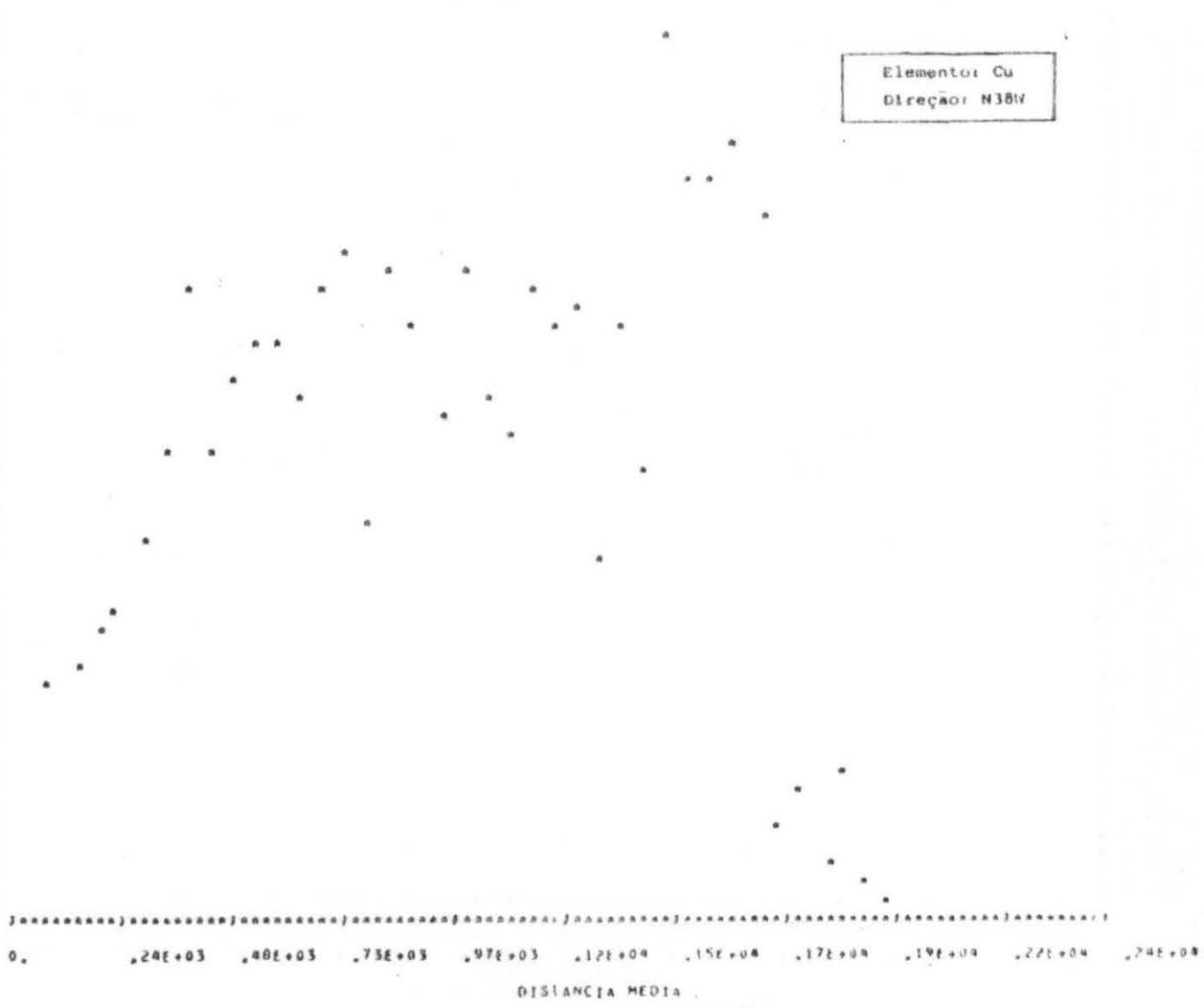
0. 0.24E+03 .40E+03 .73E+03 .97E+03 .12E+04 .15E+04 .17E+04 .19E+04 .22E+04 .24E+04
DISTANCIA MEDIA

PROJETO SAO FRANCISCO GG CONSTRUCAO DE VARIOGRAMAS

CU 120. 45.

Elemento: Cu
Direção: N38W

- .14F+01 *
- .13F+01 *
- .13F+01 *
- .13F+01 *
- .12F+01 *
- .12F+01 *
- .12F+01 *
- .12F+01 *
- .11F+01 *
- .11F+01 *
- .11F+01 *
- .10F+01 *
- .10F+01 *
- .97F+00 *
- .94F+00 *
- .92F+00 *
- .89F+00 *
- .86F+00 *
- .83F+00 *
- .81F+00 *
- .78F+00 *
- .75F+00 *
- .72F+00 *
- .69F+00 *
- .67F+00 *
- .64F+00 *
- .61F+00 *
- .58F+00 *
- .56F+00 *
- .53F+00 *
- .50F+00 *
- .47F+00 *
- .44F+00 *
- .42F+00 *
- .39F+00 *
- .36F+00 *
- .33F+00 *
- .31F+00 *
- .28F+00 *
- .25F+00 *
- .22F+00 *
- .19F+00 *
- .17F+00 *
- .14F+00 *
- .11F+00 *
- .83F-01 *
- .56F-01 *
- .28F-01 *

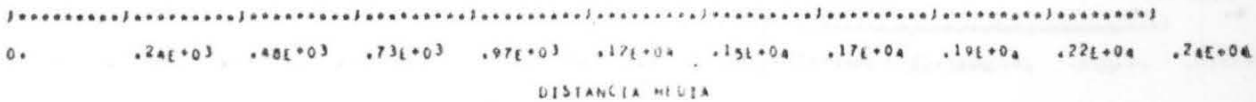


PROJETO SAG FRANCISCO - CG - CONSTRUÇÃO DE VARIÓGRAMAS

Pb 0. 0. 0. 0.

- *16f*01 *
- *16f*01 *
- *16f*01 *
- *15f*01 *
- *15f*01 *
- *15f*01 *
- *14f*01 *
- *14f*01 *
- *14f*01 *
- *13f*01 *
- *13f*01 *
- *13f*01 *
- *12f*01 *
- *12f*01 *
- *12f*01 *
- *11f*01 *
- *11f*01 *
- *11f*01 *
- *10f*01 *
- *10f*01 *
- *10f*01 *
- *09f*00 *
- *09f*00 *
- *09f*00 *
- *08f*00 *
- *08f*00 *
- *08f*00 *
- *07f*00 *
- *07f*00 *
- *07f*00 *
- *06f*00 *
- *06f*00 *
- *06f*00 *
- *05f*00 *
- *05f*00 *
- *05f*00 *
- *04f*00 *
- *04f*00 *
- *04f*00 *
- *03f*00 *
- *03f*00 *
- *03f*00 *
- *02f*00 *
- *02f*00 *
- *02f*00 *
- *01f*00 *
- *01f*00 *
- *01f*00 *
- *00f*01 *
- *00f*01 *
- *00f*01 *

Elemento: Pb
Direção: E-W

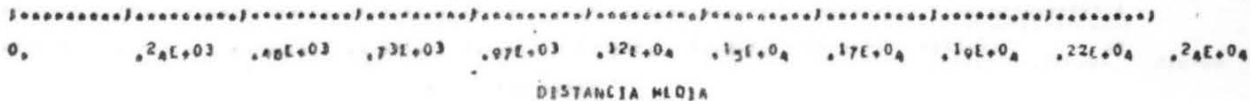


PROJETO SAO FRANCISCO CG CONSTRUÇÃO DE VARIÓGRAMAS

Pb 90. 43.

- .1E+01 *
- .1E+01 *
- .1E+01 *
- .15E+01 *
- .15E+01 *
- .15E+01 *
- .14E+01 *
- .14E+01 *
- .14E+01 *
- .13E+01 *
- .13E+01 *
- .13E+01 *
- .12E+01 *
- .12E+01 *
- .12E+01 *
- .11E+01 *
- .11E+01 *
- .11E+01 *
- .10E+01 *
- .10E+01 *
- .67E+00 *
- .94E+00 *
- .91E+00 *
- .87E+00 *
- .84E+00 *
- .80E+00 *
- .77E+00 *
- .74E+00 *
- .70E+00 *
- .67E+00 *
- .64E+00 *
- .60E+00 *
- .57E+00 *
- .54E+00 *
- .50E+00 *
- .47E+00 *
- .44E+00 *
- .40E+00 *
- .37E+00 *
- .34E+00 *
- .30E+00 *
- .27E+00 *
- .23E+00 *
- .20E+00 *
- .17E+00 *
- .13E+00 *
- .10E+00 *
- .67E-01 *
- .34E-01 *

Elemento: Pb
Direção: N-S



PROJETO SAO FRANCISCO 66: CONSTRUÇÃO DE VARIÓGRAMAS

PB 120 45

- *1eF+01 *
- *1eF+01 *
- *1eF+01 *
- *15E+01 *
- *15E+01 *
- *14E+01 *
- *14E+01 *
- *14E+01 *
- *13E+01 *
- *13E+01 *
- *13E+01 *
- *12E+01 *
- *12E+01 *
- *12E+01 *
- *11E+01 *
- *11E+01 *
- *11E+01 *
- *10E+01 *
- *10E+01 *
- *9E+00 *
- *9E+00 *
- *9E+00 *
- *8E+00 *
- *8E+00 *
- *8E+00 *
- *7E+00 *
- *7E+00 *
- *7E+00 *
- *6E+00 *
- *6E+00 *
- *6E+00 *
- *5E+00 *
- *5E+00 *
- *5E+00 *
- *4E+00 *
- *4E+00 *
- *4E+00 *
- *3E+00 *
- *3E+00 *
- *3E+00 *
- *2E+00 *
- *2E+00 *
- *2E+00 *
- *1E+00 *
- *1E+00 *
- *1E+00 *
- *6E-01 *
- *3E-01 *

Elemento: Pb
 Direção: N38W



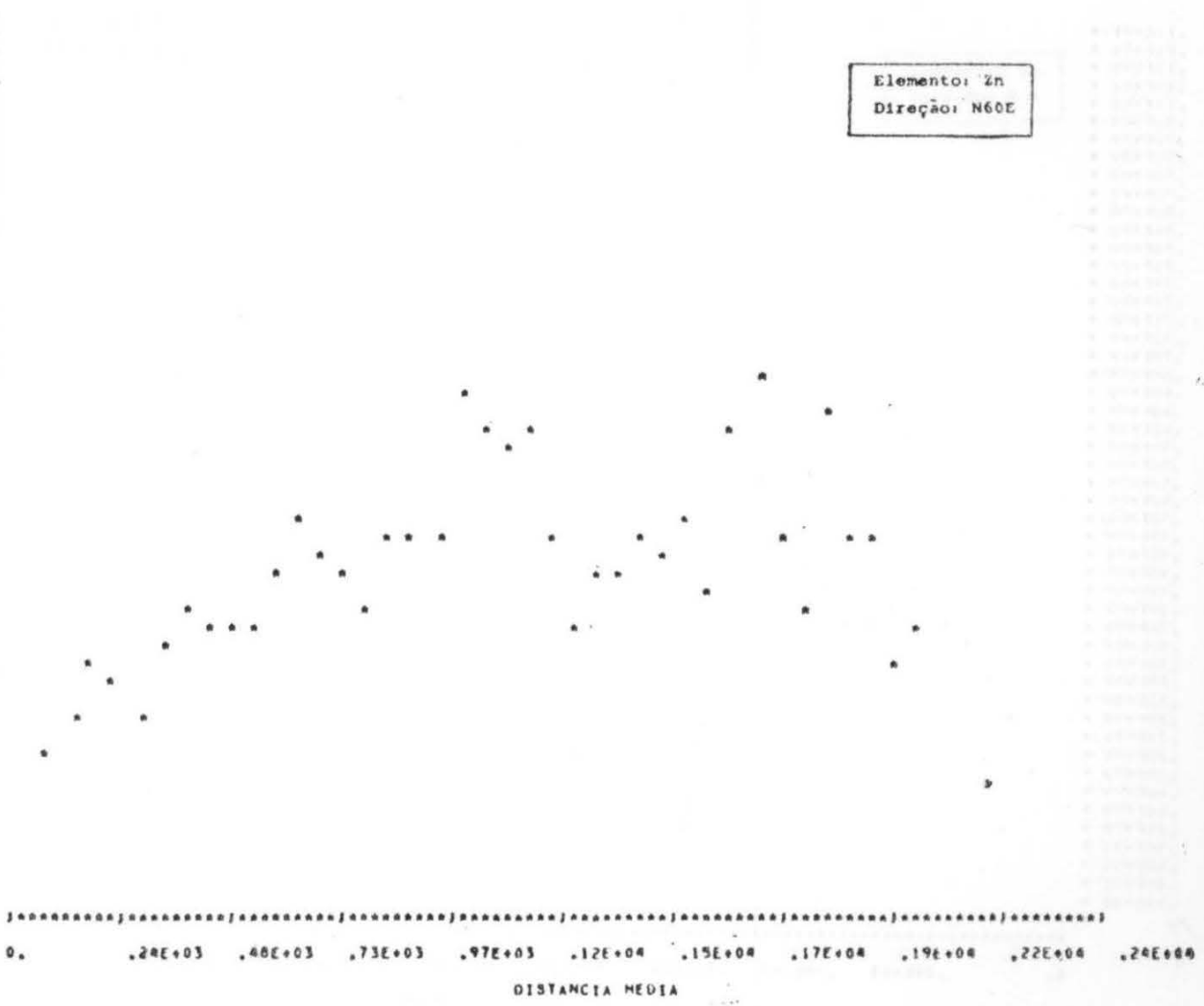
0. .24E+03 .48E+03 .73E+03 .97E+03 .12E+04 .15E+04 .17E+04 .19E+04 .22E+04 .24E+04
 DISTANCIA MEDIA

PROJETO SAO FRANCISCO GG CONSTRUCAO DE VARIOGRAMAS

Zn 60. 45.

Elemento: Zn
Direção: N60E

.11F+01 *
.11F+01 *
.11F+01 *
.10F+01 *
.10F+01 *
.49F+00 *
.47F+00 *
.45F+00 *
.43F+00 *
.40F+00 *
.38F+00 *
.36E+00 *
.34F+00 *
.31F+00 *
.29F+00 *
.27F+00 *
.25F+00 *
.23F+00 *
.20E+00 *
.18F+00 *
.16E+00 *
.14E+00 *
.11F+00 *
.90E-01 *
.68E-01 *
.45E-01 *
.23E-01 *

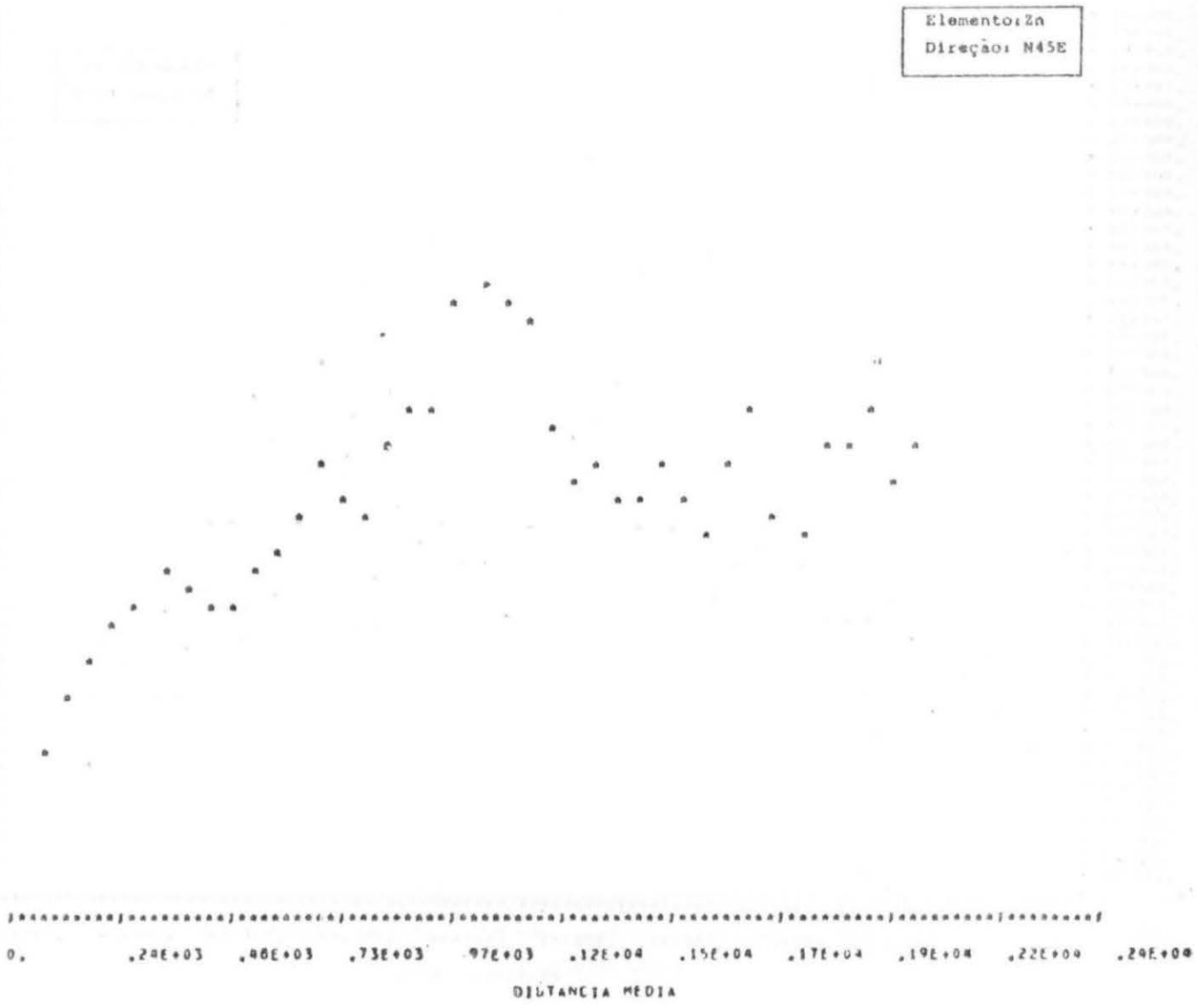


PROJETO SAO FRANCISCO GG CONSTRUCAO DE VAHIOGRAMAS

ZN 45. 100.

Elemento: Zn
Direção: N45E

- .11F+01 *
- .11F+01 *
- .11F+01 *
- .10F+01 *
- .10E+01 *
- .09F+00 *
- .07F+00 *
- .05F+00 *
- .93F+00 *
- .00F+00 *
- .88F+00 *
- .86E+00 *
- .84F+00 *
- .81F+00 *
- .79F+00 *
- .77F+00 *
- .75E+00 *
- .72F+00 *
- .70E+00 *
- .68F+00 *
- .66E+00 *
- .63F+00 *
- .61E+00 *
- .59E+00 *
- .56F+00 *
- .54F+00 *
- .52E+00 *
- .50F+00 *
- .47E+00 *
- .45F+00 *
- .43E+00 *
- .41F+00 *
- .38F+00 *
- .36F+00 *
- .34E+00 *
- .32F+00 *
- .29E+00 *
- .27F+00 *
- .25F+00 *
- .23E+00 *
- .20F+00 *
- .18F+00 *
- .16F+00 *
- .14F+00 *
- .11F+00 *
- .90F-01 *
- .68E-01 *
- .45E-01 *
- .23E-01 *
- 0.

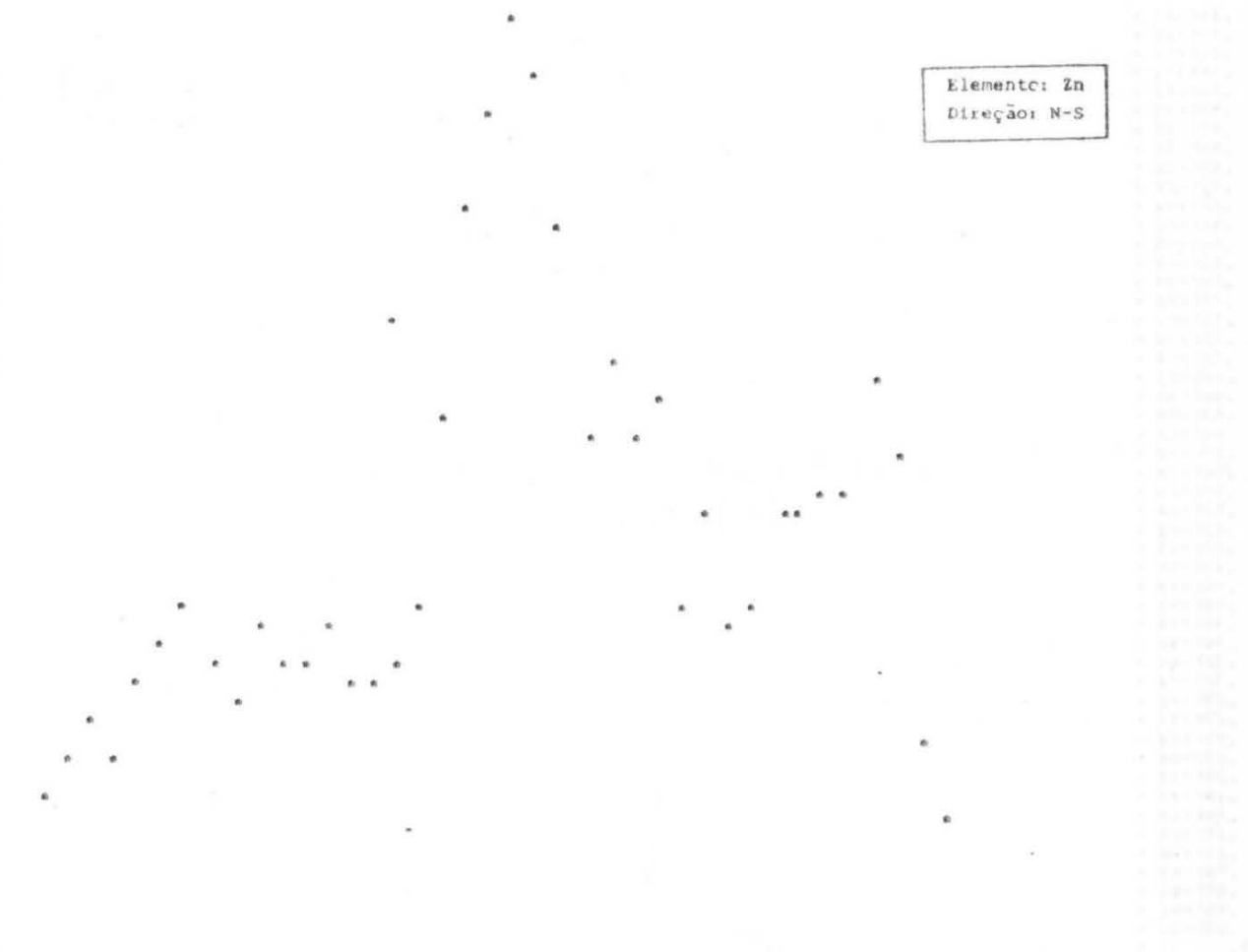


PROJETO SAO FRANCISCO GG CONSTRUCAO DE VARIOGRAMAS

Zn 90. 45.

Elemento: Zn
Direção: N-S

- .11E+01 *
- .11E+01 *
- .11E+01 *
- .10E+01 *
- .10E+01 *
- .99E+00 *
- .97E+00 *
- .95E+00 *
- .93E+00 *
- .90E+00 *
- .88E+00 *
- .86E+00 *
- .84E+00 *
- .81E+00 *
- .79E+00 *
- .77E+00 *
- .75E+00 *
- .72E+00 *
- .70E+00 *
- .68E+00 *
- .66E+00 *
- .63E+00 *
- .61E+00 *
- .59E+00 *
- .56E+00 *
- .54E+00 *
- .52E+00 *
- .50E+00 *
- .47E+00 *
- .45E+00 *
- .43E+00 *
- .41E+00 *
- .38E+00 *
- .36E+00 *
- .34E+00 *
- .32E+00 *
- .29E+00 *
- .27E+00 *
- .25E+00 *
- .23E+00 *
- .20E+00 *
- .18E+00 *
- .16E+00 *
- .14E+00 *
- .11E+00 *
- .90E-01 *
- .68E-01 *
- .45E-01 *
- .23E-01 *



0. .24E+03 .48E+03 .73E+03 .97E+03 .12E+04 .15E+04 .17E+04 .19E+04 .22E+04 .24E+04
DISTANCIA MEDIA

PROJETO SAO FRANCISCO GG CONSTRUÇÃO DE VARIOGRAMAS

Zn 120. 45.

.11F+01 *
 .11E+01 *
 .11E+01 *
 .10F+01 *
 .10E+01 *
 .99F+00 *
 .99F+00 *
 .95E+00 *
 .93F+00 *
 .90E+00 *
 .88F+00 *
 .86E+00 *
 .84E+00 *
 .81E+00 *
 .79F+00 *
 .77E+00 *
 .75E+00 *
 .72E+00 *
 .70E+00 *
 .68E+00 *
 .66E+00 *
 .63E+00 *
 .61E+00 *
 .59E+00 *
 .58E+00 *
 .54E+00 *
 .52E+00 *
 .50E+00 *
 .47E+00 *
 .45E+00 *
 .43E+00 *
 .41E+00 *
 .38E+00 *
 .36E+00 *
 .34E+00 *
 .32E+00 *
 .29E+00 *
 .27E+00 *
 .25E+00 *
 .23E+00 *
 .20E+00 *
 .18E+00 *
 .16E+00 *
 .14E+00 *
 .11E+00 *
 .09E-01 *
 .08E-01 *
 .45E-01 *
 .23E-01 *

Elemento: Zn
 Direção: N38W

0. .24E+03 .48E+03 .73E+03 .97E+03 .12E+04 .15E+04 .17E+04 .19E+04 .22E+04 .24E+04

DISTANCIA MEDIA

Sessão — dia 02/08/77

**“ESTRATÉGIA PARA UM PROGRAMA
DE PESQUISA MINERAL”**

Eng^o ANTONIO CARLOS SOUZA ARANHA P. ANDRADE

SUMÁRIO

- I — Introdução
- II — Pesquisa Básica
- III — Exploração
- IV — Estratégia de Exploração

Bibliografia

I — INTRODUÇÃO

A pesquisa mineral pode ser definida como o conjunto de atividades que, utilizando técnicas apropriadas, concorrem à definição de novos recursos minerais de interesse econômico.

Porém, uma definição de caráter tão geral é de pouca utilidade para caracterizar os objetivos e campo de atividades das diversas organizações que atuam no desenvolvimento mineral de qualquer país.

Assim sendo torna-se necessária uma divisão da pesquisa mineral generalizada em diversos estágios, que se diferenciam pela natureza distinta das atividades fundamentais que caracterizam cada estágio.

Considerando-se exclusivamente a pesquisa mineral dedicada a fomentar a produção de bens minerais, esta divisão seria feita da seguinte forma: pesquisa básica, exploração e avaliação. Dadas suas características e importância, os estágios de pesquisa básica e exploração são conceituados a seguir.

II — PESQUISA BÁSICA

Compreende aquelas atividades necessárias ao desenvolvimento e aprimoramento das informações básicas: produção de mapas geográficos de escalas regionais, realização de sensoriamento remoto (Fotos, ERTZ, Skylab, etc.), realização de levantamentos aero-fotogramétricos, execução de reconhecimentos geológicos e mapeamentos geológicos de escala regional (escalas em geral compreendidas entre 1:100.000 e 1:1.000.000).

Praticamente em todos os países cuja indústria mineral está bem desenvolvida ou em ritmo acelerado de desenvolvimento, a pesquisa básica é planejada e executada sob coordenação de organismos governamentais. Em geral estes organismos utilizam-se de diversos meios para execução das diversas partes que compõem os programas planejados, tais como:

- órgão ou empresa governamental dedicada ao fomento da indústria mineral;
- universidades, tanto do país quanto externas, que atuam sob convênios ou para treinamento de alunos dos cursos de geociências ou principalmente, para elaboração de teses de pós-graduação;

- empresas privadas, do país ou estrangeiras, que atuam sob contrato de prestação de serviços;
- organizações científicas ou de desenvolvimento tecnológico que atuam sob forma de convênios.

Finalmente, frisa-se que a última etapa da execução da pesquisa básica consiste na publicação dos resultados ou, no mínimo, colocação à disposição para consulta dos interessados, normalmente empresas privadas ou não, que se dedicam ao estágio seguinte da pesquisa mineral; a não divulgação das informações obtidas com a pesquisa básica contradiz o grande objetivo desta etapa da pesquisa mineral.

III — EXPLORAÇÃO

A exploração propriamente dita se inicia na compilação e análise das informações obtidas pela pesquisa básica, terminando ou com o início da etapa de avaliação detalhada das ocorrências porventura localizadas ou com encerramento dos trabalhos devido a resultados negativos. Peter Flawn, no livro "Mineral Resources" (1966) subdivide a exploração em:

- “— apreciação de províncias geológicas: grandes regiões com dezenas de milhares de quilômetros quadrados;
- reconhecimento geológico e geofísico;
- aquisição de direitos de pesquisa;
- localização de alvos dentro da área prospectável;
- em seguida a uma potencial descoberta, avaliação da viabilidade econômica de extrair e recuperar os minerais desejados e chegar-se a um produto comercializável;
- exploração detalhada da descoberta potencial: prosseguimento do estudos das extrapolações geológicas, anomalias geofísicas e geoquímicas com programas de sondagem”.

Em seguida Flawn afirma:

“Novas descobertas significativas não serão feitas sem programas regionais deste tipo, eles são necessários para suprir recursos minerais para o futuro”.

E indo além, Flawn procura mostrar qual a probabilidade de sucesso na exploração, reproduzindo estudo de P.A. Bailly (1964):

“Quais as chances de encontrar novas jazidas? Este assunto tem estado na mente de muitos por um número de anos. Em anos recentes, temos tido uma avalanche de estudos mais ou menos teóricos por Nolan, Blondel, Allais, Slichter, Koulorerzine, tentando definir estas chances em vários ambientes. Mais pragmaticamente J.D. Bateman escreveu em 1963 que no Canadá cerca de 1.000 equipes de prospecção tem percorrido as florestas em cada verão em anos recentes: em cada estação apenas 5 descobertas significativas foram feitas e algumas delas não resultaram ser econômicas. Assim, na média, o prospector isolado ou uma equipe de prospecção na floresta canadense deveria trabalhar 200 anos para ter uma chance de uma descoberta significativa; e mesmo esta poderá não ser economicamente viável”.

A tabela a seguir ilustrará este ponto. Se assumirmos que temos na mão 5 prospectos igualmente bons, cada um com 20% de chance de ser um depósito de minério, as alternativas são que podemos ter 5 fracassos, 4 fracassos e 1 sucesso, etc., ou finalmente 5 jazidas. As probabilidades destes eventos acontecerem são mostrados na coluna direita. A chance de encontrar 5 jazidas é de 3 em 10.000, enquanto as chances de 5 fracassos são 1 em 3.

Probabilidade de sucesso na Exploração Mineral

Hipótese: 5 prospectos, cada um com 20% de chance de ser um depósito mineral lavrável.

Possibilidades	Probabilidade
5 fracassos	32,77%
4 fracassos, 1 sucesso	41,00%
3 fracassos, 2 sucessos	20,50%
2 fracassos, 3 sucessos	5,10%
1 fracasso, 4 sucessos	0,60%
5 sucessos	0,03%

Isto significa que se todas nossas verbas de exploração são utilizadas em explorar estes 5 prospectos temos 33% de chance, 1 em 3, de terminar em estado de perda total. Bem, a situação não é má quando se tem 20% de chance de se ter sucesso em cada alvo da exploração isoladamente. No entanto, como mostrado na próxima tabela, nossas chances de chegarmos à perda total são muito piores, se a probabilidade do prospecto ser uma jazida é muito menor. Por exemplo, se cada prospecto tem apenas 1% de chance de ser uma jazida, o que é uma porcentagem bem realista,

concluimos que devemos pesquisar sucessivamente 461 prospectos, assumindo que os prospectos são iguais, para reduzir a 1% a probabilidade de perda total por causa de seqüência de má sorte. Mesmo quando a probabilidade do prospecto ser uma jazida é 1 em 20 (5%) devemos explorar consecutivamente 45 alvos para que a probabilidade de perda total seja reduzida a 10%. Explorar grande número de prospectos dará uma certeza maior de sucesso; e podemos melhorar esta chance de sucesso limitando nossa exploração a aqueles prospectos que têm chance muito alta de vir a ser uma jazida.

Número de vezes que uma aventura deve ser repetida para reduzir o risco de perda total

Probabilidade de sucesso	Probabilidade de perda total através de seqüência de má sorte		
	10%	5%	1%
1%	229	298	461
2%	114	148	228
5%	45	58	90
10%	22	28	44
20%	11	14	21
50%	4	5	7

Exemplo: se cada prospecto tem 20% de chance de ser um depósito lavrável (tabela anterior), ao menos 11 prospectos devem ser testados antes que a chance de 11 fracassos seja menor que 10%. Para reduzir as chances de completo fracasso a menos que 1%, 21 destes prospectos devem ser explorados”.

Portanto, qualquer organização que se dedique à pesquisa mineral visando obter lucros a partir de possíveis descobertas terá que se preocupar forçosamente em:

- manter um número mínimo de alvos de exploração, tal que os riscos de que nenhum alvo venha a se tornar uma jazida sejam mantidos dentro de limites aceitáveis;
- envidar esforços de tal modo que sejam identificados os alvos com maiores chances de se tornarem jazidas, nos quais seus esforços de exploração serão concentrados.

Disto se depreende que o processo de seleção de áreas constitui o elemento chave para o sucesso da pesquisa mineral sistemática, uma vez que este processo é que irá fornecer o número mínimo de alvos com maiores

chances de conterem alguma jazida, que poderá então ser descoberta pela exploração.

O próprio P.A. Bailly, sempre preocupado com a filosofia das empresas de mineração, propôs em 1968 uma divisão da exploração mineral em 4 estágios — avaliação regional, reconhecimento detalhado de áreas favoráveis, avaliação detalhada dos alvos em superfície, amostragem detalhada tri-dimensional e avaliação econômica preliminar (quadro nº 1) — além de mostrar claramente que a pesquisa mineral apresenta riscos de 4 tipos (quadro nº 2).

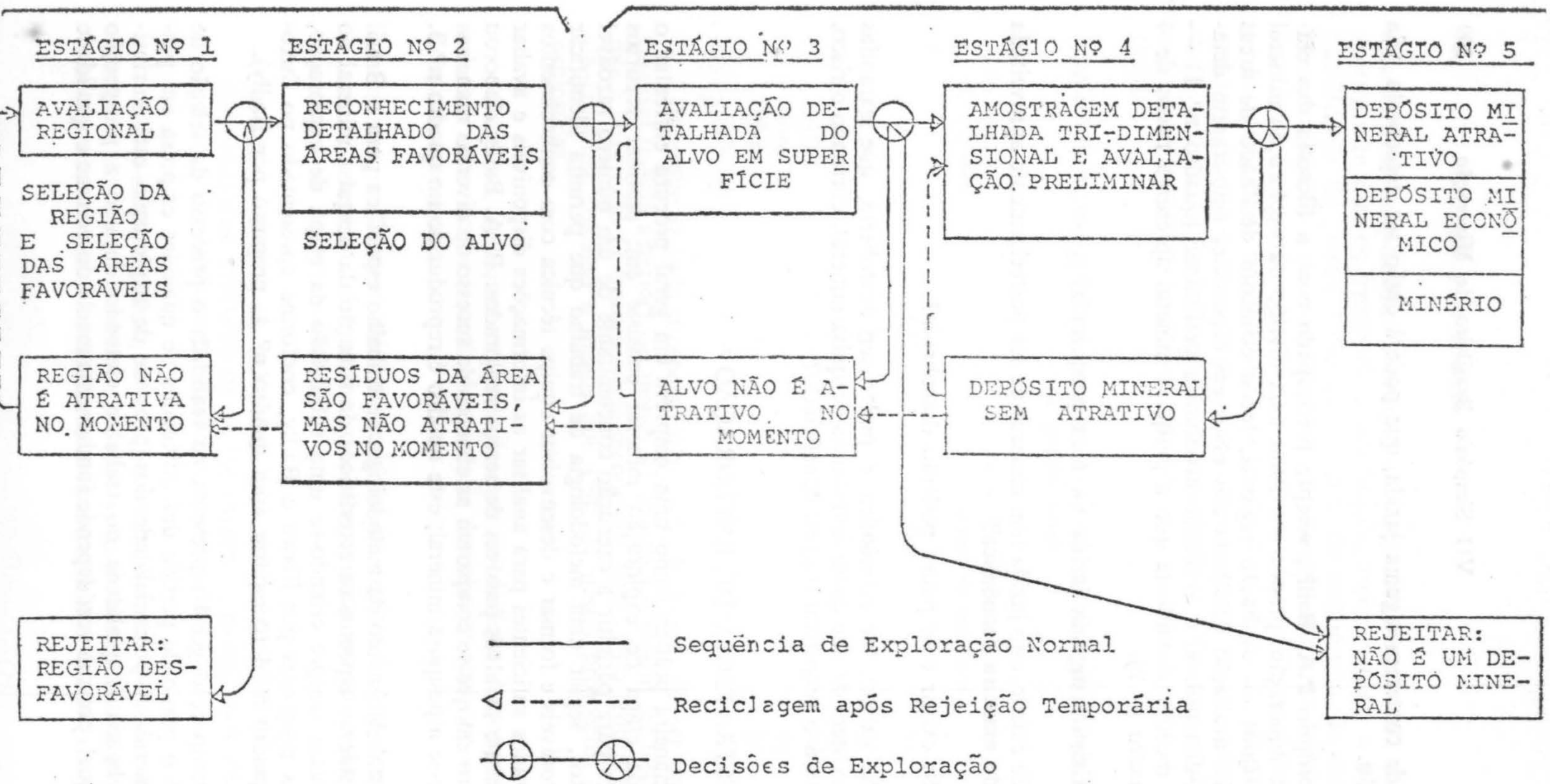
- 1) Existirá alguma jazida na área pesquisada?
- 2) Se existir, esta jazida tem chances de ser posteriormente aproveitada de maneira econômica?
- 3) Se existir e se puder poderão descobri-la?
- 4) Se existir, for econômica e puder ser descoberta, que garantias existem de que quem investiu na pesquisa mineral, correndo o risco, será o proprietário e/ou beneficiário?

IV — ESTRATÉGIA DE EXPLORAÇÃO

A maneira prática como uma empresa em geral procura enfrentar o desafio da etapa de exploração mineral consiste em: destinar recursos suficientes para permitir a execução concomitante de um número razoável de projetos, seguir uma metodologia de trabalho que permita identificar alvos favoráveis e formar e desenvolver equipe técnica com conhecimentos especializados suficientes para analisar as informações disponíveis e avaliar acuradamente os alvos passíveis de serem explorados. P. A. Bailly elaborou um quadro em que se comparam as chances de sucesso de diversas maneiras de atacar-se a pesquisa mineral; este quadro é reproduzido no quadro nº 3.

O estabelecimento da metodologia de trabalho específica para o Brasil deve considerar aspectos característicos da situação da pesquisa mineral no Brasil, quase sempre criando-se uma subdivisão da etapa de exploração, similar as propostas por Flawn e Bailly, conforme apresentado no fluxograma, quadro nº 4 (comparar com quadro nº 1, proposto por Bailly).

A prospecção geral representa na realidade o processo de seleção de áreas e é o ponto de partida das atividades de qualquer empresa em pesquisa mineral. A potencialidade dos projetos de exploração está intrinsecamente ligada à qualidade do trabalho efetuado durante a prospecção geral, a qual, por sua vez, depende fundamentalmente do volume e qualidade

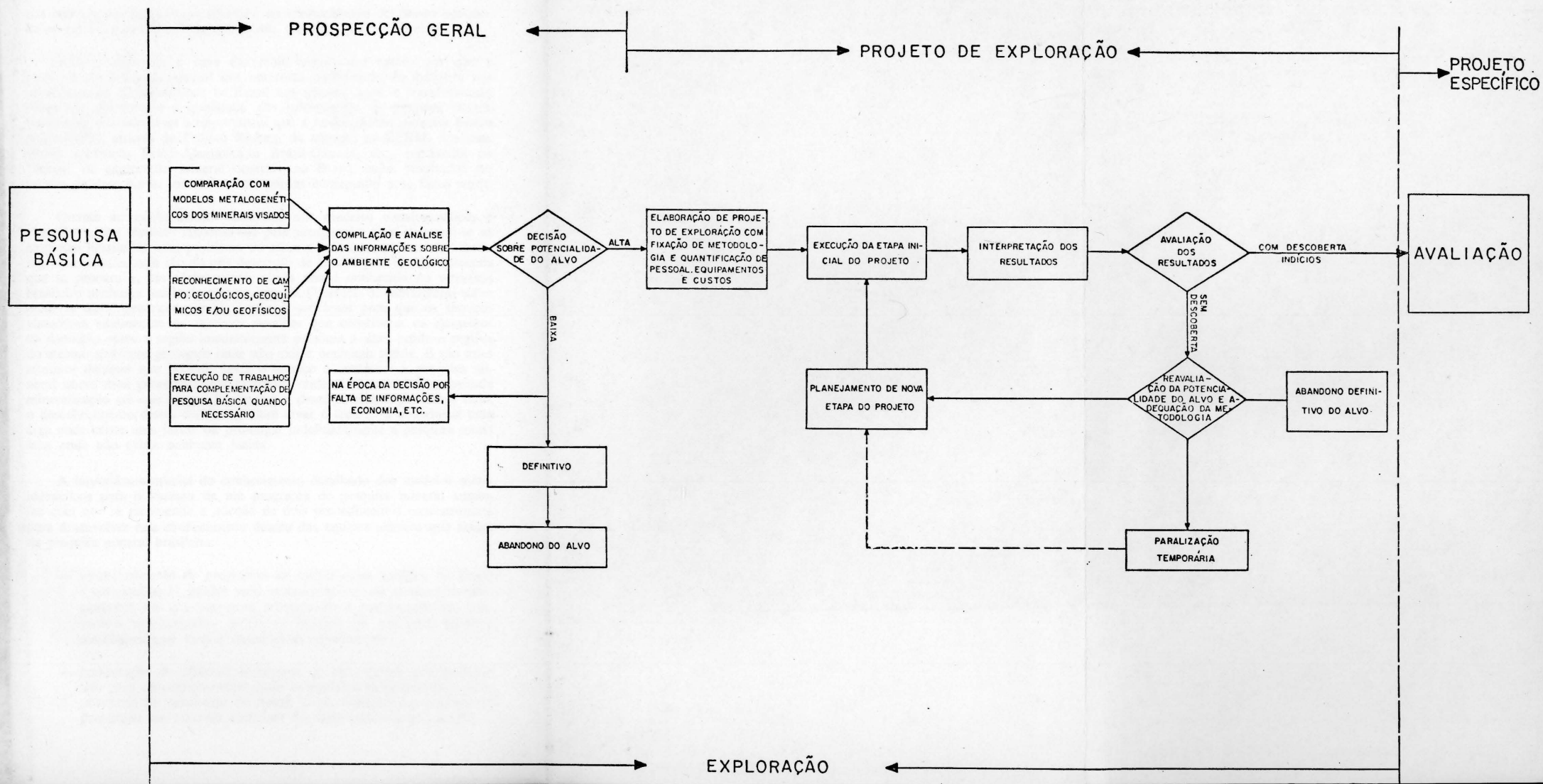


Quadro nº 1 - OS QUATRO PRINCIPAIS ESTÁGIOS DE UM PROGRAMA DE EXPLORAÇÃO DESTINADO À DESCOBERTA

Extraído de "Genetic Theories, Models, Hypothesis and Future Ore Discoveries" de P.A. Bailly
 Março 1968 - na época Bailly trabalhava na Stanford University; atualmente é Presidente da Occidental Minerals Corp.

FLUXOGRAMA DA EXPLORAÇÃO MINERAL

QUADRO Nº 4



Quadro nº 3 - FILOSOFIAS (ENFOQUES) E PLANEJAMENTO DA PESQUISA MINERAL

(a ser executada pela implementação das técnicas de obtenção de dados e testes selecionados antes do planejamento)

TIPOS DE FILOSOFIAS (ENFOQUES)	Preocupação racional do resultado (redução de risco/incertezas)	Programa de Exploração		Chance de Sucesso no Século XX (*)
		Eficácia (*)	Eficiência	
<u>SEM QUALQUER RACIOCÍNIO</u>				
- Percepção extrasensorial (visões, adivinhações)	Nulla	Nulla	Variável	Muito baixa
- Falatório geológico (geólogos, VVP - Vocabulário de Valorização Pessoal)	baixa	Nulla	Variável	Muito baixa
- Suspeitas (suposições não racionais)	Nulla	Muito baixa	Variável	Muito baixa
<u>SEM RACIOCÍNIO GEOLÓGICO</u>				
- Promocional (esquemas financeiros)	Nulla	Nulla	Baixa	Muito baixa
- Geo-técnicas (acumulação de dados, jogo de anomalias)	baixa	Baixa	Muito alta	Baixa
- Sondagem caótica (furos locados ao acaso)	Nulla	Nulla	Variável	Muito baixa
- Sondagem em malha (espaçamento sistemático dos furos)	Nulla	Moderada	Muito alta	Moderada
<u>RACIOCÍNIO GEOLÓGICO</u>				
- Raciocínio correto mas irrelevante	baixa	Nulla	Variável	Muito baixa
- Raciocínio relevante "a priori", dedutivo, independente de experiência: modelos teóricos	Moderada	Baixa	Variável	Baixa
- Pragmática-Observacional (prospecção convencional)	Nulla	Variável	Variável	Moderada
- Raciocínio empírico e relevante, indutivo, raciocínio por analogia baseado em experiência: modelos empíricos, modelos conceituais derivados localmente	alta	Alta	Alta	Alta
- Formulação de Hipóteses de Exploração (alvos) baseados em raciocínio "a priori" + empírico	Muito alta	Muito alta	Muito alta	Muito alta

(caso não de cifrão, publicar sem ela)
 falta

(*) ... mais importante é que não existam relações

Problemas da Exploração (em forma de perguntas)	Há chance de existir um depósito mineral nesta área?	Se existir, qual é a melhor estimativa seu possível valor?	Se existir, poderá ser descoberto com as ferramentas disponíveis? A que custo? Em quanto tempo?	Com que garantia poderemos obter os direitos de exploração? Se encontramos um depósito, poderemos segurá-lo e colher os frutos?				
MODELO PARA DESCOBERTA EM EXPLORAÇÃO	=	PROBABILIDADE DE OCORRÊNCIA	+	VALORES ATUAIS DOS DEBITOS MINERAIS ESPERAR-SE CONTRAR	+	PROBABILIDADE DE DESCOBERTA	+	GARANTIAS DE OBTENÇÃO DE TERRAS POSSE DA DESCOBERTA
ATIVIDADES E FATORES DE CONTROLE		<ul style="list-style-type: none"> • Seleção da região • Seleção de áreas • Seleção de alvos • Avaliação contínua e atualização dos conceitos sobre alvos: <ul style="list-style-type: none"> - modelos de depósitos de minério - hipóteses de trabalho - hipóteses genéticas (?) - teorias genéticas (?) • Avaliação contínua do programa de exploração: abandonar ou continuar? 	<ul style="list-style-type: none"> • Previsão de: <ul style="list-style-type: none"> - demanda e preço, - custo de capital produção - forma de financiamento - taxa, depreciação - custo de terra • Avaliação de tonelagens, teores e geografia dos depósitos minerais perados • Avaliação econômica dos alvos 	<ul style="list-style-type: none"> • Seleção-Programação de métodos e técnicas efetivas • Aplicação eficiente de tais métodos e técnicas • Transposição do trabalho planejado em unidades de tempo e custo • Avaliação contínua dos resultados em termos de possibilidades de descoberta • Renovação (atualização) contínua dos planos, escolha de métodos e programação de trabalho 	<ul style="list-style-type: none"> • Leis • Modelos de propriedade • Modelos de opção • Competição • Estratégia e táticas para compra de terras 			

Quadro nº 2 - MODELO PARA DESCOBERTAS MINERAIS
Atividades e fatores de Controle

das informações da pesquisa básica e do conhecimento detalhado dos modelos metalogenéticos e experiência dos técnicos que a executam.

Frise-se que esta é uma das mais importantes razões por que a atividade de pesquisa mineral das empresas tradicionais da indústria mineral somente se intensificou no Brasil nos últimos anos; a transformação observada no volume e qualidade das informações da pesquisa básica. Realmente é incalculável a importância que a realização da pesquisa básica pelo DNPM, através do Projeto Radam, da atuação da CPRM, dos convênios geofísicos Brasil-Alemanha e Brasil-Canadá, etc., representa no "boom" de exploração mineral ocorrido no Brasil, cujos resultados em termos de descobertas minerais estão apenas começando a se fazer sentir.

Quanto ao conhecimento detalhado dos modelos metalogenéticos e experiência dos técnicos responsáveis pela prospecção geral deparam-se as empresas brasileiras com problema de natureza distinta: os modelos metalogenéticos nada mais são do que descrição de jazidas padrões dos minerais que se procura e, em vários casos, ainda não é conhecida no território brasileiro nenhuma jazida do tipo procurado. O estudo de bibliografia sobre modelos metalogenéticos por si só não é suficiente para que os técnicos visualizem exatamente os mínimos detalhes que constituem os elementos de distinção entre a região imediatamente próxima a uma jazida e regiões do mesmo ambiente geológico onde não existe nenhuma jazida. E são estes mínimos detalhes que poderão levar o técnico a continuar a pesquisa mineral numa área potencialmente favorável onde ainda não foi encontrada mineralização até que ocorra finalmente a descoberta, ou, por outro lado, o desconhecimento destes detalhes poderá levar o técnico a abandonar uma área onde existe uma jazida ou prolongar indefinidamente a pesquisa numa área onde não existe nenhuma jazida.

A importância crucial do conhecimento detalhado dos modelos metalogenéticos para o sucesso de um programa de pesquisa mineral amplo, faz com que se recomende a adoção de dois procedimentos concomitantes para desenvolver este conhecimento dentro das equipes técnicas que atuam na pesquisa mineral brasileira:

- estabelecimento de programas de visitas e/ou estágios no Brasil e no exterior às jazidas mais representativas dos modelos metalogenéticos em que estiverem trabalhando e participação em congressos especializados ou cursos rápidos em que estes modelos metalogenéticos fossem descritos detalhadamente;
- contratação de técnicos brasileiros ou estrangeiros que possuam alto grau de conhecimento sobre os modelos metalogenéticos mais prováveis de ocorrerem no Brasil e que representem significativa proporção das reservas mundiais dos bens minerais procurados.

BIBLIOGRAFIA

BAILLY, P.A. — "Methods, Costs, Land Requirements and Organizational in Regional Exploration for Base Metals". AIME Meeting, Alaska Station, Fairbanks. (Março 1964).

BAILLY, P.A. — "Genetic Theories, Models, Hypothesis and Future Ore Discoveries". Department of Earth Sciences Stanford University, California.

FLAWN, PETER T. — "Mineral Resources: geology, engineering, economics, politics law". New York, John Wiley, 1966. 406 p.

GEOLOGIA E METALURGIA — VOL. 41

CONTEUDO

SESSÃO DE ABERTURA DO VII SIMPOSIO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO — UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL — DIA 31/7/77 — 18 hs.	5
BENEFICIAMENTO DE CARVÃO DA CAMADA BARRO BRANCO — João Battista Bruno	17
CARVÃO MINERAL NACIONAL NÃO COQUEIFICÁVEL EM FORNO ELÉTRICO DE REDUÇÃO — Getúlio Matias Ribeiro; Rogério da Rocha; Ronaldo Xavier Moreira	31
CONTRIBUIÇÃO DA MINERAÇÃO DE CARVÃO NO ABASTECIMENTO ENERGÉTICO — Wildor Theodoro Hennies; Olimpio Ribeiro Salgado	53
PESQUISA DE CARVÃO NO RIO GRANDE DO SUL — João Aécio CorreaFabricio; José Alcides Fonseca Ferreira; Luiz Fernando Fontes de Albuquerque	77
CARVÃO MINERAL NO RIO GRANDE DO SUL — Arthur Wentz Schneider; Flávio Augusto Brinckmann; Othon Sá Castanho ..	93
MECÂNICA DE ROCHAS PRATICAS — Carlos Diniz da Gama	113
MÃO-DE-OBRA QUALIFICADA PARA EMPRESAS DE MINERAÇÃO — Otacilio Fernandes D'Ávila	201
ENSINO E MERCADO DE TRABALHO — Geraldo Conrado Melcher; Alberto Teixeira; Roberto Leal; Joaquim Maia; Eros Farias Gavronski	309
A MINA DO LEÃO — Arthur Wentz Schneider; Flávio Brinckmann; Othon Sá Castanho	317
AS JAZIDAS DE ESTANHO NO BRASIL E O CONTINENTE GONDWANA — Heitor Façanha da Costa	331
UMA APLICAÇÃO DE VARIOGRAMAS NA PROSPECÇÃO GEOQUÍMICA EM SOLOS — Saul B. Suslick; Wagner S. Carvalho; José R. Siracuza	351
ESTRATEGIA PARA UM PROGRAMA DE PESQUISA MINERAL — Antonio Carlos Souza Aranha P. Andrade	391

As demais conferências proferidas no VII Simpósio Brasileiro de Mineração, serão publicadas no Volume 42.