

GEOLOGIA



E



METALURGIA

VII

SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO

Nº 39

1976

GEOLOGIA E METALURGIA

Nº 39 Direção: Osvaldo Yutaka Tsuchiya ano 1976

**Direção e redação: Cidade Universitária — Depto. Minas
EPUSP — São Paulo**

**Comissão Organizadora:
VI Simpósio Brasileiro de Mineração**

**Osvaldo Yutaka Tsuchiya
Patricio Ambrósio Santos
Fábio José Prati
Paulo Anchieta Masiero
Luis Eduardo Campos Pignatari
Élcio Aurichio
João Augusto Segato**

**Diretoria do Centro Moraes Rego
(Gestão 1976/1977)**

Presidente:

Osvaldo Yutaka Tsuchiya

Tesoureiro:

Luis Carlos Guedes

Secretário:

José Alberto Abreu Aleixo

**Representante no Conselho Deliberativo do Centro Moraes
Rego:**

Aldo Cruz dos Santos

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
ESCOLA POLITÉCNICA

Geologia e Metalurgia

PUBLICAÇÃO DO
CENTRO MORAES REGO

BOLETIM Nº 39

1976

TIRAGEM 5.000 EXEMPLARES

C. M. R.

Cidade Universitária

— Depto. Minas —

São Paulo

C.G.C.(M.F.) 063.028.302/001-98

EDITORIAL

Com este boletim apresentamos os anais do VI Simpósio Brasileiro de Mineração, realizado em São Paulo no período de 1 a 6 de agosto de 1976, sendo suas atividades coordenadas pelo Centro Moraes Rego, sede do encontro, pela Associação de Estudos Mineiros (Universidade Federal de Ouro Preto), pelos estudantes de Engenharia de Minas da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, pelo Grêmio Mineiro-Metalúrgico "Louis Ensck" (Universidade Federal de Minas Gerais). Este Simpósio dando continuidade à filosofia dos que o precederam objetivou o incremento nas atividades mineiras de nosso País; bem como motivar posições na política mineral brasileira. Se nossas metas foram atingidas cabe aos participantes do encontro julgarem. Conscientes da existência de falhas, esperamos contar com a colaboração de todos, para que no VII Simpósio Brasileiro de Mineração, a realizar-se na cidade de Porto Alegre, não incorramos nos mesmos erros.

Queremos agradecer aos professores do Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, e em especial às personalidades que contribuíram para tornar realidade o evento:

Dr. Acyr Ávila da Luz
Prof. Dr. Geraldo Conrado Melcher
Prof. Dr. Joaquim Maia
Prof. Dr. José Augusto Martins
Eng^o Osni de Mello
Prof. Dr. Paulo Abib Andery
Prof. Dr. Tharcísio Damy de Souza Santos
Prof. Dr. Wildor Theodoro Hennies

Agradecemos também às entidades governamentais e privadas que nos auxiliaram economicamente:

CPRM — Cia. de Pesquisa de Recursos Minerais
AMZA — Amazônia Mineração S/A.
CVRD — Cia. Vale do Rio Doce
CNPQ — Conselho Nacional de Desenvolvimento Científico e Tecnológico
Docegeo — Rio Doce Geologia e Mineração S/A.
DNPM — Departamento Nacional da Produção Mineral
FAPESP — Fundação de Amparo à Pesquisa do Estado de São Paulo
ICOMI — Indústria e Comércio de Minérios S/A.
INT — Instituto Nacional de Tecnologia (MIC)
MME — Ministério das Minas e Energia

Resta-nos lembrar que algumas conferências não estão sendo publicadas nestes anais em virtude de não nos terem chegado às mãos. Os cursos proferidos durante o Simpósio não serão impressos ou por já terem sido feitos ou por negação dos autores à exceção de "Desmonte de Rochas" do Prof. Dr. Leonardo Redalli e de conferências que por ventura ainda nos sejam entregues e que serão lançadas na Revista "Minérios e Metais", publicação do Centro Moraes Rego.

São Paulo, outubro de 1976

A Comissão Organizadora

ÍNDICE

Sessão Dia 01/08/1976

Sessão Solene de Abertura	1
---------------------------------	---

Sessão Dia 02/08/1976

Panorama do Xisto no Brasil.....	13
Controle de Vibrações em Desmontes com Explosivos.....	61
Modelo para Ensaios de Lavra na Jazida de Jacupiranga.....	75
Cálculo Expedito da Estabilidade de Túneis e de suas Necessidades de Suporte	101

Sessão Dia 03/08/1976

Projeto Trombetas	135
Concentração de Minérios de Manganês	159

Sessão Dia 04/08/1976

Custos Comparativos de Lavra em duas Minerações de escalas de produções diferentes	177
Novos Planos de Lavra de Carvão	209

Sessão Dia 05/08/1976

O Fosfato de "Patos de Minas" e suas possibilidades Econômicas	225
--	-----

IN MEMORIAN



PROF.º DR. ENG.º PAULO ABIB ANDERY

Nascer, viver e morrer. Ciclo biológico da vida animal, grosseiramente, repetido pela Natureza em outros reinos seus. Verdade, rotina do quotidiano, que a todo o instante mostra o transcorrer inexorável de todos os seus desdobramentos sem, no entanto, atingir-nos com as irradiações do seu conteúdo emotivo.

Mas basta haver qualquer relação entre nossas ligações afetivas e para que se rompa o frio equilíbrio humano de análise e uma maré de vibrações de diferentes modalidades nos alcance. Ao nascimento responde-se com a alegria de ver germinar uma esperança, à vida, com a euforia da camaradagem amigável e à morte com a tristeza da saudade do vazio deixado.

Dessas emoções, nenhuma supera, em intensidade a dor provocada pelo último adeus a um familiar ou amigo amado. Por maior consolo que se ofereça, quer da religião, quer da soliedariedade humana, a sensação de irrealidade, a angústia, a dor depressiva e a saudade, só são consumidas pela voragem do tempo. Algumas raras circunstâncias, como as da idade e sofrimento daquele que nos abandona, podem atenuá-las, mas pouco, muito pouco, dessa amarga carga pode ser transferida ou descarregada, enquanto a triste caminhada para o conforto do esquecimento saudoso se processa lentamente, mas, felizmente, progressivamente.

Todos os familiares, amigos, colegas, alunos e ex-alunos de Paulo Abib, ainda, curtem nas sombras negras da saudade o seu desaparecimento físico. Sua personalidade, que tinha tanto de simplicidade quanto de altiva postura profissional, gravou marcas profundas nas reminiscências de todos, particularmente, naqueles das áreas universitárias e da tecnologia mineral. Extremamente ligado pelo amor, compreensão e responsabilidade à sua família, aos seus amigos e ao seu trabalho, sua vida foi a de um homem simples, cercado de excepcionais realizações humanas e técnicas.

Nasceu Paulo Abib, na pacata cidade de Pouso Alegre, no Estado de Minas Gerais, em 26 de setembro de 1922, do casamento de Felipe Abibe de Martha Andery. Pouco depois sua família transferiu-se para a cidade paulista de Mogi das Cruzes, onde cursou o 1.º Grupo Escolar. Seu curso secundário, porém, foi feito em São Paulo, no tradicional Ginásio do Estado, celeiro das safras de profissionais liberais da época. Seguindo sua vocação natural, partiu para o campo da engenharia, onde se diplomou, em 1946, como Engenheiro de Minas e Metalurgista, após brilhante curso no Colégio Universitário e na Escola Politécnica de São Paulo. Durante o período acadêmico cursou o C.P.O.R., que o tornou 2.º Tenente da reserva, do Exército Nacional da arma de artilharia.

Em 1947, ingressou nas turmas de geologia do Conselho Nacional do Petróleo que pesquisaram petróleo na costa nordestina do País. Para o estudo das estruturas geológicas do sul do Estado de São Paulo o CNP designou o engenheiro Paulo Abib como chefe da turma. Foi nessa ocasião, quando sediado em Itapetininga, que conheceu e casou-se com Amalia Pie, contando, daí para o futuro, com o incentivo, o apoio e o amor necessário ao florescimento de sua personalidade técnica. O casamento gerou três filhos.

Com raízes profundas em São Paulo, após o término da campanha geológica de Angatuba-Itapetininga, não mais abandonou São Paulo. Deixa o CNP e após curta trajetória (1953/1954) pelo Departamento de Estradas de Rodagem de São Paulo, ingressou (1954) na Escola Politécnica de São Paulo, como assistente da Cadeira 33 — Lavra de Minas e Tratamento de Minérios, quase que ao mesmo tempo (1959) que assessorava e orientava a instalação da usina de beneficiamento e mina de chumbo de Boquirá, Bahia, da Plumbum S.A. Quando passou a operar essa unidade mineira, foi obrigado a abandonar (1959) a Escola Politécnica. Em março de 1960, deixa a Plumbum S.A., e ingressa no, então, Instituto Geográfico e Geológico, na área de pesquisas de geologia econômica. Daí é que é retirado (1961) pela Serrana S.A. de Mineração para prestação de serviços de pesquisas, consultoria e de desenvolvimento de processos de tratamento de minérios, onde encontra campo para a completa realização da sua vocação profissional. Retorna à Escola Politécnica, no ano letivo de 1963, onde não só ganha o respeito de seus colegas, como também, a cátedra da cadeira Lavra de Minas e Tratamento de Minérios (1968) e, com a reestruturação da U.S.P., a Chefia do Departamento de Engenharia de Minas. Em 1970, suficientemente amadurecido e respeitado no campo da tecnologia mineral, deixa a liderança da Serrana S.A. de Mineração e constitui suas firmas consorciadas Paulo Abib Andery e Associados S.C. Ltda. e EIM — Engenharia para a Indústria Mineral S.A., exclusivamente, dedicadas à pesquisa e desenvolvimento de processos e elaboração de planos de engenharia de processos e de instalações para a indústria mineral.

Esta longa e profícua vida profissional, sintetizada pelas suas realizações mais importantes de:

- a) pesquisas para o estabelecimento do processo de concentração do minério oxidado de chumbo, da mina de Boquirá, Bahia;
- b) pesquisas para a separação de apatita e calcita, de carbonatitos, que permitiu o aproveitamento do carbonatito apatítico de Cajatí, Jacupiranga, Estado de São Paulo, consagradas no XI Congresso Internacional de Tratamento de Minérios, realizado, recentemente, em Cagliari, Itália;
- c) estudos para o projeto industrial da usina de concentração da Serrana S.A. de Mineração, de carbonatito apatítico, em Jacupiranga, Estado de São Paulo;

- d) estudos para a elaboração do projeto básico industrial, da fábrica de cimento portland, para a recuperação do rejeito da concentração de apatita do carbonatito de Jacupiranga, SP;
- e) estudos e pesquisas para o aproveitamento de minérios residuais de corpos carbonatíticos, das minas de — Barreiro (Araxá, MG), da Arafertil Araxá S.A. Fertilizantes — Tapira (Tapira, MG), da Valep Mineração Vale do Parnaíba S.A. — Catalão (Catalão, Go), da Metago Metais de Goiás S.A. — Patos (Patos, MG), da Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais;
- f) estudos e pesquisas para o Projeto Conceição, de minério de ferro, em Itabira, MG, da Companhia do Vale do Rio Doce;
- g) estudos e pesquisas para o Projeto Catiboabá (Brumado, Ba), da Magnesita S.A., de concentrado magnésítico e de sinter magnésiano de alta pureza;
- h) estudos e pesquisas para o projeto destinado à produção e utilização de concentrados sulfetados de zinco, chumbo e ferro, da mina de Paracatu, MG, da Mineração Morro Agudo, S.A.;
- i) estudos e pesquisas para o Projeto Titânio, da Metago Metais de Goiás, S.A., em Catalão, Go, de beneficiamento de minério de anatásio;
- j) várias conferências, palestras, publicações, participações em congressos e atividades didáticas em cursos de graduação e pós-graduação;

constitui um volumoso e invejável acervo técnico-científico, hoje, incorporado à engenharia brasileira, que não só permitiu a tecnologia mineral nacional ter projeção internacional, como também, a criação no País, do primeiro centro de formação de especialistas em tratamento de minérios, importantes agentes do desenvolvimento econômico brasileiro.

Se nenhuma outra qualidade não possuísse, o homem, o profissional, o professor, Paulo Abib Andery, estas já seriam suficientes para gravar o seu nome nos marcos do progresso da engenharia do Brasil e na lembrança dos seus contemporâneos. “É morrendo, que se nasce para a vida eterna” — São Francisco de Assis.

Eng^o Dr. José Epitácio Passos Guimaraes

O SR. OSVALDO YUTAKA TSUCHIYA — Presidente do Simpósio:

Minhas Senhoras,
Meus Senhores:

Em nome do Centro Moraes Rego dos Departamentos de Minas e de Metalurgia Mineiros da Universidade Federal de Ouro Preto, do Diretório Acadêmico de Ciências Exatas e Tecnologia da Universidade Federal de Pernambuco, dos Estudantes de Engenharia de Minas, da Universidade Federal do Rio Grande do Sul e do Grêmio Mineiro Metalúrgico Louis Ench, da Universidade Federal de Minas Gerais, declaro aberto os trabalhos do VI Simpósio Brasileiro de Mineração.

Para esta solenidade de abertura, convido para nela participarem o prof. Dr. Joaquim Maia, da Universidade Federal de Ouro Preto; o prof. Dr. Paulo Abib Andery, do Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo; o prof. Dr. José Augusto Martins, Diretor da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo e o Dr. Acyr Ávila da Luz, Diretor-Geral do Departamento Nacional da Produção Mineral — Ministério das Minas e Energia.

Para a conferência de abertura, as palavras do Dr. Acyr Ávila da Luz, Diretor-Geral do DNPM:

O DR. ACYR ÁVILA DA LUZ:

Senhor Diretor da Escola Politécnica de S. Paulo,
Senhor Coordenador do VI Simpósio Brasileiro de Mineração, Autoridades presentes,

Minhas Senhoras,
Meus Senhores:

"No impedimento do Senhor Ministro das Minas e Energia, Dr. Shigeaki Ueki, vim representá-lo nesta solenidade de abertura do VI Simpósio Brasileiro de Mineração promovido este ano, pelo Centro Moraes Rego.

Como Diretor-Geral do Departamento Nacional da Produção Mineral, aproveito a oportunidade para dizer algumas palavras sobre as diretrizes básicas que norteiam hoje a ação do DNPM.

Esta ação visa *sobretudo o aumento* da produção mineral, em especial daqueles bens minerais carentes ao consumo interno e dos capazes de gerar divisas, de modo a ajudar a aliviar nossa balança comercial.

Para a consecução desse objetivo o DNPM vem dispensando todos os esforços possíveis nas áreas da pesquisa geológica, tecnologia mineral e do processamento legal dos pedidos de pesquisa e lavra.

Podemos desdobrar essa ação nas seguintes linhas de atuação:

- 1 — *aumento do volume físico* da produção através de um acompanhamento individual de projetos em implantação ou de ampliação, com o fim de detectar os óbices existentes quer no âmbito do DNPM, do MME ou externos, solucionando-os quando for o caso ou levando-os à consideração de instâncias superiores.
- 2 — *Valorização das matérias primas minerais*, consonante política de preços, procurando estabelecer seu justo valor.
- 3 — *Melhorar a relação custo/benefício* da produção mineral, atuando no sentido de se reduzir os custos individuais e sociais de produção, como no sentido de aumento de lucros e benefícios da mesma.
- 4 — *Intensificação da procura de novos jazimentos minerais*, elevando a participação do DNPM nos projetos de pesquisa específica de substâncias carentes em termos de reservas.
- 5 — *Maior entrosamento com as Empresas de mineração*, — privadas e estatais e com entidades federais e estaduais para o equacionamento de um modus operandi que leve o setor mineral a:
 - reduzir a dependência externa
 - reduzir os custos de produção
 - aumentar as reservas de minerais carentes e insuficientes para o consumo interno
 - explorar racionalmente toda e qualquer jazida
 - dinamizar a pesquisa e definir novas jazidas
 - incentivar a formação de pessoal especializado.

A redução da dependência externa reside em medidas que visam, entre outras finalidades,

- O aumento da produção de bens minerais, cujo dispêndio em dólares seja altamente significativo na balança de pagamento. Esse é o caso dos não ferrosos, especialmente o cobre — em que o DNPM procura, através de trabalhos geológicos, geofísicos e geoquímicos, detectar novas áreas mineralizadas, ao mesmo tempo que subsidia pesquisas em corpos mineralizados conhecidos, através de participação em sondagens;
- o *aumento das reservas* mediante nova avaliação, tornando as inferidas e indicadas em reservas medidas ou procurando localizar novas jazidas. Com este procedimento procura-se, o *mais rápido possível*, conhecer-se o real

potencial de um determinado minério, de modo a se definir a melhor política de sua exportação, sem que haja qualquer risco para o abastecimento interno, tanto na atualidade como no futuro.

A redução dos custos de produção é outra preocupação do MME que procura, por meio de uma política de incentivos e de preços, otimizar os meios e métodos de produção, ao tempo em que não se descarta dos aspectos tecnológicos da lavra, beneficiamento e tratamento de minérios, como também de formação de pessoal especializado.

Quanto à tecnologia, o DNPM brevemente estará inaugurando o seu Centro de Tecnologia Mineral — CETEM — e já programou, para novembro próximo, um Seminário, no qual pretende lançar à discussão a idéia da criação de um SISTEMA NACIONAL DE TECNOLOGIA MINERAL.

Com relação a treinamento de pessoal — outra grande preocupação do DNPM —, procurou-se criar cursos, promover encontros e seminários para atender todos aqueles que atuam no setor mineral. Para exemplificar, destacamos os cursos de Geologia Econômica (Ouro Preto), Economia Mineral (Rio de Janeiro) e Bacteriologia em Águas Minerais (Rio), cursos esses patrocinados pelo PLANFAP; Seminário sobre Técnicas Exploratórias em Geologia (Poços de Caldas); Encontro Nacional de Calcário Agrícola (Porto Alegre), Encontro Nacional de Não Ferrosos (Goiânia), Encontro Nacional de Metais Nobres e Diamante (Salvador), e Encontro Nacional de Manganês (Belo Horizonte).

As reservas conhecidas de minérios, com exceção de ferro, bauxita, pirocloro, calcário e alguns outros, são insuficientes para suportar uma política com largos horizontes para exportação e mesmo para suprir a demanda interna por anos seguidos. Consoante esta situação, o DNPM vem adequando seus projetos de pesquisa geológica de forma a determinar novos jazimentos e desenvolver prospecção em depósitos e ocorrências conhecidas, com o objetivo de ampliar reservas e definir controles estruturais estratigráficos.

Os projetos aero-geofísicos associados aos geológicos (básicos e específicos), e geoquímicos em Minas Gerais e na região Centro-Oeste, rapidamente detectaram uma série de anomalias, as quais estão sendo detalhadas por projetos específicos do próprio DNPM e por empresas que adquiriram o direito de pesquisa.

O Projeto RADAM, de todos sobejamente conhecido, tem toda a Amazônia, numa extensão de 4.600.000 Km², mapeada geologicamente e agora, por determinação ministerial foi estendido a todo o território nacional, com o nome de RADAM BRASIL.

O imenso acervo de informações proporcionado pelo RADAM sobre a Amazônia tem por objetivo servir de orientação básica, não só às atividades geológicas, mas também àquelas voltadas para a agricultura, pecuária, extra-

tivismo vegetal, exploração madeireira, apoio a programas de infraestrutura, etc.

Sob um outro aspecto, qual seja, o da tramitação de pedidos de pesquisa e decretos de lavra, o DNPM vem procurando não só dinamizar o serviço já existente, como também, introduzir algumas alterações no Código de Mineração.

Como resultado da medida primeira, este ano, até o mês de maio já haviam sido publicados 1.133 alvarás e estudados 5.750 pedidos de pesquisa, prevendo para o presente ano um recorde de cerca de 15 mil pedidos estudados.

Além das medidas administrativas está se implantando o Sistema de Informações Geológicas, utilizando todas as informações pertinentes aos pedidos de pesquisa e concessões de lavra.

Esse Banco de Dados está apto a fornecer *listagens sintéticas e listagem index*.

Quanto às alterações do Código de Mineração encontram-se no Congresso, para aprovação, as seguintes:

- 1º — Referente à liberação das áreas dos decretos de lavra caducados e aquelas com relatório de pesquisa aprovado, mas cujos direitos de preferência não foram exercidos pelo titular da pesquisa.
- 2º — Refere-se ao pagamento antecipado dos emolumentos no ato da protocolização do pedido de pesquisa.
- 3º — Refere-se ao prazo de registro de licença no DNPM.
- 4º — Antecipação do prazo de apresentação do Relatório Anual da Lavra, passando de 30 de junho para 15 de março;
- 5º — Proibição de atividade de garimpagem em áreas de pesquisa autorizada;
- 6º — Bloqueio de áreas tradicionais de garimpo às atividades de pesquisa e lavra;
- 7º — Fixação de prazo de 30 dias para pedido de reconsideração de indeferimento de pedidos de pesquisa e prazo de 60 dias para interpor recurso ao Senhor Ministro.

Eram essas as informações que julguei oportunas prestar aos senhores participantes do VI SIMPÓSIO DE MINERAÇÃO, promovido pelo CENTRO MORAES REGO.

Ao concluir, em nome do Sr. Ministro Ueki, do Sr. Secretário-Geral Prof. Barbalho e em meu próprio nome quero agradecer o convite para esta solenidade, augurando um êxito completo para o presente Seminário.

Muito Obrigado.

O SR. OSVALDO YUTAKA TSUCHIYA

Em seguida, a segunda palestra desta solenidade, que será proferida pelo prof. Dr. Joaquim Maia:

O Prof. Dr. Joaquim Maia:

Senhor presidente,

Senhores componentes da mesa:

Lendo: "Após a brilhante conferência do Dr. Acyr Ávila da Luz, receio ser enfadonho, prologando esta sessão de instalação do VI Simpósio Brasileiro de Mineração. Não há muito mais a dizer, exceto de ordem sentimental. Procurarei amenizar esta palestra, evitando considerações técnicas ou doutrinárias.

Para todos nós, é um prazer e um privilégio participar deste Simpósio, a única reunião anual dos mineradores brasileiros. Em falta de uma entidade que os congregue — e quanto lamentamos esta injustificável carência —, esta é a oportunidade exclusiva de nos encontrarmos, de nos comunicarmos, de desabafar tudo aquilo que, técnica e profissionalmente, nos assoberba. É a vida no meato da estagnação, a extroversão do acúmulo introspectivo de miríade de idéias e de sonhos de evolução. Tudo aquilo que supomos *bom*, para nossas empresas e para o País e que, aplicando ou não, dorme irrevelado em nossas mentes. Esta necessidade de exteriorizar, de liberar e comunicar, é a vaidade construtiva de todos os idealistas amantes da objetividade, do progresso e do bem-estar comunitário. Isto nos leva a participar, a vencer interesses pessoais imediatos, a sentir prazer em ensinar ou a aprender. No campo mineiro, isto é, o SIMPÓSIO DE MINERAÇÃO, evento único, ímpar, em nosso Brasil.

Talvez porque nossa evolução mineral tardou, talvez por falta de uma acendrada concepção unitária classista profissional, não temos uma Associação Brasileira de Mineração. São noveis muitas empresas e profissionais envolvidos na criação de riquezas minerais, tornando úteis simples ocorrências geológicas, matéria inerte sem maior significação. É velho aforisma que não existem riquezas minerais, mas que se as tornam. Os adventícios da mineração não se aperceberam ainda de seu espírito, daquilo que, para os seus contumazes praticantes, é uma filosofia e um obsedante e estimulante desafio: nós estamos *criando* riquezas, tirando da inutilidade o bem-estar de nossa gente, da nossa nação, da humanidade. É este o sentido comunitário e patriótico que nos move e nos orgulha. Estes são os homens, profissionalmente reunidos e integrados, que fazem a mineração e são uma comunidade única em todo o mundo. Uma confraria vaidosa, orgulhosa de si mesma, que

transborda todos os seus sentimentos em favor do gênero humano. Essa vaidade de altruísmo, essa satisfação egoísta de ser útil e de servir; cujo trabalho quotidiano, embora lucrativo por exigência vital, é, sobretudo, uma loa à grandeza humana e à satisfação coletiva da humanidade. Nossos círculos de ação são graduais: indivíduo, família, clã, cidade, município, país, continente, mundo. São linhas imaginárias, prioritárias de atenção socialmente imposta. Mas não limitativas ou excludentes. O grande apanágio dos mineradores de todo o mundo está na assimilação da universalidade, de um só mundo, de um só povo, unido e isotrópico, vivido, sofrido, a ser melhorado e engrandecido. Isto nos identifica, nos motiva e, também, nos distingue e nobilita. Nós *criamos* a riqueza mineral, acrescentamos bens à disponibilidade social, valorizamos o Homem. Outros transformarão esse bens, dando-lhes mais valia. Mas, nós os *estabelecemos*. Aproveitamos o que, sem utilidade, ocorre na face e no interior do solo, nos mares, na atmosfera, onde quer que possamos atingir.

Pois bem, os profissionais que tudo isso fazem, em identificação mental, não tiveram, no Brasil, um espírito associativo para se congregarem, através de entidade que nos reunisse. O sentimento comum não foi acrisolado em convivência incentivadora. É apenas inato e não aprimorado. Diamante bruto que não chegou a brilhante, por não lapidado. Reúnem-se ocasionalmente, em congressos diversificados ou em especializado, como este Simpósio de Mineração. Graças a o quê? Ao ideal comum, que os leva a se servirem desta oportunidade de aconchego e de troca de idéias. Para se retemperarem e mutuamente se estimularem para o prosseguimento da luta diária. Sentindo que não vivem apenas de interesses econômicos, mas de algo mais. De alguma coisa que dignifique a necessidade de ganhar a vida, perdurando suas atividades com sentido comunitário, com algo que lhes sobreviva e os ultrapasse. Graças a quê? A este pugilo de jovens idealistas que desejam se reunir a nós na tarefa de grandeza. Estudantes de Engenharia de Minas de São Paulo, Ouro Preto, Belo Horizonte, Porto Alegre e Recife, congregados no Centro Moraes Rego, Associação de Estudos Mineiros do D.A/EMM, Grêmio Louis Ensck e outras entidades acadêmicas. Apenas levemente imbuídos do espírito mineiro, eles assumiram o encargo de suportar o estandarte de nossa união irrealizada. Ano a ano promovem o simpósio de mineração. Com sacrifícios, inexperientes — pois que anualmente sucedidos por outros, mais jovens. Mas, com nosso mesmo ideal, com idêntica alevantada aspiração de grandeza nacional e humana. Freqüentemente criticamos as deficiências desses certames, esquecidos do que apresentam de bom e de positivo. Ignorando o que atestam de esforço e de dedicação. As dificuldades superadas, a luta ingente pela realização que, boa ou má, é muito mais válida que a cômoda inércia estiolante ou a sibarítica apreciação. Eles estão fazendo o que não sabem, porque os que sabem não estão fazendo. Sejamos compreensivos e honestos e os enalteçamos por essa realização.

Mas, neste VI Simpósio, um marco no tempo, poderíamos nos indagar: *como vai a mineração no Brasil?*

No que se refere à indústria, diríamos que vai “Mais ou menos”... Como criança aprendendo a andar, com os males próprios dos que se iniciam. Sem muito traquejo ou compreensão, mas evoluindo razoavelmente. O dinheiro é escasso no Brasil — ou, pelo menos, poder aquisitivo das disponibilidades minguadas. O índice inflacionário é grande (34,7% nos últimos 12 meses, 20;7% de janeiro a junho) e a plena marcha de um empreendimento minerário é demorada (7 a 10 anos). Nessas condições, minerar não é muito atrativo, para os que mais facilmente acumularam recursos financeiros. Não se compara com empreitadas civis. É preciso fôlego. Assim, a integração de novos empreendedores é lenta e problemática, requerendo um período de adaptação e amadurecimento. Quanto aos antigos, eles se vão esparramando, fluindo como azougue entre calhaus ou se expandindo como emissões amebianas. Antigamente eram chamados de “polvos”, embora estes só tenham oito tentáculos, clássicos octopodos. Hoje, os polvos estão por aí, polípodos... Com injeções hipertróficas de recursos governamentais... Mas, que fazer, se dizem que a iniciativa privada é timorata e não se satisfaz com a “carne de pescoço” que é posta ao seu alcance e com a qual se procura incentivá-la? Não dá, não é? Mas, “vai indo”... Com algumas infiltrações modestas de poucas multinacionais, medicamento heróico, com inerentes possíveis benefícios ou malefícios.

Acontece, porém, que nossos industriais desejam, ou impõem, lucros imediatos aos escassos recursos fornecidos. Nessa circunstância, *nossa técnica mineira está um pouco defasada*... Quase meio século. Pelo menos, trinta anos... Muitos serviços a céu aberto são mantidos com concepções tacanhas e equipamentos relativamente modernos. Produtividades aceitáveis, nas pequenas escalas, predominantes, e deficientes nas maiores. Quanto a serviços subterrâneos, não se tem revelado grandes jazidas que os imponham o que economicamente os justifiquem. Em outras, razoáveis, continuamos embevecidamente na época da pedra lascada, com métodos e procedimentos bastante ultrapassados. Mecanização intensiva, veículos automotores LHD, perfuratriizes mais modernas e eficientes, abridoras plenas de subidas e túneis, novos explosivos, etc., acarretando modificações substanciais dos métodos clássicos de lavra, redução do emprego de alguns e dilatação do de outros, são meras cogitações ou tentativas experimentais. Na filosofia quelônea: devagar e sempre... O conforto e higiene do trabalho são objeto de muitas exposições e de algumas vasqueiras aplicações. Sim, mas nós continuamos a projetar “grandes cousas”, a nos aprimorar em controles de qualidade, em estudos teóricos, em análise de sistemas operacionais e probabilidades estatísticas, etc. Os circuitos eletrônicos dos computadores são engorgitados e os neurônios se atrofiam, por falta de uso. Na aplicação da fantasia criadora dos alienígenas e da imitação aperfeiçoada dos autóctones. Mas, não sejamos pessimistas: vai

indo, estamos melhorando. A questão é reduzir o atraso, diminuir o “gape” e não deixar que se amplie... Sem isso, não haverá condições de competitividade de mercados, malgrado nossos salários mais baixos e contra-arrestados por renitente baixa produtividade. Se isso perdurar, teremos de nos limitar ao mercado interno, graças ao protecionismo estreito ou às malfadadas circunstâncias cambiais que nos afixiam.

Quanto ao homem, tem de merecer todo nosso cuidado e desvelo. Ele é a mente, o dínamo das ações, o meio e o fim de tudo que queremos e fazemos.

Como estão nossos engenheiros de minas? Malgrado inevitáveis deficiências individuais, creio que ainda bastante à frente da realidade exequível. Nosso ensino não é uma maravilha. Em média, talvez nem seja lá essas cousas... O número de alunos aumentou muito, a boa qualidade é uma percentagem menor do total. Mas, em Engenharia de Minas não houve o maléfico surgimento de novos cursos ou o a pior criação de novas escolas, comumente “shopping-centers” de diplomas. Alertado e assustado pelo que ocorreu em outras modalidades engenharias e áreas, o Conselho Federal de Educação e o Departamento de Assuntos Universitários do MEC vêm tomando providências para evitar o carnaval, o “chienlit” da Engenharia de Minas. Sorte nossa — que tanto nos ufanamos de nossa confraria — e do País, que se livra de titulados daninhos à sua cultura e à sua economia. — Do que não, há dúvida é que os engenheiros de minas que estão sendo graduados pelas escolas tradicionais recebem ensino muito superior ao que foi proporcionado aos seus mestres. Se aprendem é outra história — ou estória, como se diz hoje... Depende de cada um. Numa mesma turma, ensinada em comum, há formandos brilhantes e outros extremamente foscos, capazes de *absorverem* 100% da luz recebida e, conseqüentemente, de emitirem zero, zero absoluto...

O mal decorre de que ninguém quer ser reprovado, o que é natural. Mas, também, ninguém quer que se reprove e isto é artificial e amoral.. Ainda que se vá tornando prática consuetudinária. Portanto, bons ou maus pelo preparo básico, o único que o ensino escolar lhes pode propiciar, o resto, a vida profissional, dependerá de cada um, do seu continuado estudo e aperfeiçoamento que, mais que São Paulo, não pode parar... A profissão evolui vertiginosamente, a ninguém sendo dado dela saltar, para descansar na estrada da vida, sem ficar estropiado ou definitivamente aleijado do fluxo acelerado do progresso. Não dá...

Mas a muitos dos nossos engenheiros, novos ou antigos, falta mais educação que instrução. O preparo para a realidade da vida profissional e social, força de vontade e ação criadora. A questão educacional é complexa e difícil. Pode-se, deve-se, tentar complementar a educação nas escolas — primárias, médias ou superiores. E nisto estamos um pouco fracos, com

professores de pouca vivência profissional. Mas, a questão envolve ainda primórdios familiares, injunções do meio intelectual e moral, etc. Uns sobrenadam, outros se afogam. Há muita analogia com uma concentração de minerais por flutuação, incluindo consideração de agentes coletores, seletores, depressores, floculantes, reativantes, etc. Não sei bem se são as escolas ou os próprios indivíduos o agente espumante, propiciando a formação das bolhas elevadoras... Mas, na prática nacional da mineração, está ocorrendo um elemento *inibidor*, perturbante e de difícil remoção. Como a mineração visa a econômica produção de bens minerais, surgiu uma fulgurante constelação de novos profissionais que dizem ser ela a *economia* aplicada à produção de bens minerais... São uns gênios, sabem tudo e são os donos de toda a Engenharia. A criatura se volta contra o criador. Querem ser solistas em todas as partituras, preferindo silenciar a orquestra. Isto passará, com a febre malsã do embasbacamento inicial. E eles voltarão a ser instrumentistas úteis, necessários à harmoniosa orquestração das atividades humanas.

Já falei bastante. Para encerrar, em meu nome, no da Escola de Minas e Metalurgia, no da Universidade Federal de Ouro Preto, no do Conselho Regional de Engenharia e Arquitetura da 4ª Região (Minas Gerais), no do Comitê 13 de Assessores do Conselho Nacional de Desenvolvimento Científico e Tecnológico — CNPQ e no da Comissão Executiva do XII Congresso Internacional de Processamento de Minerais, congratulo-me com os organizadores e participantes deste VI SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO e formulo votos pelo seu completo êxito. E que aqui surja, finalmente, a tão ambicionada Associação Brasileira de Mineração, congregando empresas, escolas, engenheiros e demais profissionais mineradores. Seria um grande fruto. No mais, obrigado e boa noite para todos, para que amanhã possamos bem empreender os nossos trabalhos, para que, realmente e para orgulho nosso, seja este um país que cresce, no ritmo que sonhamos.

Obrigado

O SR. OSVALDO YUTAKA TSUCHIYA

A Comissão Organizadora, representada pelo seu presidente, agradece a presença de todos os componentes da Mesa e a todos do auditório e convida-os a participarem do coquetel a ser servido nas dependências deste anfiteatro. Obrigado.

Está encerrada a sessão.

Sessão — dia 02/08/1976

“PANORAMA DO XISTO NO BRASIL —
PERSPECTIVAS FUTURAS E CONJUNTURA ATUAL”

Expositor:

Dr. Flávio Magalhães Chaves
PETROBRÁS S.A.

Coordenador:

Prof. Dr. José Augusto Martins
Diretor da Escola Politécnica da USP

SUMÁRIO

- * A importância do Xisto como fonte energética
- * Ocorrências e reservas
- * Histórico
- * A Usina Protótipo do Irati
- * A Usina Industrial de São Mateus do Sul
- * Conclusões

O SR. PRESIDENTE DO IV SIMPÓSIO: ACAD. OSVALDO YUTAKA TSUCHIYA:

Dando início às conferências do VI Simpósio Brasileiro de Mineração, realizaremos hoje, uma palestra sobre o “Panorama do Xisto no Brasil”, cujo coordenador será o diretor da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, Dr. José Augusto Martins. Com a palavra, o Senhor Diretor da Escola Politécnica.

O DR. JOSÉ AUGUSTO MARTINS — Como diretor da Escola Politécnica as minhas palavras são de boas vindas aos participantes que vêm de todas as partes do Brasil. É uma satisfação ver que uma entidade de alunos, como o Centro Moraes Rego, consegue organizar simpósios, todos eles mostrando uma enorme utilidade. Utilidade essa que podemos verificar pelo volume e importância dos trabalhos já publicados. Este VI Simpósio Brasileiro de Mineração, como os anteriores, acho que, também será muito bem sucedido. Basta ver o programa, se bem que é um programa pesado, mas os itens que serão abordados das diversas conferências e nos diversos cursos são todos eles voltados para este importantíssimo campo da Engenharia, que é a Engenharia de Minas, no Brasil.

Na sessão de hoje, vamos ter o prazer de ouvir a conferência do Eng. Flávio Magalhães Chaves, que abordará o tema “Panorama do Xisto, no Brasil — Perspectiva futura e Conjuntura atual”.

O Eng. Flávio de Magalhães Chaves, em toda a sua carreira, desde a sua formatura, sempre se devotou ao campo da refinação e toda essa carreira foi feita dentro da PETROBRÁS. Engenheiro formado pelo Instituto Tecnológico de Aeronáutica, com curso de pós graduação nesse campo, o campo do petróleo. Toda a sua formação técnica tem sido orientada no sentido do campo de refino do petróleo e no sentido de se aperfeiçoar em cursos seminários e simpósios, todos eles voltados para a área técnico administrativa. Esse campo é área de interesse da PETROBRÁS.

Na sua carreira, que se desenvolveu desde a sua formatura e aluno do Curso de Refinação, curso que ele imediatamente fez após obter o seu grau no ITA, ele se dedicou à PETROBRÁS, primeiro, na Refinaria Landulfo Alves, e depois na Refinaria Alberto Pasqualini, assumindo cargos e posições relevantes e culminando ultimamente com postos na própria direção da empresa. Atualmente, o Dr. Chaves é o Superintendente-Geral Adjunto do Departamento Industrial.

Ele foi encarregado pela PETROBRÁS de numerosas missões no exterior, com vários congressos e tem diversos trabalhos publicados sobre o assunto.

Eu tenho o prazer de passar a palavra ao Dr. Flávio de Magalhães Chaves, que irá proferir a sua conferência, finda a qual os debates estarão abertos a todos.

O DR. FLÁVIO DE MAGALHÃES CHAVES — Muito obrigado, prof. Martins. Minhas Senhoras e Meus Senhores:

Foi com grande satisfação que o Senhor Presidente da PETROBRÁS, Gen. Araken de Oliveira acolheu o convite da Coordenação do VI Simpósio Brasileiro de Mineração. Não lhe foi, infelizmente, possível concretizar a sua intenção, por motivo de aconselhamento médico, após ter-se submetido a delicada intervenção cirúrgica. Recebemos, assim, de V. Sa. o encargo de cumprir essa agradável missão o que realizamos com sabida honra, sem a pretensão, todavia, de substituí-lo.

A IMPORTÂNCIA DO XISTO COMO FONTE ENERGÉTICA

O petróleo, principal responsável pelo desenvolvimento tecnológico deste século, de tão caprichosa distribuição no Globo, que a tantas pessoas e tantos povos enriqueceu, vem se tornando ano a ano mais escasso.

Sua busca incessante vem gradativamente se tornando mais dificultosa. Tem-se notícia de perfurações cada vez mais profundas, mais distantes da costa e a lâminas d'água cada vez mais espessas.

Do ponto de vista puramente econômico, sempre que uma fonte torna-se por demais cara e de difícil obtenção, outras tornam-se comparativamente mais compensadoras. No caso particular, o mundo há muito conhece como alternativas para o petróleo, importantes reservas de hidrocarbonetos cuja exploração adequada poderá satisfazer à saciedade a demanda. Refiro-me ao Xisto betuminoso e às areias betuminosas.

Por ocasião, em maio do ano passado, do IX Congresso Mundial de Petróleo, realizado em Tóquio, no qual tive a honra de, representando a PETROBRÁS, atuar como vice-presidente do painel relativo a Combustíveis Sintéticos Líquidos, ouvi do então Presidente do Conselho de Recursos Energéticos dos Estados Unidos da América, Sr. Rogers Morton, em seu discurso quando da cerimônia de abertura, o seguinte trecho:

“Se os homens mantêm o propósito de progredir, então, coletiva e interdependentemente, teremos que aprender a melhor utilizar os recursos de sobrevivência que possuímos.

Em termos de História, a era do petróleo está rapidamente chegando a seu término. No último ano consumimos, conjuntamente, cerca de um décimo das reservas mundiais conhecidas.

Todos nós temos a responsabilidade de usar bem esses recursos remanescentes.

Todos nós temos a responsabilidade de encontrar novos recursos de petróleo.

E todos nós temos a responsabilidade de procurar novas fontes de energia.

A longo prazo a solução para os problemas mundiais não reside na política, nem mesmo na diplomacia, e sim na *ciência*."

Tal síntese pareceu-me de rara felicidade, no propósito da conscientização da situação atual. As soluções que hoje podem advir da política e da diplomacia são realmente de curto alcance no tempo. Ante a escassez que se vislumbra das atuais fontes supridoras, somente a concentração de esforços tecnológicos, o que no caso corresponde à busca de sucedâneos para o petróleo, pode trazer real contribuição para a solução do problema.

E tal não constitui novidade. Líquidos obtidos de carvão, xisto e areias betuminosas vêm sendo usados para produção de combustíveis, lubrificantes e parafina, há mais de duzentos anos. Sem jamais se extinguir, tal produção de "hidrocarbonetos sintéticos" foi bastante reprimida em sua importância, com a descoberta do petróleo, em meados do século passado.

Agora, com o petróleo mais caro e escasso na maior parte dos países industrializados, a obtenção de combustíveis sintéticos dessas fontes volta a ser foco de atenções:

- O órgão governamental dos Estados Unidos da América que se ocupa do fomento de seu plano energético, a Energy Research and Development Administration-ERDA, lançou um vasto programa de pesquisa, desenvolvimento e demonstração que tem dentre suas metas prioritárias, a serem atingidas até 1985, a utilização de carvão em larga escala, diretamente ou a partir de processos de gaseificação ou *liquefação*, e a produção de óleo de xisto por técnicas de retortagem de superfície ou "in situ".
- A África do Sul tem em operação uma planta que, a partir do carvão, produz anualmente cerca de 250 mil toneladas de gasolina, óleo diesel e parafinas, e já iniciou a implantação de uma nova indústria que deverá, a plena carga, atingir a produção de 12 milhões de toneladas de carvão, com um investimento de dois bilhões de dólares.
- A Índia fomenta um intenso programa de pesquisas de gaseificação e liquefação de carvão, estando em vias de adotar caminho semelhante ao da África do Sul, tendo em construção, como parte de um plano de substituição de petróleo, três unidades de amônia, a partir de carvão, com capacidade para 900 toneladas por dia cada.
- A Alemanha, que tem em operação uma instalação que gera vapor por queima direta de xistos, alimentando com as cinzas uma grande fábrica de cimento, vem de publicar resultados favoráveis dos testes realizados com uma frota de 45 veículos Volkswagen usando 15% de metanol em mistura à gasolina.
- Com o mesmo propósito, provavelmente, notícias recentes dão conta da instalação na Polônia de uma fábrica para produção de 5.000 toneladas diárias de metanol a partir de carvão.

- O Canadá já produz 45 mil barris diários de cru sintético das areias betuminosas de Athabasca e programa quase triplicar essa produção até 1978.
- A China há muito obtém parte substancial de suas necessidades de combustíveis líquidos a partir do Xisto betuminoso.

Tendência análoga vem se fazendo sentir em nosso país, como se observa do “Balanço Energético Brasileiro” (figura 1), recentemente publicado pelo Ministério das Minas e Energia, que prevê para o ano de 1985, relativamente ao de 1975, uma redução do percentual da incidência do petróleo como fonte primária de energia de 7,9%, ou seja, de 44,3 para 36,4%, em favor de uma elevação do percentual de incidência do carvão nacional de 1,5 para 3,7%, iniciando-se a participação da energia nuclear com 3%, do álcool etílico de origem vegetal com meio por cento e do xisto betuminoso com 1,3% do total do consumo energético nacional.

O que a Petrobrás tem feito e tenciona fazer para possibilitar o alcance dessa última parcela é o objeto de minha palestra.

OCORRÊNCIAS E RESERVAS

O xisto betuminoso é uma rocha sedimentar contendo matéria orgânica sólida, de massa molecular elevada — o querogênio —, a qual, quando aquecida entre 450 e 500° C, se decompõe, produzindo óleo de xisto e gás, que podem ser removidos, bem como coque, que permanece no material processado.

Comparado com o carvão, o xisto usado diretamente é combustível muito pobre e com ele não pode competir nos usos ainda hoje convencionais. No entanto, os elevados custos de investimento e de operação vinham impedindo o desenvolvimento desta indústria, até que a atual conjuntura veio elevá-lo à categoria de competidor do petróleo e do carvão.

A importância de uma jazida de xisto depende, principalmente:

- de sua profundidade e da espessura de suas camadas, fatores diretamente relacionados com os custos de mineração;
- do teor de óleo que pode ser obtido de seu processamento, fator que influenciará diretamente o resultado econômico do processo.

Praticamente todos os países do mundo possuem xisto betuminoso em seus subsolos, recursos esses que correspondem a reservas potenciais bastante maiores que as reservas de petróleo bruto hoje conhecidas. Entretanto, as ocorrências de xisto são muito variáveis quanto à extensão, riqueza e localização, variáveis essas que guardam estreita correlação com a viabilidade econômica de exploração da jazida.

Dentre os recursos conhecidos de xisto (figura 2) destacam-se os dos Estados Unidos, com 350 bilhões de metros cúbicos, Brasil, com 127 bilhões, Rússia, Congo, Canadá, Itália e China.

Entretanto, apesar de se estimar em 530 bilhões de metros cúbicos os recursos do óleo de xisto, a tecnologia hoje conhecida (figura 3) permite estimar em apenas trinta bilhões os recursos recuperáveis, distribuídos entre a Formação Green River, nos Estados Unidos da América, a Formação Irati, no Brasil, e ocorrências menores na Europa e Ásia.

No Brasil, existem ocorrências de xisto em quase todos os Estados (figura 4), sobre as quais apresentaremos algumas considerações, iniciando pela de maior significado (de n.º sete na projeção):

XISTO PERMIANO DA FORMAÇÃO IRATI

É, sem dúvida, a ocorrência de maior importância do País, estendendo-se desde São Paulo e penetrando pelo Uruguai. É também a que maiores estudos mereceu por parte da PETROBRÁS.

Entre 1954 e 1955 foram desenvolvidos trabalhos de pesquisa ao longo da formação Irati nos estados do Rio Grande do Sul, Santa Catarina e Paraná.

Pelos resultados obtidos nesta fase de pesquisa, a área que se mostrou mais atrativa para o aproveitamento do xisto pelos métodos de mineração a céu aberto foi a de São Mateus do Sul, para onde a PETROBRÁS dirigiu suas atenções.

De observação (figura 5) de um corte típico desta formação, em São Mateus do Sul, Estado do Paraná, nota-se, sob o capeamento, a presença de duas camadas de xisto de 6,50 e 3,20 metros respectivamente separadas por uma intermediária de cerca de 8,60 metros.

Trabalho sistemático vem sendo realizado, permitindo (figura 6) comparar-se a possança das áreas de São Mateus do Sul, São Gabriel e Dom Pedrito. Em cada jazida foram cubadas as áreas mais promissoras.

A relação xisto/estéril nos dá idéia de quanto material inútil precisa, na média, ser removido da jazida para permitir a mineração do xisto. Ressalta, pois, desta comparação a situação de prioridade concedida à jazida de São Mateus do Sul.

XISTOS TERCIÁRIOS DO VALE DO PARAÍBA

Esta formação se estende pelo vale do rio Paraíba, nas imediações das cidades de Taubaté, Tremembé e Pindamonhangaba, no Estado de São Paulo.

Comparando-se (figura 7) os xistos desta formação com os do Irati, ressalta o inconveniente do seu elevado teor de umidade, em face da demanda de calor necessário à sua vaporização durante o processamento, calor esse que

deixa de ser usado diretamente para a retirada do querogênio, correspondendo a um consumo adicional de energia no processo de retortagem.

XISTOS CRETÁCEOS DO MARANHÃO

Sabe-se da ocorrência nas localidades de Codó, Barra do Corda e Grajaú. Amostras coletadas em superfície e outras provenientes de poços perfurados pelo Departamento de Exploração e Produção da PETROBRÁS revelaram altos teores de óleo.

Em função desses dados e objetivando confirmá-los, através da verificação da continuidade lateral e da variação das espessuras e dos teores das camadas betuminosas, a PETROBRÁS iniciou, recentemente, um programa de sondagens pioneiras na região, o qual deverá fornecer os resultados necessários ao perfeito conhecimento e controle estratigráfico dessas formações.

XISTOS CRETÁCEOS DO CEARÁ E DE ALAGOAS

Dados bibliográficos informam ocorrências intermitentes e espessuras muito reduzidas das camadas de xisto.

Dentro da prioridade estabelecida para o estudo sistemático das nossas reservas pela PETROBRÁS, foram programadas campanhas de reconhecimento preliminar e amostragem de superfície dessas formações para o próximo ano.

XISTOS CRETÁCEOS DA BAHIA

Ocorre na região de Maraú e recebe a denominação de Marauito. No passado mereceu atenção e houve mesmo várias tentativas para industrializá-lo, em face do elevado teor de óleo, cerca de 430 litros por tonelada. No entanto, a pequena reserva de óleo, cerca de quinhentos mil barris, desaconselha qualquer trabalho nessa jazida.

XISTO PERMIANO DA FORMAÇÃO SANTA BRÍGIDA

Ao norte do Estado da Bahia, nesta formação, foram localizados, em trabalho de reconhecimento geológico preliminar, fragmentos de material betuminoso expostos às intempéries por mais de doze anos, resultantes da abertura de uma cisterna. Nenhum outro afloramento de xisto foi encontrado na área.

Como as amostras coletadas revelaram teores de óleo da ordem de 6% em peso e, visando obter maior conhecimento da ocorrência, serão progra-

mados trabalhos futuros de sondagens pioneiras, através de furos isolados, para determinar a distribuição, a espessura e os teores de óleo das camadas de xisto.

XISTOS DEVONIANOS DO PARÁ, AMAZONAS E AMAPÁ

Esta ocorrência pertence ao membro Barreirinho da formação Curuá e se estende por grande parte da Bacia Amazônica.

A Empresa iniciou trabalhos de pesquisa geológica, que têm sido bastante difíceis, em face das condições próprias da região.

A amostragem de superfície dos flancos norte e sul da Bacia Amazônica revelou teores de óleo bastante baixos e variáveis para as amostras recolhidas.

Tendo em vista a grande extensão e a espessura da formação, não se pode afirmar que a amostragem realizada seja representativa para todos os seus níveis, sendo necessárias maiores informações antes que se possam tirar conclusões definitivas sobre as suas reais possibilidades de aproveitamento.

Para o próximo ano serão programadas sondagens pioneiras que irão permitir a verificação da variação vertical dos teores de óleo das camadas betuminosas.

HISTÓRICO

Em quase todas as ocorrências de xisto no Brasil houve tentativas de toda sorte para retirar do minério combustíveis idênticos aos oriundos do petróleo. Mas, por motivos os mais diversos, nenhuma dessas iniciativas particulares obteve êxito.

Pode-se dizer que o marco inicial da industrialização do xisto é o Decreto nº 28.661, de 19 de setembro de 1950, que criou a Comissão da Industrialização do Xisto Betuminoso — CIXB — com a finalidade de instalar, no vale do Paraíba, uma usina para a produção de dez mil barris de óleo por dia.

No desenrolar dos trabalhos de projeto verificou-se a necessidade de levantar dados básicos de processamento, o que levou a CIXB a construir uma usina piloto, a Estação Experimental de Processamento Monteiro Lobato, em Tremembé, no Estado de São Paulo, inaugurada a 13 de dezembro de 1955.

Anteriormente a esta data, em novembro de 1951, a CIXB passou a integrar o Conselho Nacional do Petróleo, mantendo-se o escopo inicial, mesmo quando criada a PETROBRÁS, a quem passou a caber a direção dos trabalhos.

Dentre os fatos de maior significado, anteriores à entrada em operação da Usina Protótipo do Irati, cabe destacar o desenvolvimento do Sistema 1, processo contínuo de rendimentos razoáveis, para aproveitamento do xisto do

vale do Paraíba, e o estabelecimento do processo Petrosix para o xisto do Irati.

Os dados técnicos, reunidos dos trabalhos de laboratório e de escala piloto realizados em Tremembé, indicavam como mais atrativo, para empreendimentos industriais, o emprego do processo Petrosix, o que levou a PETROBRÁS a conceber, projetar e construir a Usina Protótipo do Irati.

A USINA PROTÓTIPO DO IRATI

A Usina Protótipo do Irati (figura 8), localizada no município de São Mateus do Sul, Estado do Paraná, foi construída com o objetivo principal de confirmar a operabilidade mecânica de equipamentos não convencionais, demonstrar a operabilidade e reprodutibilidade de resultados do processo em campanhas longas e com equipamentos de maior porte e obter dados técnicos consistentes para neles basear o projeto de uma eventual usina industrial.

Iniciou sua operação em junho de 1972 (figura 9).

Está aparelhada para processar até 2.200 toneladas diárias de xisto, dele produzindo 160 metros cúbicos de óleo, 36.500 metros cúbicos de gás combustível e dezessete toneladas de enxofre.

A lavra do xisto (figura 10) consiste na remoção direta do capeamento e da camada intermediária para o bota-fora por meio de uma "dragline" e o carregamento do xisto, por "shovels", em caminhões, que o transportam para o britador primário. As camadas de xisto e a intermediária estéril, antes de manuseadas, devem ser afrouxadas com explosivo.

Do britador primário (figura 11) o xisto é levado, por correias transportadoras, a um segundo estágio de britagem, armazenagem (figura 12) e homogeneização nas pilhas de alimentação da retorta, que também recebe briquetes produzidos por máquina que aproveita os finos de britagem.

Daí o xisto é elevado (figura 13), sempre por correia transportadora, passando por uma casa de amostragem, que objetiva acompanhar continuamente suas propriedades, e segue seu percurso até abastecer (figura 14) a retorta Petrosix, que é o equipamento central da Usina. Ali, o xisto, em movimento gravitacional, em contracorrente com gás de reciclo aquecido, sofre o procedimento denominado pirólise ou retortagem (figura 15), liberando a matéria orgânica (querogênio) sob a forma de gases e vapores. Estes, já sob forma de neblina, devido ao início de condensação dos componentes mais pesados, atravessam ciclones e um precipitador eletrostático (figura 16), onde o óleo pesado é recuperado. Em seguida são comprimidos e divididos em três correntes:

- uma é aquecida e retorna como reciclo quente;
- outra também retorna, como reciclo frio;
- a terceira abastece (figura 17) o sistema de recuperação de óleo leve, o que é feito em torres de contato com água; e, em seqüência, o sistema de

dessulfurização do gás, com emprego de dietanolamina, de onde o gás purificado é usado como combustível para uso próprio da usina e suas flutuações são queimadas (figura 18) na tocha de segurança.

Por sua vez, o gás ácido, efluente do processo de tratamento, é utilizado para produção (figura 19) de enxofre elementar, de alta pureza, em uma unidade Claus. Na UPI foram previstas instalações complementares para escamação, ensacagem e armazenamento do enxofre produzido, alternativa ao sistema de entregas a granel, usual na comercialização desse produto.

Os óleos leve e pesado (figura 20) são misturados e armazenados.

Parte dele é consumida na própria usina e parte vendida como óleo combustível, para o que (figura 21) se tornou necessária a construção de pequena unidade de ajustagem de ponto de fulgor, com vistas a atender as especificações vigentes do Conselho Nacional de Petróleo para esse produto.

O xisto retornado (figura 22) é bombeado, sob a forma de grossa lama, para a represa construída com esse fim, visando prevenir quanto ao perigo de combustão espontânea, devido à presença de carbono residual e pirita.

A recuperação, não só dessa matéria orgânica (figura 23) mas também do enxofre residual, vem sendo objeto de experiências.

Os primeiros testes de combustão e gaseificação do xisto retornado em mistura com finos de xisto forneceram resultados bastante animadores.

A Usina Protótipo do Irati é auto-suficiente, possuindo (figura 24) laboratório, oficinas de manutenção, central termoeletrica, torre de refrigeração de água, enfim, completo sistema de utilidades. Apoio especializado eventual, no entanto, por vezes é prestado pelas equipes das refinarias.

Como a UPI já forneceu os dados essenciais às definições básicas de projeto e avaliação econômica da Usina Industrial, está sendo possível a realização de corridas com xistos de outras formações, para estudos de mais longo alcance.

No final de 1975 foi providenciada a mineração, para obtenção de nove mil toneladas de xisto de São Gabriel e Dom Pedrito, seguida do transporte do material minerado daquelas localidades para São Mateus do Sul. No momento estão sendo iniciadas as experiências que visam verificar a aplicabilidade do processo Petrosix àqueles xistos, abrindo a perspectiva de a Empresa poder contar, em futuro próximo, com duas novas e importantes frentes de trabalho na área de industrialização do xisto.

Embora com diversas características semelhantes às do petróleo, o óleo de xisto não é adequado como carga aos processos usuais de nossas refinarias, onde produziria derivados que deixariam de atender a algumas das propriedades das especificações nacionais, devido, principalmente, à sua alta instabilidade química, resultante da elevada percentagem de hidrocarbonetos insaturados e compostos nitrogenados.

A presença de substâncias contaminantes, como piridinas, quinoleínas e mercaptans exigiu, outrossim, que, além do estudo de processos de hidroge-

nação, conqueamento e destilação dessa matéria-prima, fossem pesquisados catalisadores que não se envenenassem com o óleo de xisto.

Tais estudos foram seguidos de exaustivos trabalhos experimentais, que comprovaram a possibilidade de obtenção de derivados, semelhantes aos obtidos de petróleo, a partir do óleo de xisto, atendendo às especificações do Conselho Nacional de Petróleo.

Não se ativeram, entretanto, ao óleo as pesquisas realizadas. Foram também feitos estudos visando a utilização do gás como gerador de hidrogênio para o processo de hidrogenação, estando, ainda, na pauta, estudos para utilização dos finos de britagem e do xisto retornado, bem como do emprego petroquímico do óleo e do gás de xisto.

USINA INDUSTRIAL DE SÃO MATEUS DO SUL

Parece fora de dúvida que os países em condições de produzir combustíveis sintéticos a partir de suas riquezas, se ainda não o estão fazendo, estão tendentes a fazê-lo. O tempo está se encarregando de remover as dúvidas e os obstáculos interpostos.

É notório que a industrialização do xisto requer investimentos muito elevados. Contudo, trata-se de investimento feito para reduzir dispêndio em moeda estrangeira, tanto mais atrativo quanto mais se elevar o preço internacional do petróleo.

É também do conhecimento geral que a industrialização do xisto é alta consumidora de energia, mormente se comparada ao gás natural, ou mesmo ao petróleo. A comparação, entretanto, é pouco válida, porquanto não cogita do xisto quem tem óleo ou gás em abundância.

Sabe-se, ainda, do receio do prejuízo ecológico que a industrialização poderia trazer à região em que fosse implantada. Sabe-se, por outro lado, de pesquisas feitas para restauração da fertilidade do terreno e prevenção da poluição decorrente de emissões e despejos.

Testemunho da confiança no papel que está reservado ao xisto como fonte energética é o fato de que as glebas de cerca de vinte quilômetros quadrados, que os Estados Unidos colocaram em licitação, em Utah e Colorado, destinadas à industrialização de xisto, foram adquiridas por preço superior a duzentos milhões de dólares por gleba, ou seja, mais de dez dólares por metro quadrado, representando "a mais cara concessão mineral de terra federal jamais feita". E os compradores foram justamente grupos esclarecidos, como a Gulf e a Standard Oil Company de Indiana.

Dentro desse contexto é que, com base nos resultados obtidos na operação da Usina Protótipo, foi concebida uma Usina Industrial e realizado o seu estudo global de viabilidade, o qual veio mostrar que a construção de um empreendimento em escala comercial para aproveitamento dos xistos da

Jazida de São Mateus do Sul, da Formação Irati, utilizando o Processo PETROSIX, é viável tecnicamente e apresenta aspectos econômicos de interesse para o País.

Há, pois, que se dar novo passo no processo de escalada iniciado nos laboratórios de Tremembé, o qual representará, sob o ponto de vista de desenvolvimento do processo, uma etapa com grau de segurança e facilidade bem maiores do que o passo precedente, quando evoluiu-se da piloto para a protótipo, uma vez que o aumento relativo das capacidades de processamento é bem menor para a passagem que agora pretendemos executar.

O risco envolvido, considerando o aspecto técnico do empreendimento, é sem dúvida maior que o normalmente verificado para projetos convencionais de refinação de petróleo, mas, a simplicidade de operação do nosso processo, conduzido quase que à pressão atmosférica e a temperaturas menos elevadas quando comparadas, por exemplo, com as de gaseificação do carvão, deixam-nos confiantes quanto à obtenção da continuidade operacional em que se fundamentou o cálculo dos parâmetros econômicos contidos no estudo global de viabilidade.

O modelo considerado naquele estudo se inicia com um amplo esquema de lavra (figura 25) que será aplicado em duas áreas de mineração para a obtenção do xisto necessário.

Para cada área de mineração (figura 26) serão utilizados os equipamentos principais abaixo relacionados com as respectivas funções:

- uma “dragline” com caçamba de 80 metros cúbicos para a remoção do capeamento;

- outra, com caçamba de 50 metros cúbicos, para a remoção da camada intermediária e remanuseio da parte superior do capeamento;

- e uma última, com caçamba de 14 metros cúbicos, para o cobrimento, com a parte superior do capeamento, do xisto retornado lançado nas pilhas de rejeito da usina;

- uma “shovel” com caçamba de 15 metros cúbicos para a escavação e carregamento da camada superior de xisto em caminhões de 136 toneladas;

- outra, com caçamba de 9 metros cúbicos, para a mesma operação na camada inferior de xisto;

- os caminhões necessários para o transporte do xisto cru aos britadores primários e retorno do xisto retornado às cavas de mineração;

- tratores para o espalhamento do xisto retornado e da parte superior do capeamento lançado sobre aquele;

- perfuratrizes para a execução de furos para explosivos nos diâmetros de 23 cm, 16 cm e 11 cm.

A Unidade de Mineração, além dos equipamentos principais citados anteriormente, contará também com equipamentos de apoio, tais como: tratores de lâmina, sobre esteiras e pneus, carregadores frontais, motonive-

“O FOSFATO DE *PATOS DE MINAS*
E SUAS POSSIBILIDADES ECONÔMICAS”

Expositor:

Eng. Gildo de Araújo Sá Cavalcanti de Albuquerque
C.P.R.M. — Rio de Janeiro

Coordenador:

Eng.º Antenor Firmino Jr.

PAA — EIM

impacto negativo que o alto custo do empreendimento industrial do xisto poderia vir a causar.

CONCLUSÕES

Ao xisto, pois, acredito, está reservado importante papel no árduo esquema de emancipação econômica deste País.

Sua industrialização é, sem dúvida, uma das rotas que contribuirão para a redução do dispêndio anual de bilhões de dólares em divisas referentes à importação de petróleo.

Não mais pairam receios quanto à sua viabilidade. Discute-se tão somente se é chegada sua oportunidade, tanto mais evidente quanto mais se elevam os preços do petróleo.

Estejamos, entretanto, conscientes de que muitos anos serão necessários para que essa indústria atinja a maturidade, capacitando-se a responder por parte substancial de nosso consumo de energia. E, não nos iludamos, ainda assim haverá lugar para todo o óleo, gás, carvão, energia hidrelétrica e nuclear que estivermos então produzindo.

Trata-se aqui de um recurso que sabemos onde se encontra e sabemos agora como processar. Há que se concentrar esforços e FAZÊ-LO.

Está, pois, na rota certa a PETROBRÁS despendendo o melhor de seus esforços com vistas à industrialização do xisto brasileiro, coerente com o que dela espera o Governo da República que objetivou no "II Plano Nacional de Desenvolvimento", a máxima intensificação do programa de xisto.

CONSUMO DE ENERGIA PRIMÁRIA NO BRASIL (DISTRIBUIÇÃO PERCENTUAL)

		1 9 7 5	1 9 8 5
PETRÓLEO		44,3	36,4
HIDRÁULICA		23,2	30,9
CARVÃO	NACIONAL	1,5	3,7
MINERAL	IMPORTADO	1,8	4,9
LENHA		22,5	13,4
BAGAÇO DE CANA		3,8	2,9
CARVÃO VEGETAL		2,5	2,8
GÁS NATURAL		0,4	0,3
ÁLCOOL		—	0,5
URÂNIO		—	2,9
XISTO		—	1,3
		100.0	100.0

FONTE: BALANÇO ENERGÉTICO NACIONAL
MINISTÉRIO DAS MINAS E ENERGIA, 1976

	Percentagem do custo total	Composição de cada item	
		% em Cr\$	% em US\$
1. USINA	84,21	82,03	17,97
• Mineração	11,37	19,07	80,93
• Prep. Carga e Rejeito	10,46	80,93	19,07
• Retortagem e Rec. Produtos	27,26	94,41	5,59
• Trat. Gás e Prod. Enxofre	6,64	94,62	5,38
• Pré-Trat. Óleo	1,61	100,0	—
• Utilidades	6,47	81,66	18,34
• Manutenção, Adm. Facilidades	6,43	94,24	5,76
• Itens Complementares	13,97	96,45	3,55
2. OLEODUTO	1,84	100,00	—
3. HIDROTRATAMENTO	13,95	88,07	11,93
TOTAL	100,00	83,20	16,80

Recursos recuperáveis de óleo de xisto com a tecnologia atual
(bilhões de metros cúbicos)

EUROPA	5
AMÉRICA DO NORTE (USA: Green River)	13
AMÉRICA DO SUL (BRASIL: Irati)	8
ÁSIA	3
TOTAL APROXIMADO	30

OCORRÊNCIAS DE XISTO NO BRASIL



- 1 XISTO TERCIÁRIO
DO VALE DO PARAÍBA - SÃO PAULO
- 2 XISTO CRETÁCEO DO MARANHÃO
- 3 XISTO CRETÁCEO DO CEARÁ
- 4 XISTO CRETÁCEO DE ALAGÔAS
- 5 XISTO CRETÁCEO DA BAHIA
- 6 XISTO PERMIANO
DA FORMAÇÃO STA. CRÍSTIDA - BAHIA
- 7 XISTO PERMIANO
DA FORMAÇÃO INATI
- 8 XISTO DO AMAPÁ
- 9 XISTO DEVONIANO DO PARÁ E AMAZONAS



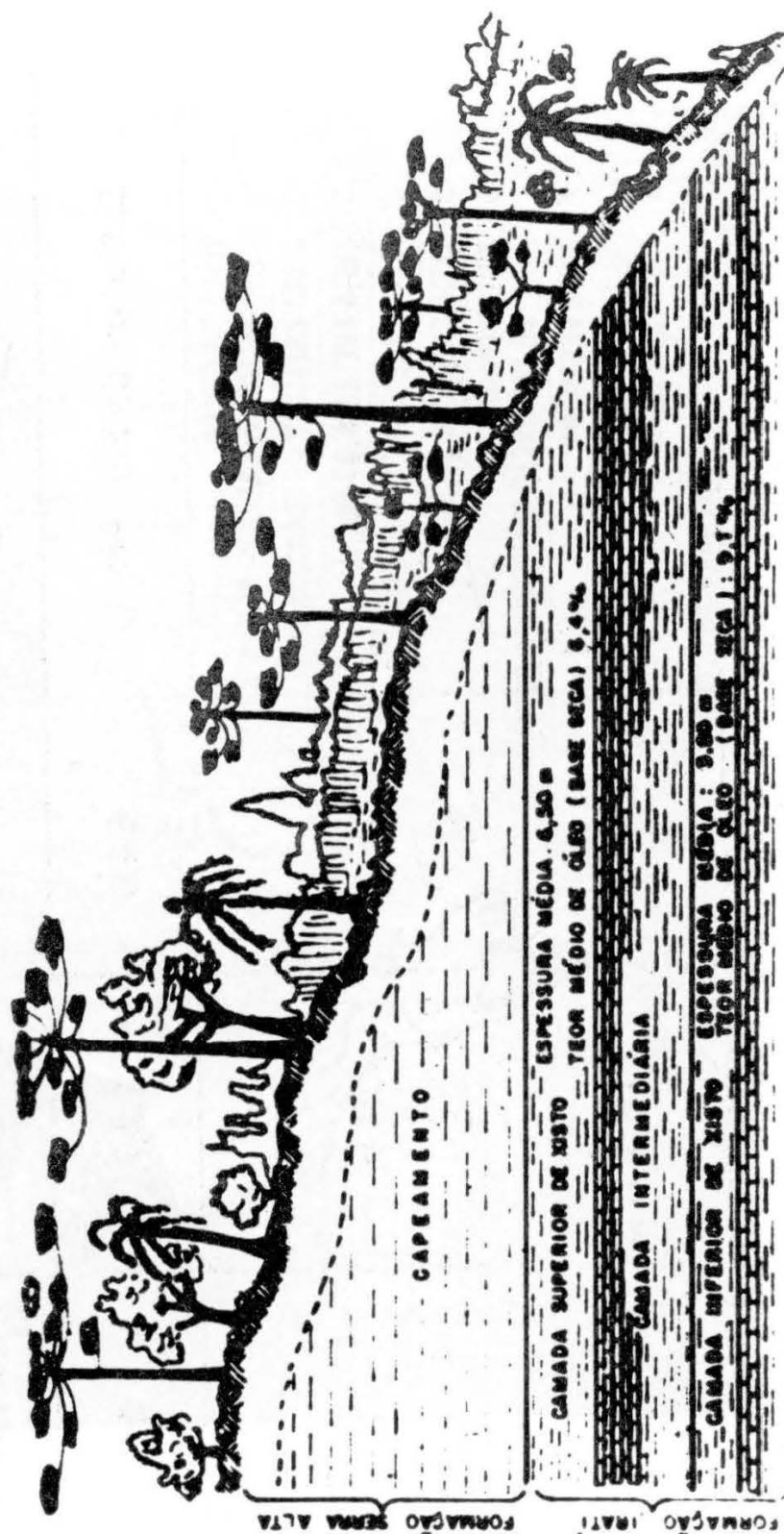
0 100 200 km
Escala: 1:100.000



SUPERINTENDÊNCIA DA INDUSTRIALIZAÇÃO DO XISTO

CORTE TÍPICO DA FORMAÇÃO IRATI

EM SÃO MATEUS DO SUL
PARANÁ



RESERVAS PRIORITÁRIAS DA FORMAÇÃO IRATI

M U N I C Í P I O	ÁREA (km ²)	<u>XISTO</u> ESTERIL	ÓLEO Milhões m ³
S. Mateus do Sul, PR	64,5	1:2,7	89
S. Gabriel, RGS			
Sepé — Tiaraju	54	1:4,6	25
Santa Barbara	30	1:6,7	13
D. Pedrito, RGS	191	1:6,4	73

ANÁLISES TÍPICAS

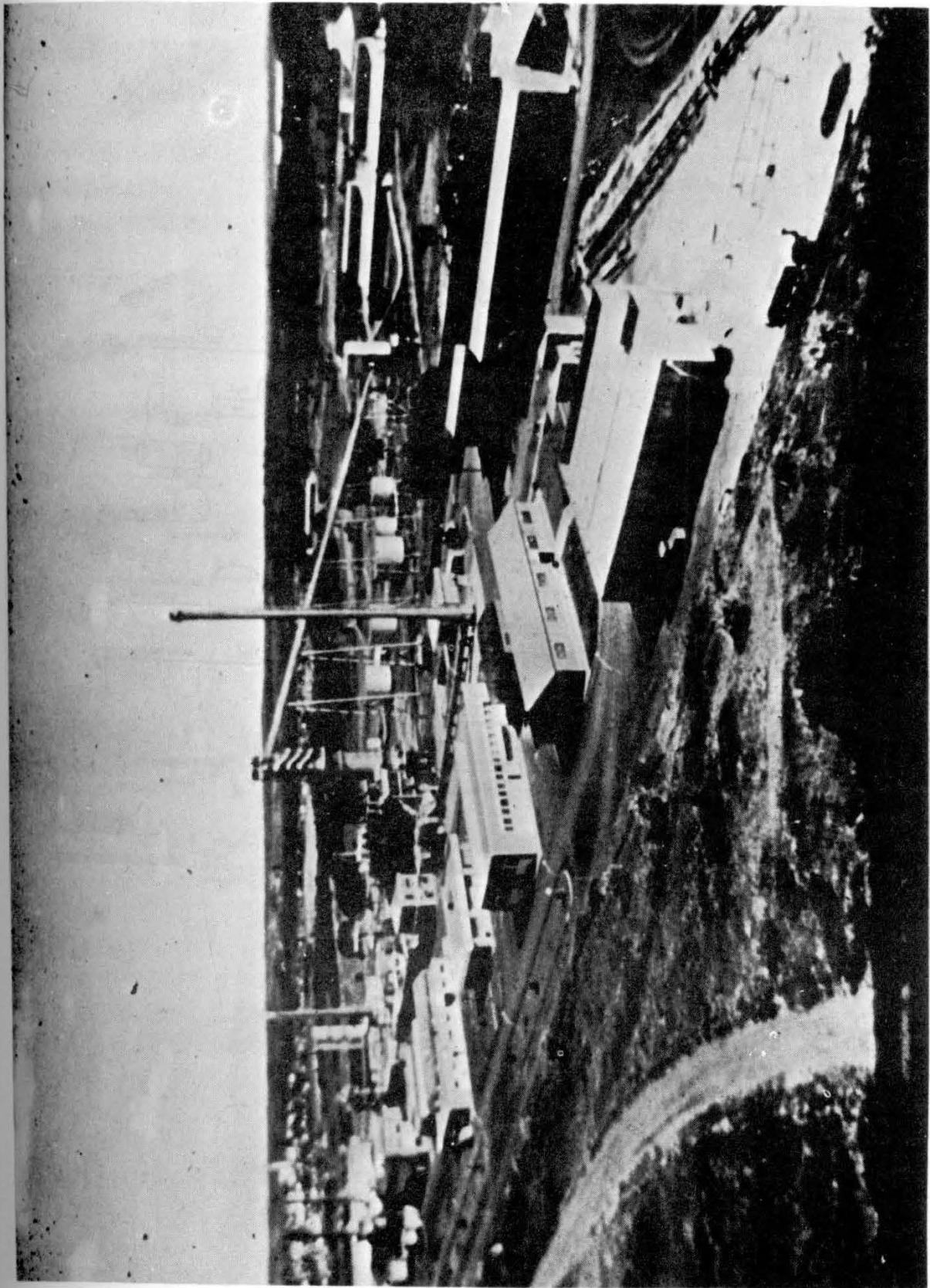
(percentagem em peso, base seca)

	XISTO DO VALE DO PARAÍBA	XISTO DO IRATI
óleo	7,5	7,4
gás	3,2	3,2
água	4,2	1,7
resíduo	85,1	87,7

TEOR DE UMIDADE

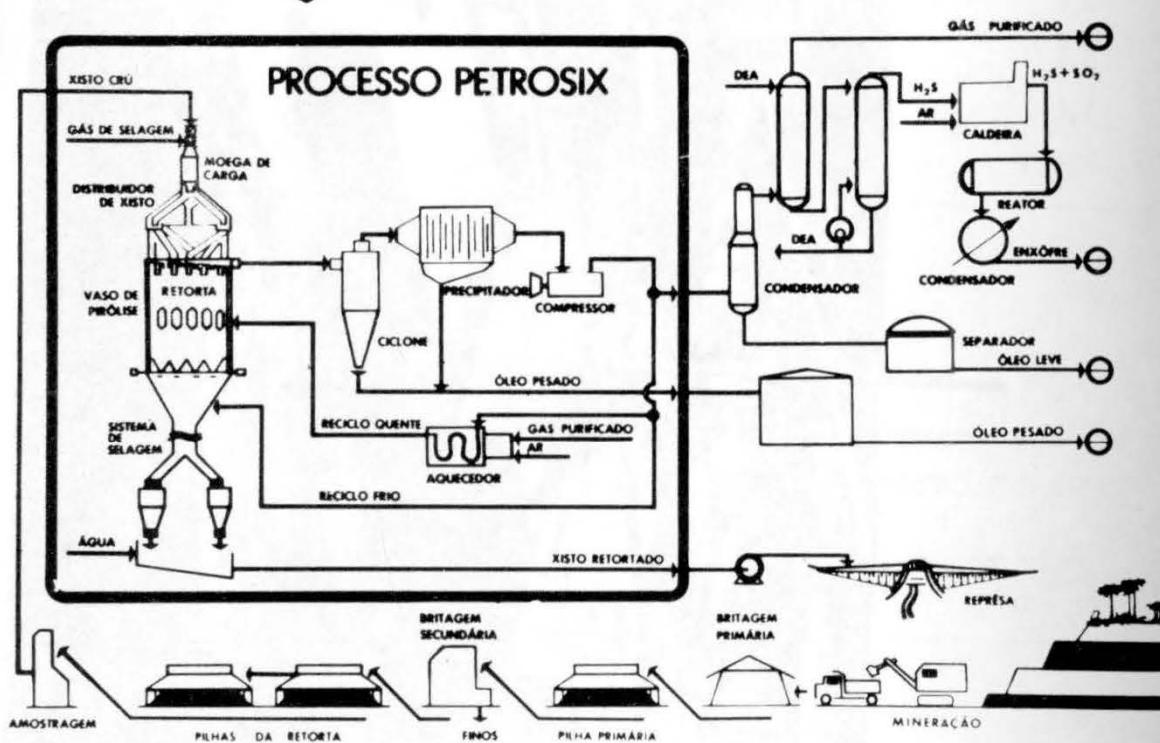
(percentagem em peso, base úmida)

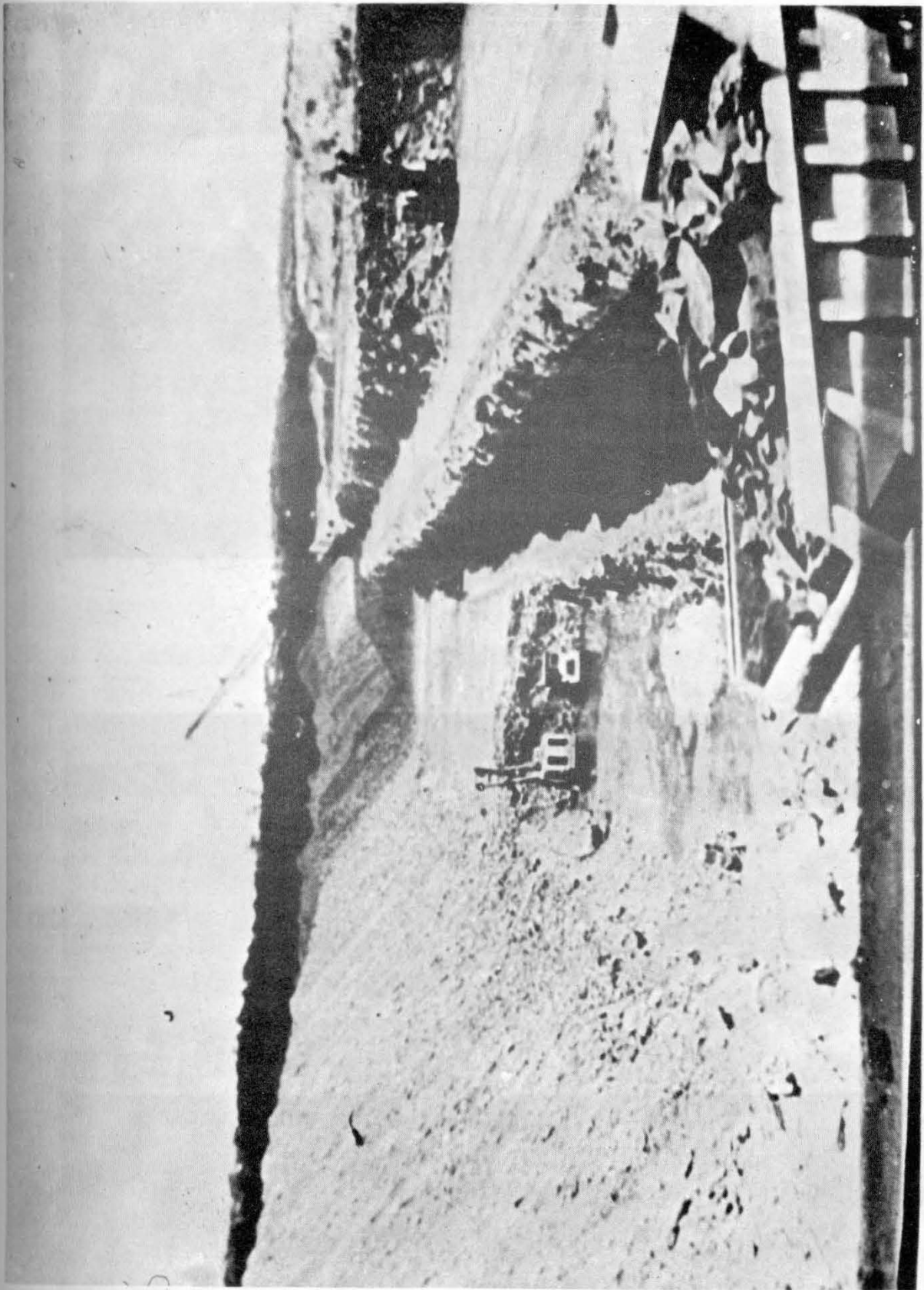
XISTO DO VALE DO PARAÍBA	XISTO DO IRATI
37	5

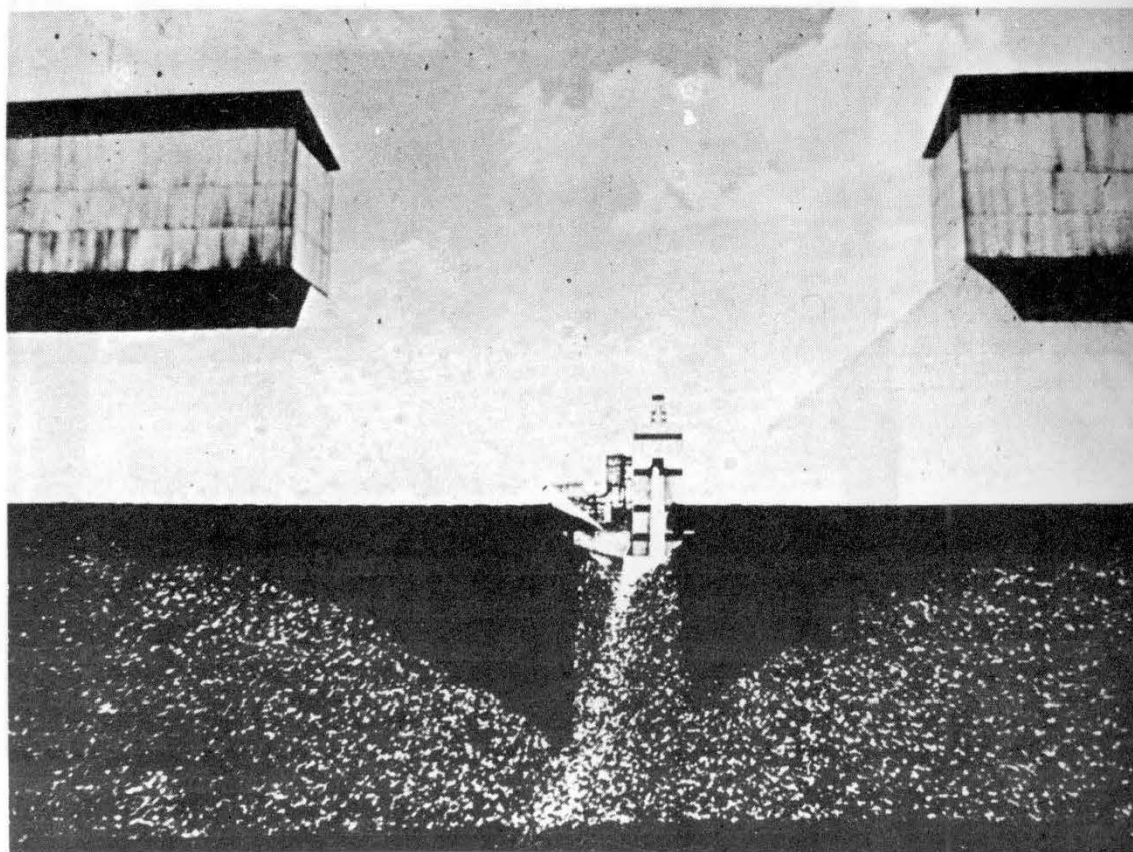
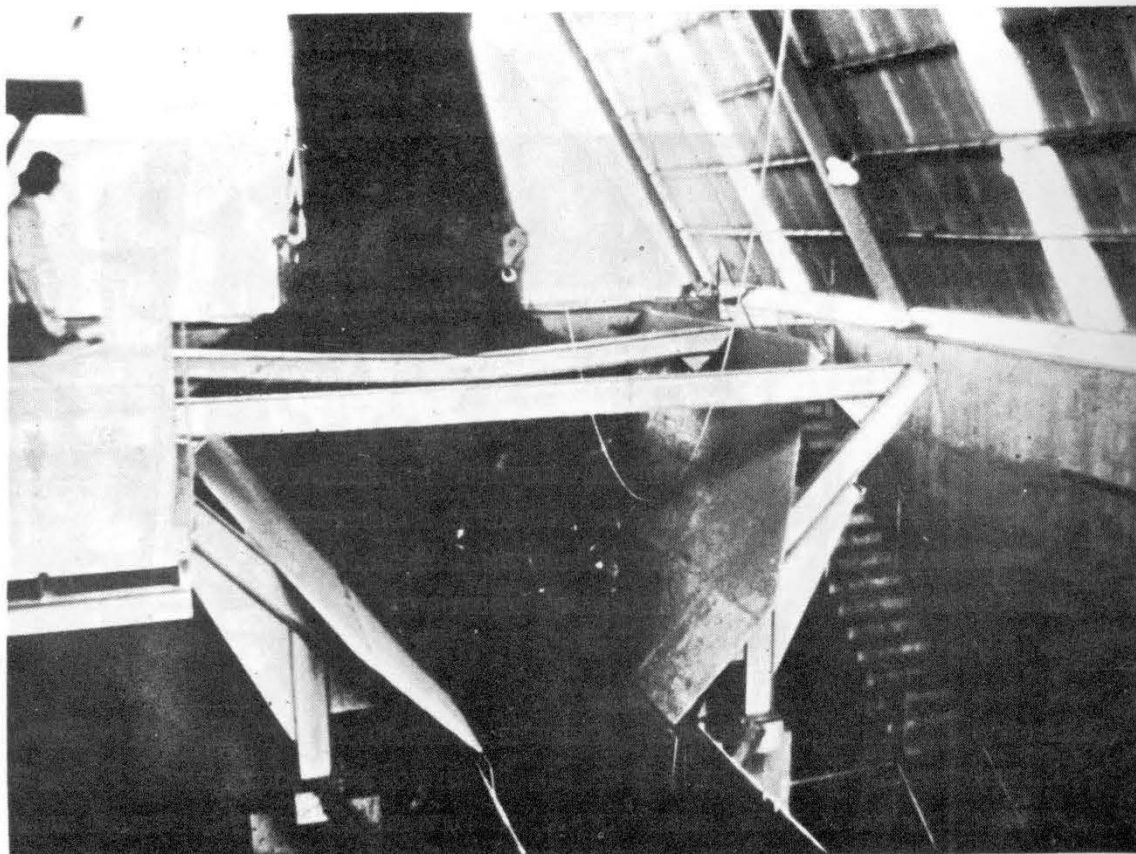


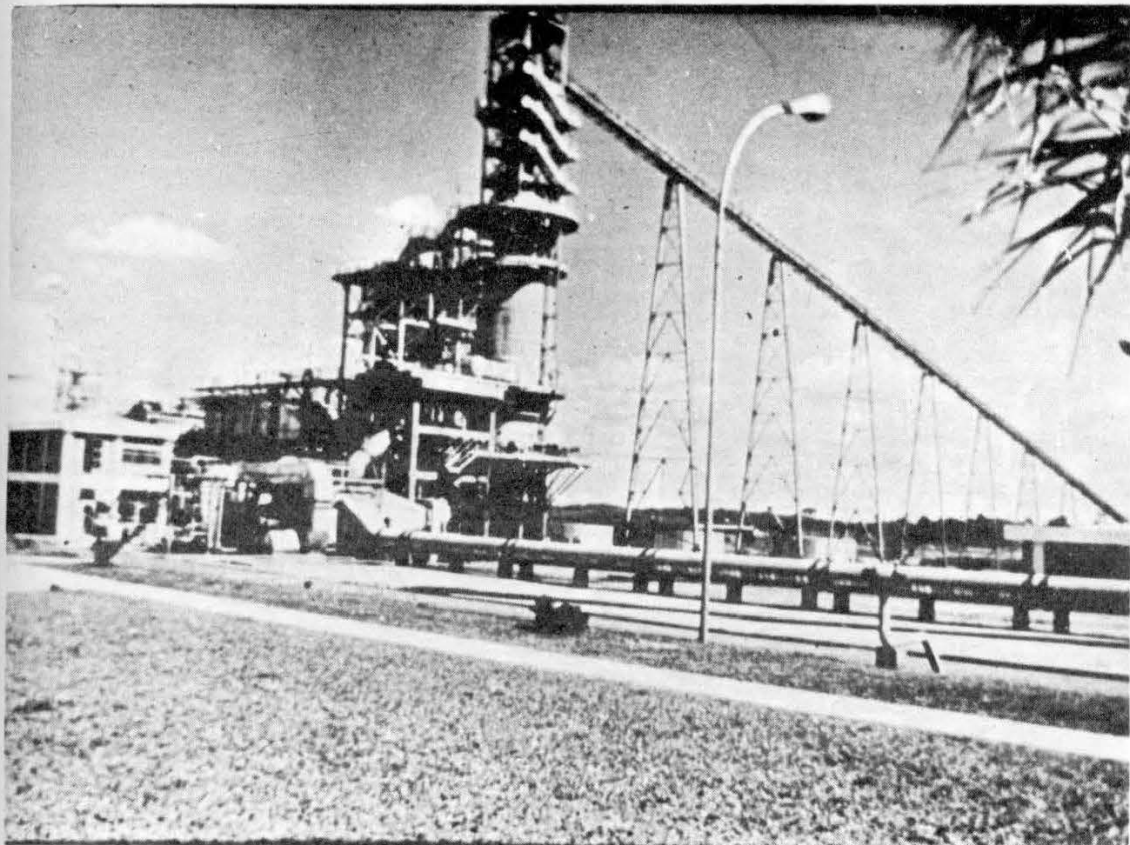


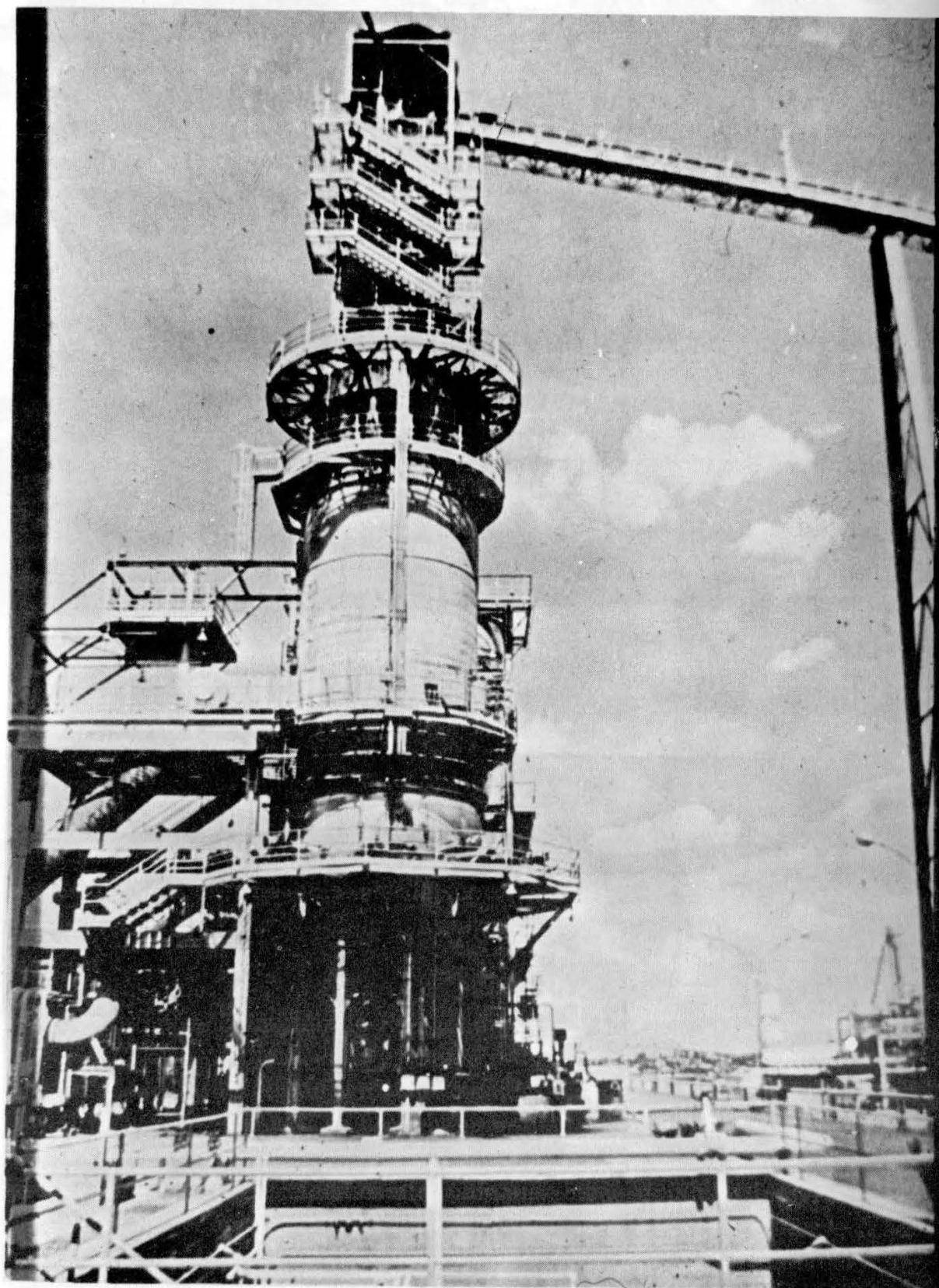
FLUXOGRAMA DE PROCESSO

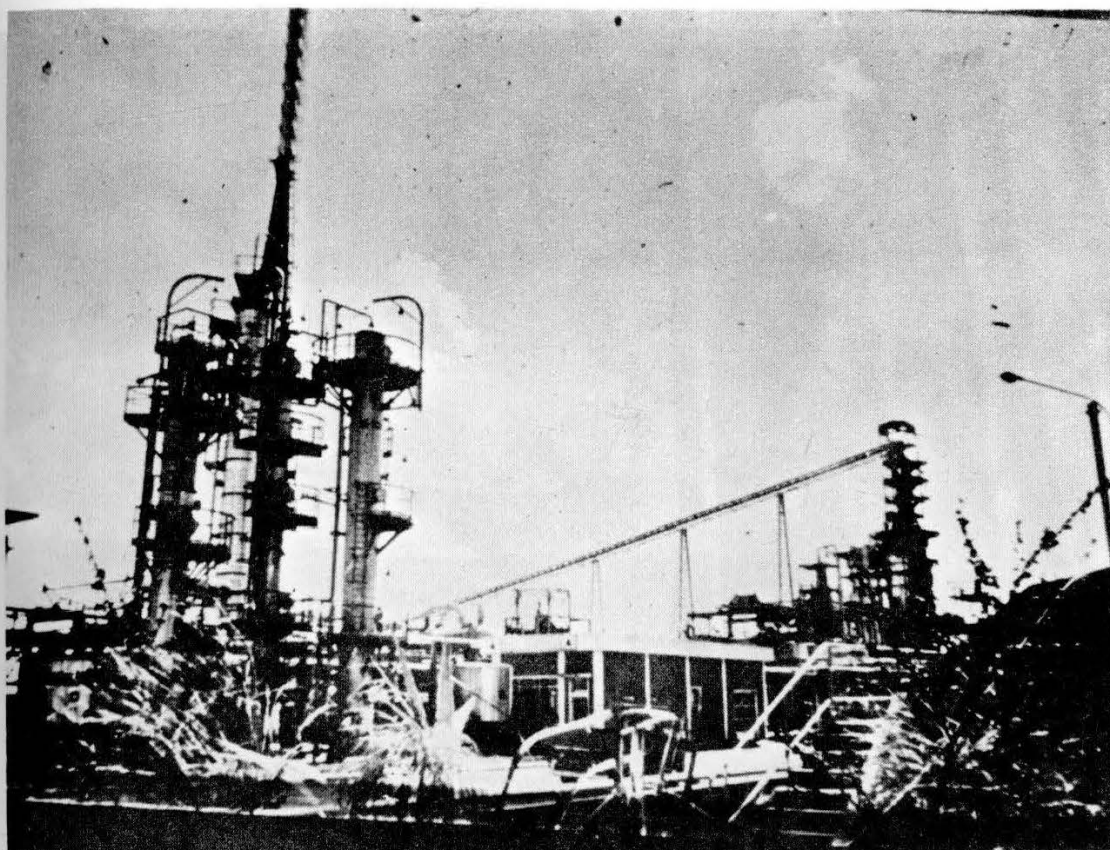
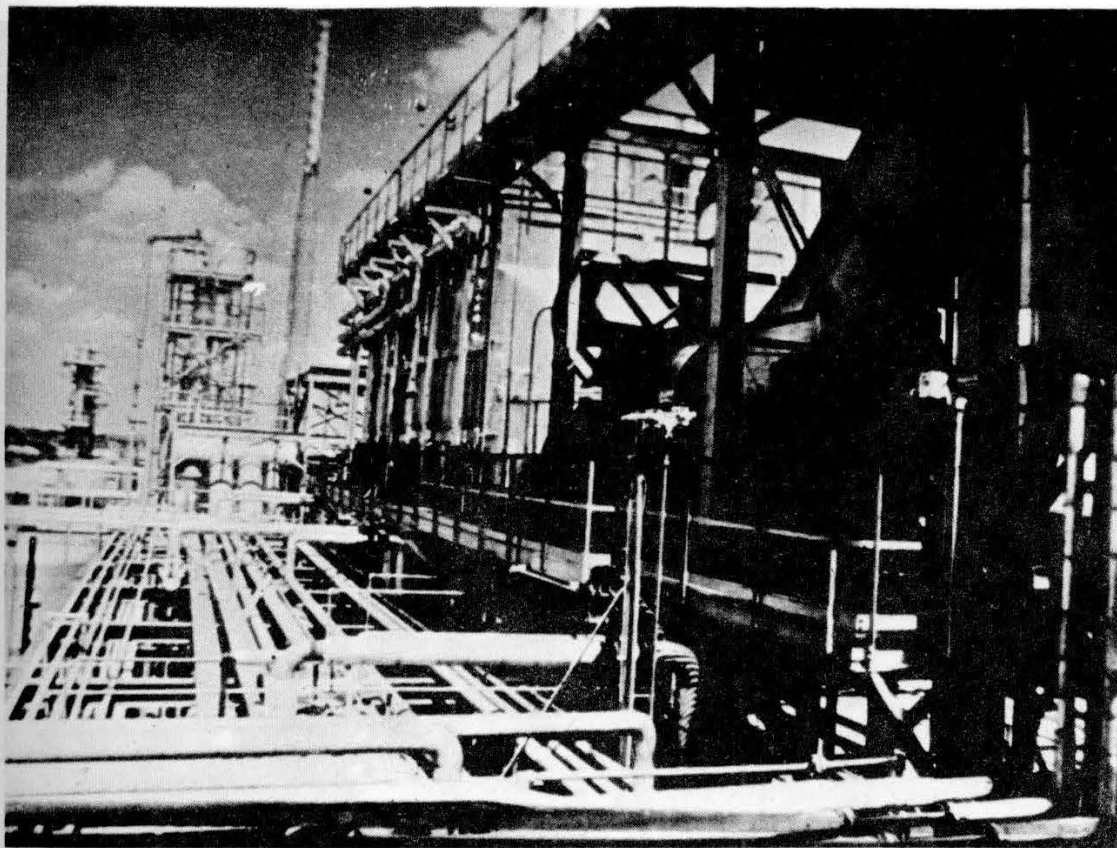


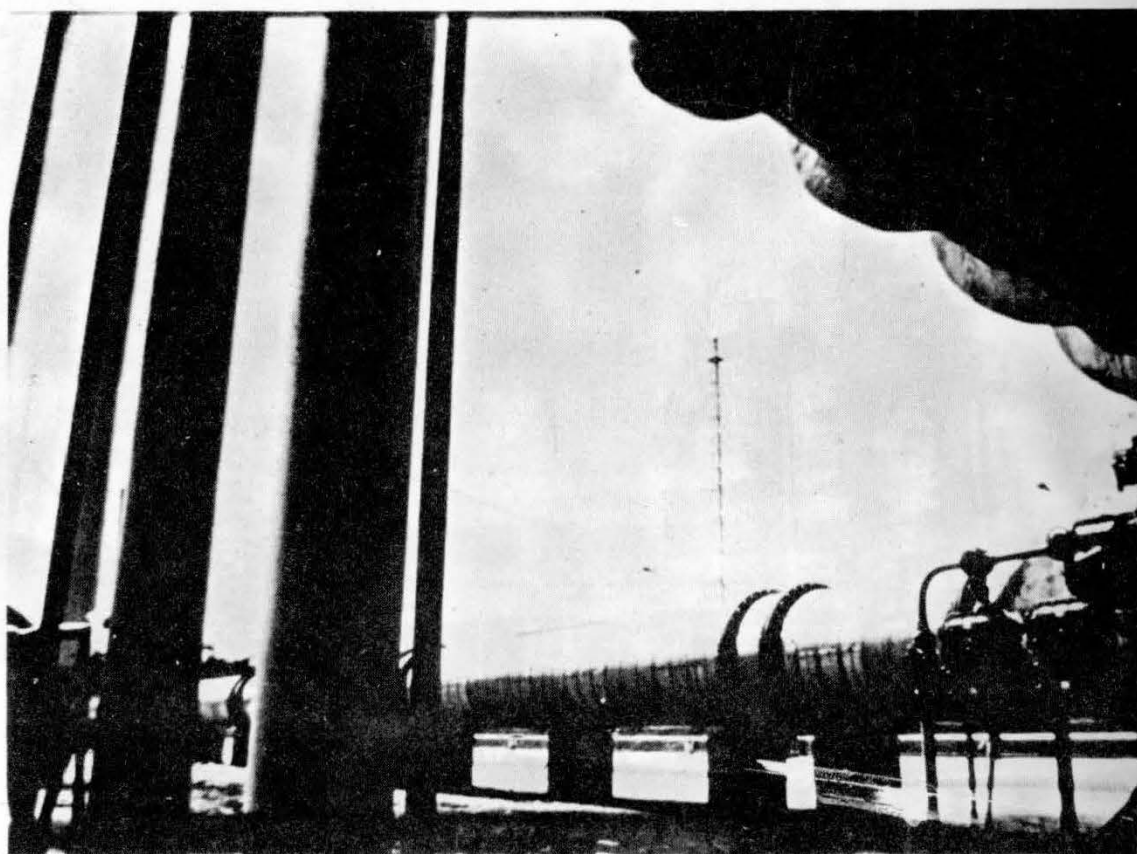
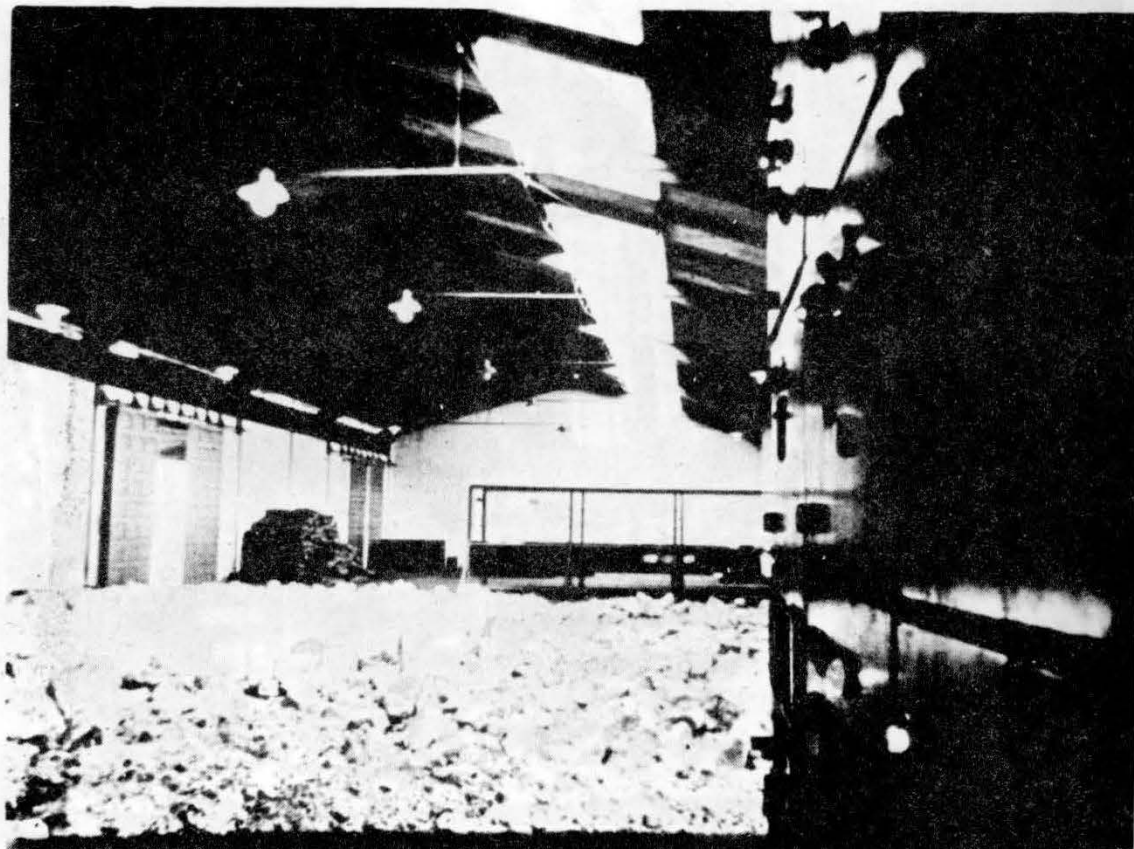


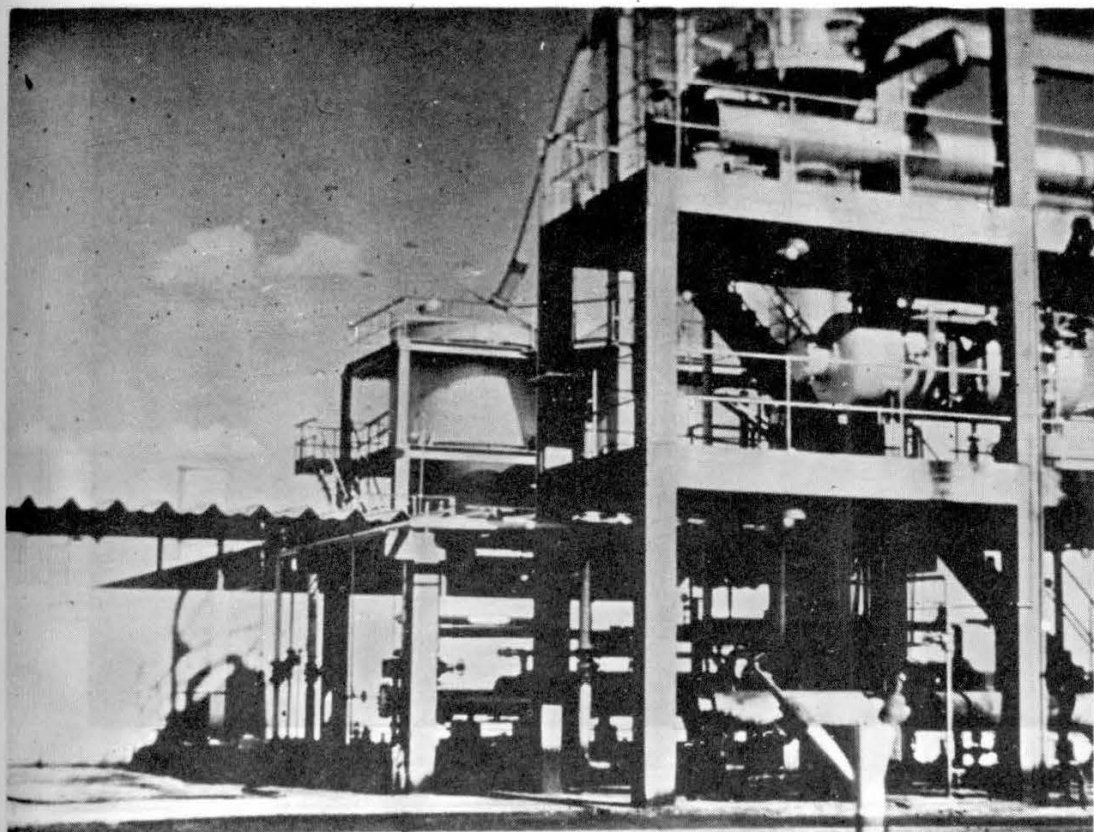
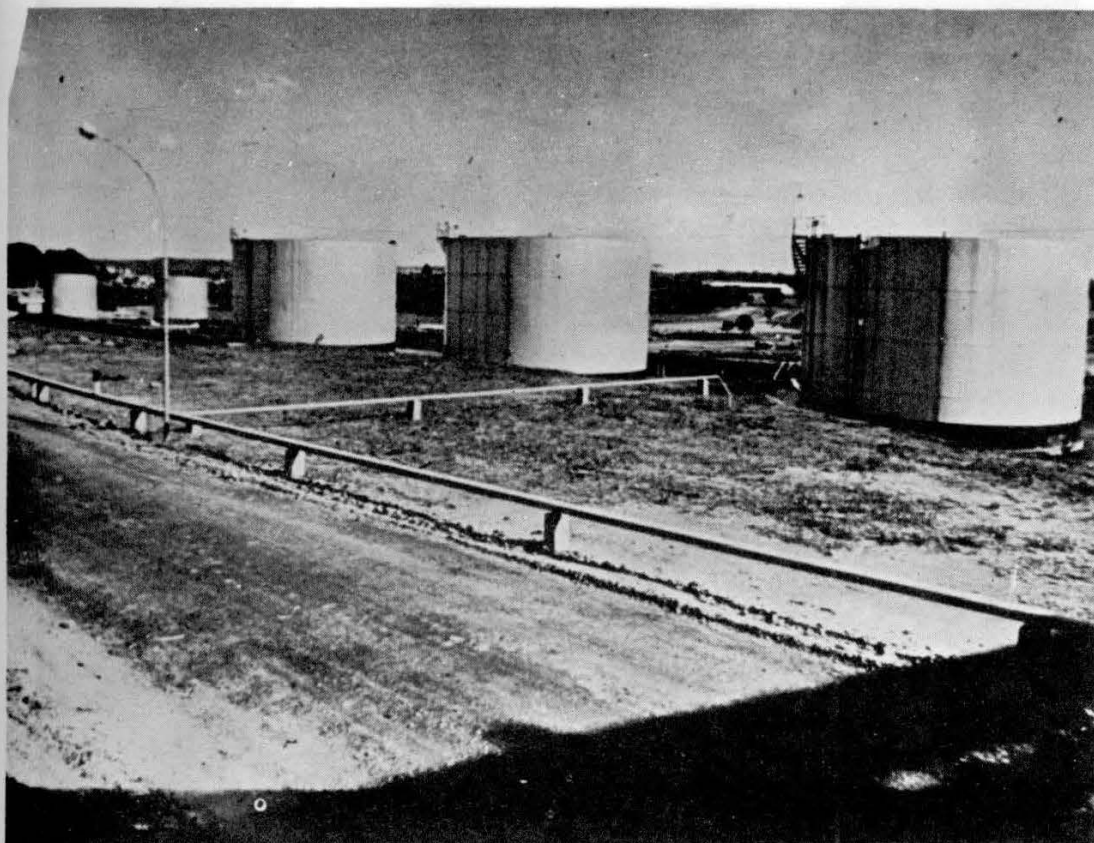




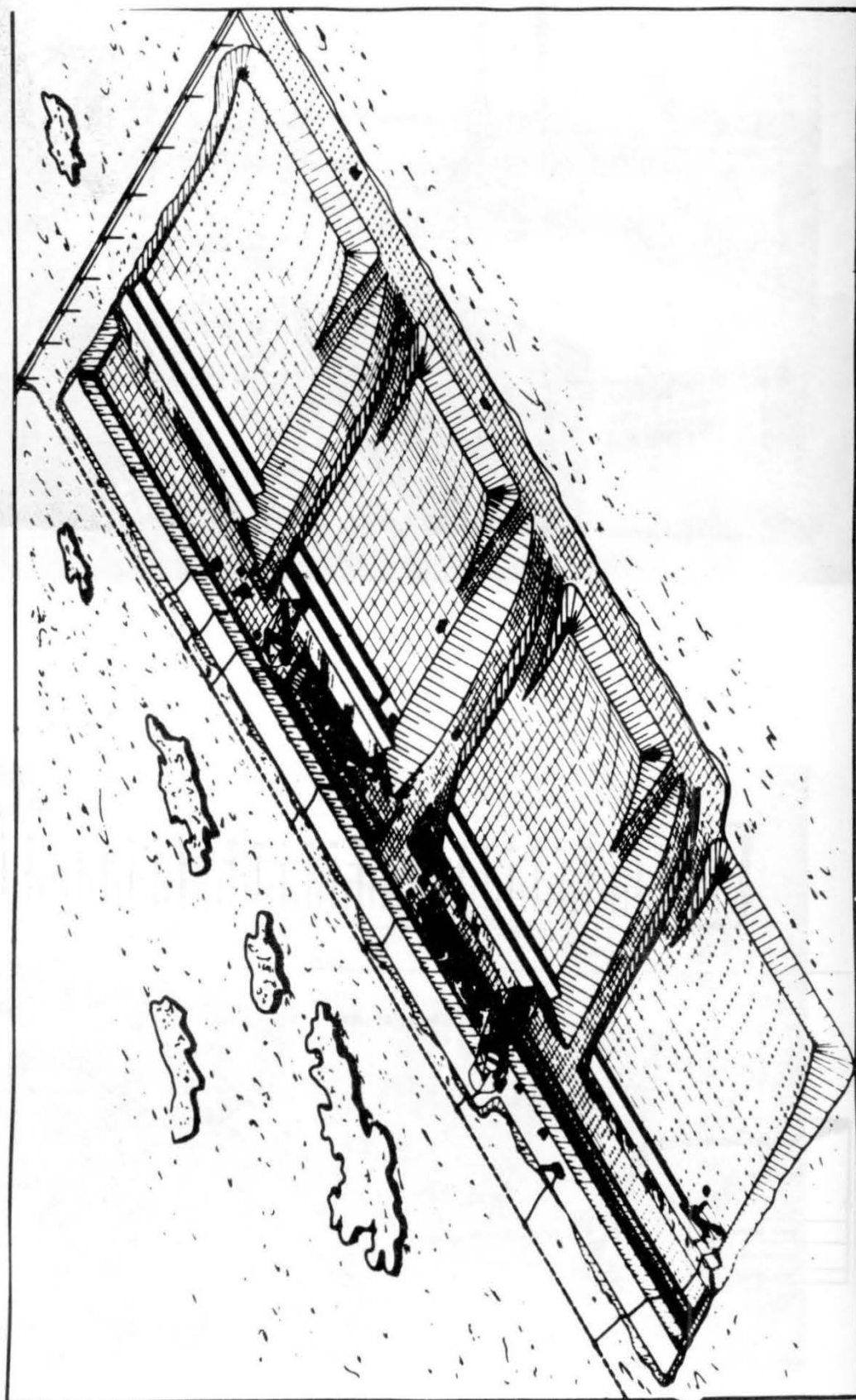


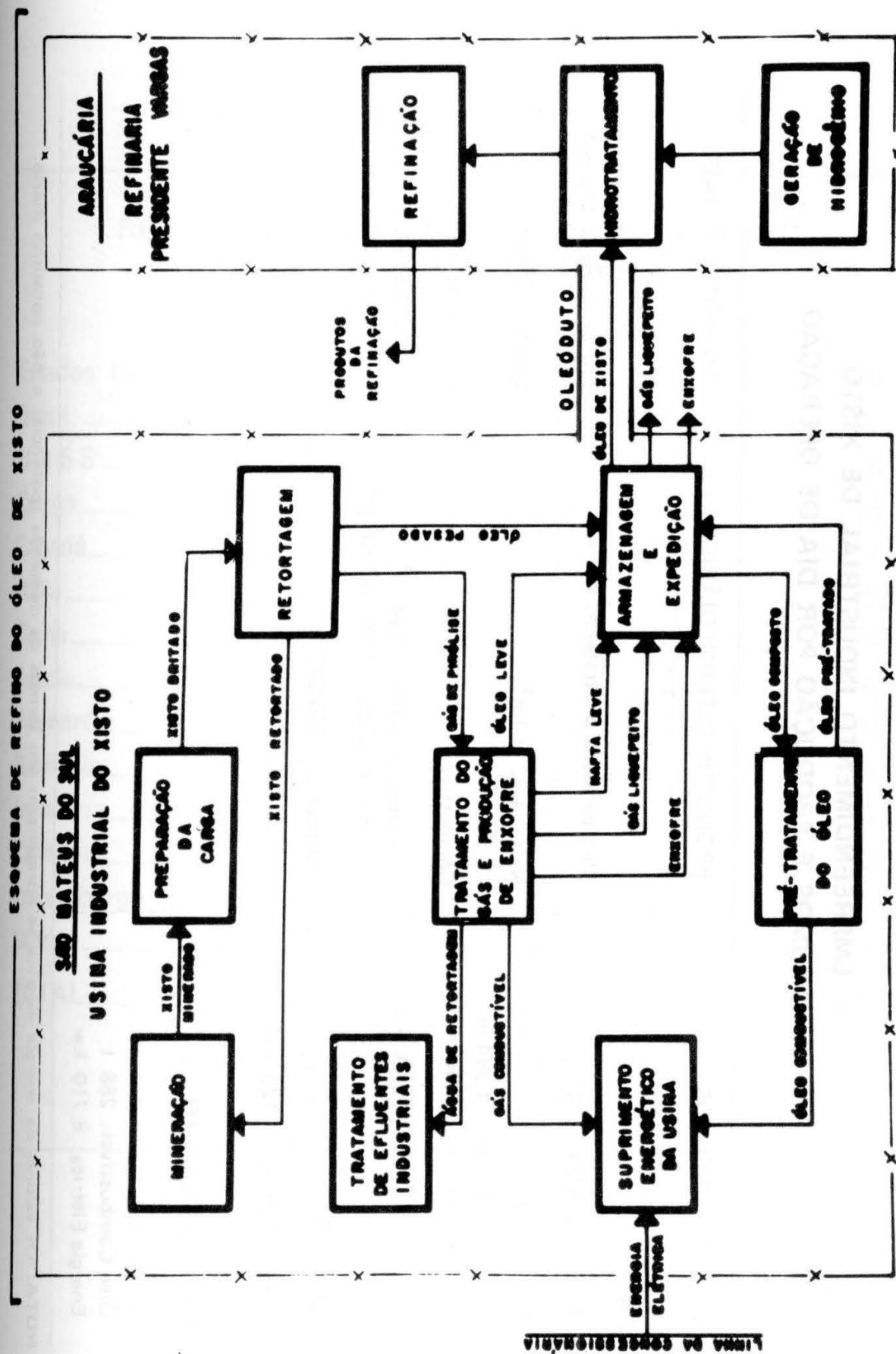






PERSPECTIVA DE UMA DAS ÁREAS DE MINERAÇÃO





EMPREENDIMENTO INDUSTRIAL DE XISTO

INSUMOS E PRODUÇÃO POR DIA DE OPERAÇÃO

INSUMOS	PRODUTOS INTERMEDIÁRIOS	PRODUTOS FINAIS
USINA Xisto: 112.000 t Combustíveis: — óleo de xisto: 1.354 m ³ — gás de xisto: 1,86 x 10 ⁶ m ³ Energia Elétrica: 181.000 kw OLEODUTO Energia Elétrica: 1.120 kw HIDROTRATAMENTO Nafta: 221 t Óleo Combustível: 288 t Energia Elétrica: 8.710 kw	Óleo de xisto pré-tratado: 6.315 m ³ Nafta leve: 461 m ³ Combustíveis: — óleo de xisto: 1.354 m ³ — gás de xisto: 1,86 x 10 ⁶ m ³ Hidrogênio: 940.000 m ³	Crú sintético: 7.105 m ³ Enxofre: 894 t Gás Liquefeito: — Usina: 482 t — Hidrotratamento: 39 t

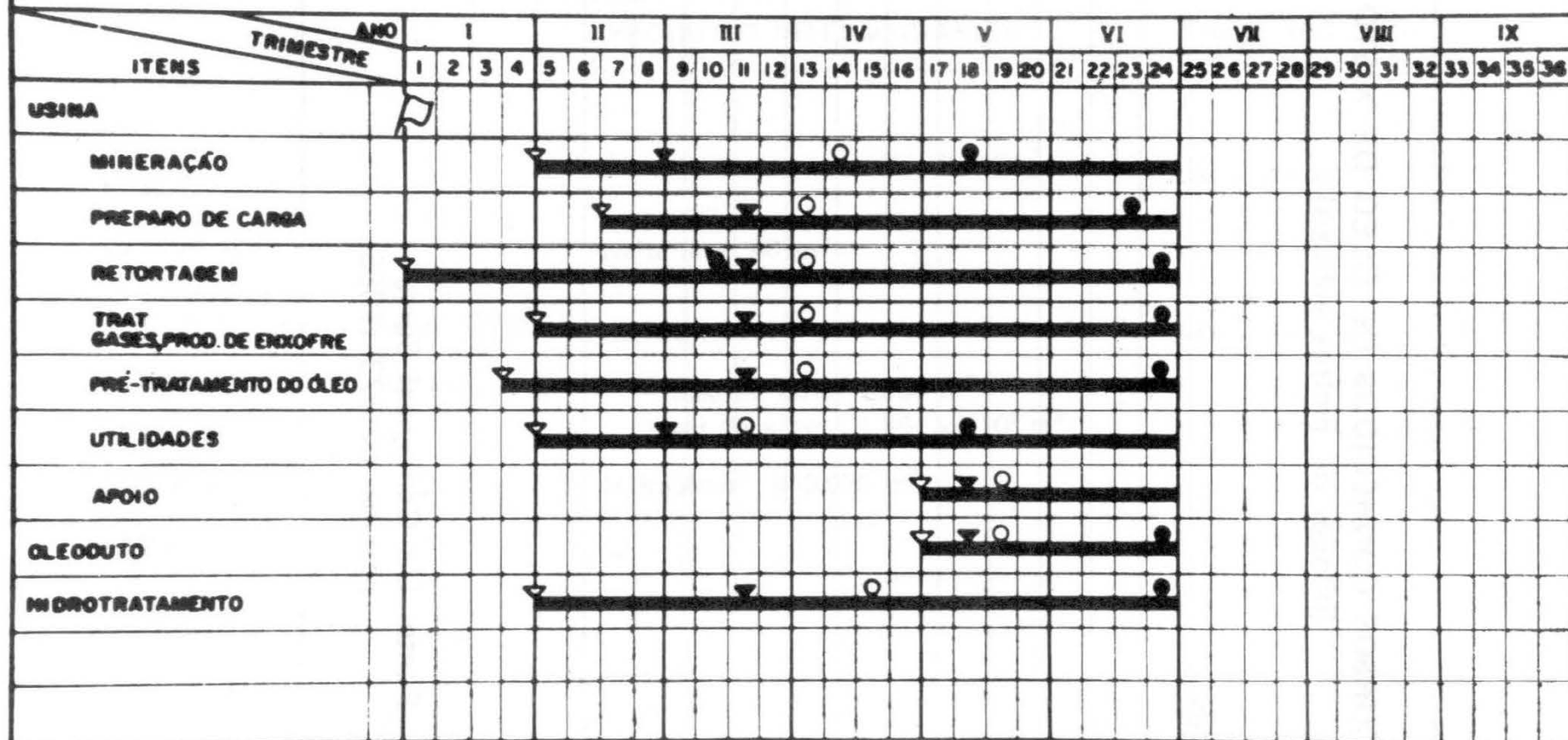
NOTA: Os valores de energia elétrica se apresentam em termos de demanda (potência) e não consumo diário.

RECURSOS CONHECIDOS DE ÓLEO DE XISTO
(bilhões de metros cúbicos)

Estados Unidos	350
Brasil	127
U R S S	18
Congo	16
Canadá	7
Itália	5,6
China	4,4
Suécia	0,4
Alemanha	0,3
Birmânia	0,3
Inglaterra	0,2
Tailândia	0,1
Luxemburgo	0,1
Outros	0,6
TOTAL	530

Fonte: US Geological Survey
circular nº 523 (1965)

USINA INDUSTRIAL DE XISTO
CRONOGRAMA PRELIMINAR PARA IMPLANTAÇÃO



CONVENÇÃO

INÍCIO DE

▽ — PROJETO

▼ — AQUISIÇÃO DE MATERIAL E EQUIPAMENTOS

○ — CONSTRUÇÃO E MONTAGEM

● — OPERAÇÃO

◆ — DATA MÁXIMA DE TÉRMINO DO TESTE DO MECANISMO DE CARGA DA RETORTA

□ — APROVAÇÃO DO EMPREENDIMENTO

D E B A T E S

PERGUNTA — Sr. Bernardo Kucinski (Semanário Movimento)

Do que depende agora uma aprovação do projeto industrial? Complementando ainda esta pergunta me parece que um dos problemas fundamentais é o dos resíduos. Como é que este problema fica resolvido no caso da usina industrial?

RESPOSTA — Posso dizer que o problema na decisão de realizar este empreendimento está na comparação de alternativas e esse problema não é da companhia a que pertença, mas também de todo o País, requerendo investimentos de ordem superior a 1 bilhão de dólares. Evidentemente não é para se decidir a baixo nível. O País, como os Senhores sabem, tem uma porção de alternativas de aplicação de seus recursos, ou seja, aplicar diretamente em fontes produtoras de energia, como é o caso do Xisto, nos seus dois concorrentes, que são a gaseificação de carvão e a produção de álcool combustível, como também em outras fontes que possam gerar divisas, fontes estas, que corresponderiam à importação de petróleo, tal como é, por exemplo, a aplicação em Carajás — O Projeto Carajás. Então a PETROBRÁS está concentrada em um estudo de viabilidade já feito, já se encontra, digamos, no topo da empresa e estão sendo feitos estudos complementares. Está sendo esperada a decisão para os próximos dias ou para os próximos meses. Espero com isto haver respondido a primeira parte.

Quanto à segunda parte da pergunta, o problema ecológico da industrialização do Xisto, pode-se dizer que, numa usina protótipo, como aquela projeção feita da represa, o assunto ficou preliminarmente, podemos dizer, temporizado. Um projeto, porém, para uma usina industrial, o próprio esquema de lavra, prevê o retorno do Xisto retornado para uma posição bastante estratégica. De forma que se espera o mínimo de problema de lixiviação, etc.

Experiências estão ainda em curso, se a decisão for tomada, só teremos a usina industrial em operação dentro de seis anos (se a decisão for tomada agora), anos estes em que a complementação desse experimento será feita.

PERGUNTA — Eng^o Nicolino Viola (I.G.G.)

Em primeiro lugar queria cumprimentar o ilustre conferencista pelo brilhantismo e pelo grande interesse que despertou a sua conferência. Desejaria fazer 2 perguntas:

1. Qual é a situação atual das jazidas de Tremembé, se continuam ainda em programação, ou se estão paralizadas.

2. Qual seria o pensamento do ilustre conferencista quanto à parte de economia de divisas, qual seria a prioridade a ser dada: álcool motor ou Xisto. Gostaria que fosse possível esclarecer este assunto de grande interesse para todos nós.

RESPOSTA

O que eu posso dizer quanto a Tremembé é o seguinte: A forma de a PETROBRÁS abordar o problema do XISTO num país em que as ocorrências são tão amplas, como foi mencionado mais cedo, foi de procurar fazer uma escala de prioridades. Como o Senhor conhece, o Xisto começou no Vale do Paraíba. Num determinado momento dessa escalada que a PETROBRÁS utilizou para a sua abordagem do problema do XISTO, foi necessário uma opção. E verificou-se que a formação Irati era mais conveniente. Então realmente a PETROBRÁS mudou a sua concentração de atenções e hoje vem concentrando esforços na concentração Irati, cuja melhor jazida encontrada foi a de São Mateus do Sul. Então no tocante à PETROBRÁS, no Vale do Paraíba, nada está sendo feito. Quanto à segunda parte da pergunta, há uma comparação do que se espera entre o Xisto e o álcool motor (prioridade). Eu devo dizer que, no tocante à PETROBRÁS 3 assuntos estão sendo tocados em paralelo: o do Xisto, o do álcool-motor e a gaseificação do carvão. No momento do investimento é que, como eu disse, os suportes dos investimentos são cotejados. Eu não poderia lhe dizer prontamente, como se compara, pois não há nada de oficial quanto a isso. O Conselho de Administração decide cada investimento como proposto dentro do planejamento global dentro da empresa. Os 3 estão sendo tocados eu diria em igualdade de prioridade no nível interno da PETROBRÁS — Espero assim ter respondido.

PERGUNTA — Sr. Osmar de Oliveira (Escola de Minas, de Ouro Preto).

O Senhor mencionou no que diz respeito ao método de lavra apenas a lavra a céu aberto, eu perguntaria em que pé estariam os estudos a respeito de uma possibilidade de lavras subterrâneas, relativamente ao Xisto.

RESPOSTA — Como dizia, as jazidas foram escolhidas dando, prioridade especial para S. Mateus e em seguida S. Gabriel e D. Pedrito justamente pelas condições de mineração estreitamente ligadas à viabilidade econômica. Eu preferia talvez passar para o nosso especialista, talvez ele possa dizer alguma coisa a mais do que eu. O Eng. Carlos Luiz Alves é o chefe da Divisão de Mineração da Superintendência de Mineração do Xisto. Acredito que ele possa aduzir alguma coisa.

O Dr. Carlos Luiz Alves — Nós estamos desenvolvendo um estudo de mineração subterrânea também para o xisto mas com uma finalidade futura de podermos reprocessar as reservas recuperáveis do xisto da formação Irati. Hoje com as 3 áreas que possuímos temos algo mais do que 1 milhão de barris

recuperáveis. Para que possamos ampliar e, notando uma certa dificuldade na obtenção de novas áreas para mineração a céu aberto, é que pensamos nessa mineração subterrânea. Os estudos estão sendo desenvolvidos em caráter teórico e estamos pensando, já no próximo ano iniciar a abertura de galerias para que possamos fazer uma avaliação preliminar do custo que teria uma mineração subterrânea de xisto. Era isso o que tinha a dizer.

(Resposta a uma pergunta que foi feita fora do microfone, sem identificação do interessado).

Havia várias maneiras de fazermos o estudo de viabilidade. Ele foi realizado de uma forma podemos dizer pessimista. O histórico da escalada do xisto sempre foi voltado para a produção de combustíveis. Sabe-se que muitos outros derivados podem ser feitos. Pode-se chegar inclusive a uma rota a partir da qual toda a produção entre gás e líquido seja voltada para a produção de matérias primas para a indústria petroquímica.

A avaliação econômica procedida para o estudo de viabilidade foi conservadora, além de só considerar produção de combustíveis. As etapas finais podem ser substituídas, mas no momento, o plano integrado que se tem é para produção de combustíveis dentro das especificações do Conselho Nacional de Petróleo. Acho que assim atendi à sua informação.

PERGUNTA — Sr. Saul...(?)

Eu gostaria de saber se o xisto está atualmente estabelecido como caráter de monopólio ou se se pretende abrir participação a terceiros.

RESPOSTA — A participação a terceiros está aberta. Pela legislação nacional o xisto não é parte do monopólio. Em lugar nenhum, pelo que eu saiba, há particulares fazendo uma exploração produtiva do xisto. O capital requerido para explorar economicamente o xisto não se encontra em grupos particulares. Seriam necessárias grandes associações e como eu disse, embora hoje conheçamos o processo a mercê de muitos anos de pesquisa, julgamos que o lucro está reduzido a um baixo valor; particular não faz esse tipo de inversão. Então esta é a razão. O xisto está livre para a participação de particulares, mas não sei de nada significativo que esteja sendo feito neste campo por outros particulares.

PERGUNTA — do Prof. José Augusto Martins (Escola Politécnica).

Naturalmente que a minha pergunta é de um leigo, pois não sou do campo da Engenharia de Minas. Eu sou um professor de Hidráulica Aplicada, mas preocupado também com certos aspectos do desenvolvimento de energia. Em alguns países a formação de xisto tem possibilitado desenvolvimento de uma pesquisa, na qual um reator atômico de alta temperatura é usado, sendo o xisto o responsável pelo aquecimento. Minha pergunta é a seguinte: Existe

no Brasil alguma ocorrência de xisto que possa se beneficiar, no futuro, dessa pesquisa que os americanos estão atualmente conduzindo?

RESPOSTA — O que eu poderia dizer a respeito, é de caráter geral, amplo; eu também devo confessar não sou um especialista nesse campo. O que eu poderia respondendo a sua pergunta é que nós vimos tendo contatos. A PETROBRÁS vem sendo procurada por vários grupos detentores de processos e de patentes. E todas as proposições e os processos oferecidos vêm sendo analisados. Sucede que para a jazida escolhida como sendo prioritária, nada pareceu ser mais conveniente. Agora, a PETROBRÁS está considerando todos esses planejamentos inclusive para outras ocorrências.

Evidentemente, não se pode encarar a lavra a céu aberto como uma solução a longo prazo, sabe-se que essa possibilidade é limitada. Chegaremos ao momento de escolher outras formas de mineração e talvez a retortagem "in situ" vá ficando mais competitiva. Então desta forma o que vem acontecendo é o aprofundamento. A PETROBRÁS está trabalhando somente na rota que escolheu, porém a cada momento comparando a posição em que se encontra com o estado de conhecimento de outros campos. Eu acho que com esta resposta, sem falar com precisão e profundidade lhe dei uma idéia da nossa posição.

PERGUNTA — Sr. Silvio de Barros (Geólogo da SUDENE).

Eu gostaria de saber se há variação nas características do óleo de xisto e quais as implicações no processamento dessa variação.

RESPOSTA — A variação do teor de óleo do xisto, realmente é muito grande e é uma das principais razões pode-se dizer da escolha de um processo. O processo adequado para um tipo de xisto pode não ser para um outro; no próprio xisto brasileiro, há toda uma gama de diferentes tipos. Sabe-se que o xisto dos EE.UU. é particularmente mais rico do que o nosso. O da Estônia, por exemplo, tem teor elevado, o que faz com que, na Rússia, há muito tempo, venha sendo produzida energia de diversas formas e se tenha toda uma gama de produtos petroquímicos a partir do xisto.

O xisto do Brasil, é também bastante variável. Sabe-se, por exemplo que a pequena ocorrência da Bahia tem um teor de óleo muitas vezes mais elevado do que as jazidas de S. Mateus do Sul.

O Perguntador — Eu gostaria de saber no próprio xisto do Irati e se a variação está causando algum problema para a usina de beneficiamento.

O Conferencista — Não há problema desta natureza. A variação da composição, vamos dizer da continuidade não dá problemas ao processo.

PERGUNTA — Rogério Lauretti F^o (da PROMON-Engenharia).

Qual a relação entre o que poderia produzir de óleo a usina industrial e o consumo do Brasil, hoje?

RESPOSTA — É entre 1/20 e 1/30 da produção, da usina industrial, só como ordem de grandeza. Em números grosseiros seria da ordem de 50 mil barris/dia quando a **PETROBRÁS** vem hoje processando 1 milhão de barris/dia.

Perguntador — O Senhor fala já num prazo de 6 anos. Então naturalmente a tecnologia da parte de retortagem toda, vamos dizer, já estudada, resolvida, com bons resultados felizmente. A mineração naturalmente vai representar um grande número a essa produção e vai depender muito do processo a ser adotado, naturalmente terá que acompanhar o desenvolvimento desses estudos. Então pergunto: O que foi feito com relação à mineração, estes 3 tipos, a céu aberto, todo ele mecanizado evidentemente; a subterrânea e a retortagem "in situ" que hoje é de uso geral.

ELOGIO E PERGUNTA — Pedro Salim F^o (Minerações Brasileiras—B.H.).

Minhas congratulações pela brilhante palestra apresentada. Gostaria de fazer algumas perguntas só de caráter específico:

1. Qual a granulometria ideal desse xisto para realimentar a retorta. E se um combustível, como o óleo diesel, por exemplo, produzido a partir desse óleo não teria o teor de enxofre, digamos a partir 0,5%.

3. Considerando-se um xisto de teor médio, com 79 litros/t. qual seria a espessura máxima de capeamento que poderíamos considerar para uma lavra econômica. Muito obrigado.

RESPOSTA — As 2 primeiras partes eu posso responder, a terceira vou deixar para o Eng. Carlos Luiz.

A granulometria desenvolvida, utilizada nas pesquisas da protótipo e prevista para a usina industrial é 1/2 a 2". Na menor dimensão. Isto quer dizer, passar na peneira entre essas 2 dimensões. Por vezes, se tem pedaços afilados do xisto com muito mais do que essa dimensão numa das medidas. Com relação à qualidade do óleo diesel, deveria ter enfatizado no momento em que falei da avaliação econômica do processo. Eu disse mais cedo, porque essa avaliação, a **PETROBRÁS** fez questão de se manter do lado conservador e prudente.

No momento em que se faz qualquer avaliação e se chega à conclusão de que é viável economicamente, se faz sempre considerando as hipóteses pessimistas. Então não consideramos o fato da qualidade do combustível obtida ser bastante melhor do que a média proveniente do petróleo de poço. A unidade de tratamento, que é uma das maiores parcelas da composição do investi-

mento, colocará os combustíveis médios e leves numa qualidade bastante superior ao usual. Evidentemente quando se compara qualidade e combustíveis, a especificação tem um elenco de valores. No tocante a enxofre não há problema de espécie alguma.

Para responder à 3ª parte eu passo a palavra ao Eng. Carlos Luiz.

O Eng. Carlos Luiz — Se entendi bem a pergunta é com relação ao capeamento sobre o xisto. A limitação que nós demos é de 30 m devido ao porte dos equipamentos que nós temos hoje, assim com relação a “dragline” porque justamente a mineração do xisto tem que ser de grande produtividade e só mesmo com a utilização de “draglines” de grande porte, como o Dr. Flávio mencionou, de 605 jardas³ que movimentam num minuto 80 m³ de material, este não seria o problema principal. O principal é o alcance. Nós teríamos chance com as rodas de caçamba. Entretanto, é uma técnica ainda pelo menos nas Américas, de pouca utilização e nós nesta fase não podemos nos aventurar a pensar em lançamentos maiores e naturalmente cobrir áreas com capeamentos de 50 m, 60 m, como é prática usual, na Alemanha.

Então a nossa limitação é de 30 m. Não queremos dizer que seja assim uma limitação econômica, porque estimo que ela representa uma parcela relativamente pequena no custo total da mineração. Talvez eu tenha respondido à pergunta.

PERGUNTA — Sr. Wilson Capelli (UNIGEO).

O Senhor mencionou, em uma passagem, que uma das alternativas de estudo pelo Governo era a produção de óleo a partir de carvão. O Senhor poderia informar-nos alguma coisa mais a respeito? (fonte de carvão, local, processo, etc.)

O Conferencista — Realmente, eu não fui claro e não me referi à produção de óleo mas à de gaseificação do carvão. Na PETROBRÁS temos um grupo de trabalho que está estudando a melhor forma de contribuir para o problema energético brasileiro através da gaseificação dos carvões do Sul do País. A imprensa, inclusive, tem divulgado que a PETROBRÁS deverá fazer uma usina de gaseificação de carvão em Santa Catarina e uma outra no Rio Grande do Sul. Estão sendo estudadas as rotas a serem escolhidas, simultaneamente, viabilidade de mineração, aprofundamento do conhecimento geológico de ambas as regiões, tipos de processo que deverão ser usados e finalmente gama de produtos. Quais vão ser os produtos. Qual vai ser a forma de gás do carvão, contribuir para o problema energético brasileiro. Pode-se dizer, por exemplo, que uma seria fazer gás de cidade, e que deslocaria o que provém de nafta, e que é um componente da gasolina. Então em se fazendo gás de cidade, se estaria contribuindo com a produção de gasolina. Uma outra forma seria a produção de amônia. Sabe-se que nas novas usinas de amônia, que estão

sendo feitas no País, elas estão tendo como matéria-prima óleo combustível ou nafta, produto de gasolina.

Fiz questão de frisar porque hoje há vários países que estão produzindo já diretamente, alguns ainda em fase de desenvolvimento de processo, mas a África do Sul, hoje, já produz todos os combustíveis líquidos, a partir do carvão. Acho que com isso respondi.

PERGUNTA — Manoel Garcia (Escola Politécnica, Centro Moraes Rego).

Eu gostaria de saber quais as diferenças básicas, no que diz respeito ao potencial energético, à utilização, os processos de refinação e os produtos derivados do óleo dito do xisto betuminoso e do petróleo. Se existem diferenças do óleo obtido do xisto betuminoso e do petróleo. Quais são essas diferenças?

RESPOSTA — Eu agradeço a pergunta porque possibilitou tocar num assunto que é uma omissão e que eu deveria ter falado durante a palestra.

Realmente, no esquema previsto e no que a PETROBRÁS pretende implantar, o esquema dos derivados mais nobres do petróleo na escala de combustíveis é bastante superior no óleo de xisto, do que normalmente é obtido no petróleo. Quase 80% da produção dos derivados líquidos estará entre gasolina e óleo diesel, coisa que não se obtém nos petróleos normais. Para se conseguir de alguns petróleos percentuais semelhantes, são necessárias a introdução de vários processos que fazem a transformação de óleo combustível em gasolina, como o craqueamento. Caracteriza-se por um craqueamento de grande porte, torneraria (?) muito a refinação do petróleo. No esquema já previsto para o óleo do xisto deverá percorrer um percentual alto desse produto.

O DR. JOSÉ AUGUSTO MARTINS — Eu cumprimento o Dr. Flávio de Magalhães Chaves, pela brilhante palestra que realizou, pelos dados e pelo programa que desenvolveu esclarecendo também este auditório atento e interessado, face às numerosas perguntas que fez. Passo a direção dos trabalhos ao representante do Centro Moraes Rego.

O SR. OSVALDO YUTAKA TSUCHIYA — Agradecemos a presença do Dr. Flávio e do Prof. Martins, convidando todos a assistirem à próxima palestra às 14 horas neste mesmo anfiteatro. Muito obrigado e está encerrada a sessão.

Sessão dia 02/08/1976

DR. COORSINI

A primeira
de Arruda Corsini
explosivos".

Este assunto
temas que mais
são investigados
que, o principal
seguinte que
em torno de
explosão. Como
é um assunto
fazendo uso de

Prevenção e
prévio, entretanto
nos Portais, e

DR. JOÃO MARCOS

Não pretende

"CONTROLE DE VIBRAÇÕES EM DESMONTES COM EXPLOSIVOS"

Todas as
vibrações e
vibrações variáveis
de forma a ser
sobre a suas influências

INTRODUÇÃO

Quando falamos
vibrações, naturalmente
para habitantes ou
para danos a população.

Portanto, a expressão
vibrações em todos os
casos que o nível de
de trabalho que
seja desenvolvida

Assim, sempre que
se trabalhar em rede
devido para a
aumentando a eficiência

Expositor:

Eng. João Marcos de A. Corsini
RUPTURITA S.A. EXPLOSIVOS

Coordenador:

Dr. Carlos Diniz da Gama
EPUSP/IPT

O SR. COORDENADOR — Dr. Carlos Diniz da Gama — DMGA—IPT.

A primeira conferência desta tarde será proferida pelo Eng. João Marcos de Arruda Corsini sobre o tema “Controle de Vibrações em Desmontes com explosivos”.

Este assunto, como todos tiveram oportunidade de ver é um dos problemas que mais interesse, quer sob o ponto de vista científico, uma vez que está sendo investigado e pesquisado em diversos países, ao nível mais avançado, quer, e principalmente, sob o ponto de vista prático, uma vez que interessa ao engenheiro que faz o projeto de um desmonte, assegurar-se de que o ambiente em torno desse desmonte vai ficar protegido contra os efeitos secundários da explosão. Como terão a oportunidade de ver, o enfoque que o Eng. Corsini dará à sua apresentação é baseado na experiência prática que possui e também fazendo uso de conceitos teóricos atualizados.

Prevemos a duração de cerca de 45 minutos para esta palestra e após este período, estaremos à disposição para perguntas e uma discussão sobre este tema. Portanto, eu passo a palavra ao Sr. Eng. Corsini.

O ENG. JOÃO MARCOS DE ARRUDA CORSINI

Nós pretendemos apresentar alguma coisa que traga informações principalmente de caráter prático para todos aqueles que, por acaso, ou em seu trabalho realizam operações de desmonte de rocha.

Todas essas informações estão fundamentadas na teoria relativa à parte de vibrações e nós não pretendemos aprofundar-nos nesta parte teórica porque é muito extensa vamos nos dedicar mais à parte de aplicação em si, de tal forma que facilite aos senhores quando forem executar algum serviço de desmonte recorrer a essas informações.

I. INTRODUÇÃO

Quando falamos em controlar as vibrações em um desmonte com explosivos, naturalmente, associamos a idéia da realização de detonações em locais habitados ou construídos, onde cuidados extras devem ser tomados para evitar danos a população e instalações existentes. (“Desmonte Cuidadoso”)

Porém, a experiência nos mostra que devemos observar o nível de vibrações em todas operações de desmonte de rocha, seja ele cuidadoso ou não, uma vez que o nível de vibrações oriundo de uma detonação é fator indicativo da eficiência do trabalho que o explosivo realiza, ou seja, das condições com que a energia desenvolvida pelo explosivo está sendo transmitida para a rocha.

Assim, sempre que realizarmos um desmonte com explosivos deveremos nos preocupar em reduzir a um mínimo o nível de vibrações. Estaremos, não só contribuindo para a preservação do meio ambiente mas, ao mesmo tempo, melhorando a eficiência do trabalho que realizamos.

II. FATORES QUE AFETAM O NÍVEL DE VIBRAÇÕES

O nível de vibrações produzido pela detonação de uma carga explosiva é definido, como veremos adiante, por funções do tipo,

$$V = k \cdot \frac{Q^m}{R^n}$$

onde,

V = velocidade de vibração das partículas.

Q = carga explosiva detonada por espera mínima de 8 MS (oito mili-segundos).

R = distância do ponto da detonação ao ponto de medida das vibrações.

K, m e n = parâmetros característicos da rocha em observação, determinados experimentalmente.

Dessa forma, depois de obtidos os parâmetros k , m e n bastará entrar com os valores de Q e R, na relação acima, para calcularmos o nível V de vibrações produzido pela carga Q a uma distância R do ponto da detonação.

Assim, vemos que, teoricamente, para diminuir o nível de vibrações V em um determinado ponto distante R do ponto da detonação teremos que, forçosamente, reduzir o valor Q da carga por espera. Mas, na realidade, existem outros fatores, além da carga Q e da distância R, que afetam o nível de vibrações produzido pela detonação de uma carga explosiva. Tais fatores regem as condições de transmissão, para a rocha, da energia desenvolvida pelo explosivo e, quando combinados adequadamente, reduzem em muito o nível de vibrações produzido pela detonação. Entre eles podemos citar:

1. *Explosivo* — A escolha do explosivo para desmontar uma rocha deve ser feita, sempre, em função das características mecânicas dessa rocha.

Os explosivos diferem em densidade, velocidade de detonação, energia, etc., e cada um se adapta melhor a determinado tipo de rocha.

Essa adaptabilidade explosivo-rocha foi quantificada pelo U.S. Bureau of Mines através da grandeza denominada "Impedância Característica", do explosivo ou da rocha, definida pelas relações:

$$I_{\text{exp.}} = \rho_{\text{exp.}} \times D$$

$$I_r = \rho_r \times C_p$$

onde,

$\rho_{\text{exp.}}$ = densidade do explosivo (g/cm^3)

D = velocidade de detonação do explosivo (km/s)

ρ_r = densidade da rocha (g/cm^3)

C_p = velocidade da onda longitudinal na rocha dada em (km/s) e definida pela reação abaixo:

$$C_p = \sqrt{\frac{E \cdot (1 - \mu)}{\rho_r \cdot (1 + \mu) (1 - 2\mu)}} \quad \text{onde,}$$

E = Módulo de Elasticidade da Rocha

μ = Coeficiente de Poisson.

A partir dessa grandeza, e com base em uma série de investigações o U.S. Bureau of Mines enunciou o seguinte princípio: "Quanto maior for a Impedância Característica do Explosivo ou quanto mais próximo esta estiver da Impedância Característica da Rocha maiores quantidades de energia do explosivo serão absorvidas pela rocha".

Portanto, com esse princípio temos a possibilidade de reduzir o nível de vibrações em uma detonação através da escolha do tipo adequado de explosivo.

2. *Fatores Geométricos* — São os parâmetros que definem um plano de fogo. Os principais são: Diâmetro dos furos, Afastamento dos furos, Espaçamento entre furos, Altura da bancada e Razão de Carregamento. Podemos calculá-los, a partir do tipo de explosivo escolhido, através de fórmulas empíricas e depois ajustá-los em função dos resultados observados nas primeiras detonações. Exercem grande influência no desempenho de um desmonte e podemos admitir, como regra geral, que: "A combinação dos fatores geométricos que proporciona a melhor fragmentação da rocha detonada é, seguramente, a que produz menores intensidades de vibrações nas vizinhanças".

3. *Esquema de Detonação* — A detonação dos diversos furos de mina, em um desmonte de rocha, tem sido feita com a técnica de micro-retardos que oferece resultados altamente positivos no que diz respeito a redução de vibrações. Os micro-retardos separam as frentes de pressão fazendo com que a fragmentação da rocha se dê por meio de uma série de eventos independentes.

Na prática observamos que a aplicação desta técnica intensifica a fragmentação da rocha e reduz apreciavelmente a dispersão de energia sob a forma de vibrações.

III. CRITÉRIOS DE CONTROLE DE VIBRAÇÕES

Diversos estudiosos formularam critérios para relacionar a intensidade das vibrações com os danos causados a estruturas e instalações próximas ao local das detonações de cargas explosivas.

Todos colocaram o nível de vibrações em função da quantidade de explosivo detonada por espera (mínima de 8 MS) e da distância do ponto da detonação ao ponto de medição dessas vibrações.

Basicamente, são três os critérios: Critério da Aceleração de Partícula, Critério da Relação Energética e Critério da Velocidade de Partícula. Este último, cujo modelo matemático mais se aproximou dos resultados das investigações experimentais, tem sido adotado, com pequenas variações, no mundo inteiro.

1. *Critério da Aceleração de Partícula* — Introduzido com base em ensaios realizados pelo U.S. Bureau of Mines em 1942. Consiste em comparar-se a aceleração máxima das partículas de uma estrutura, dada pela relação

$$a_{\max} = 4\pi^2 \cdot f^2 \cdot A$$

onde,

f = frequência da vibração em (ciclos/s)

A = amplitude da vibração em (mm),

com a aceleração da gravidade g (9,81 m/s²). Estabelece, tal critério, que valores da aceleração de partícula inferiores a 0,1 g são seguros, valores entre 0,1 e 1 g são indicativos de precaução e valores superiores a 1 g são danosos.

Este critério, apesar de impreciso por admitir o movimento vibratório como senoidal, é ainda aceito quando estudamos as vibrações a pequenas distâncias do ponto da detonação. Como exemplo podemos citar o dos fabricantes de Computadores Eletrônicos que especificam o valor de até 0,25 g como sendo seguro para seus componentes, quando submetidos a vibrações por detonações.

2. *Critério de Crandell ou da Relação Energética* — Caracterizado pela relação de proporcionalidade entre a energia de vibração transmitida às estruturas e os danos causados às mesmas. Crandell definiu esta relação como sendo

$$RE = (3,29 \cdot f \cdot A)^2$$

onde,

f = frequência da vibração em (ciclos/s)

A = amplitude da vibração em polegadas.

Estipula que valores de RE inferiores a 3 são seguros, valores entre 3 e 6 são indicativos de precaução e valores acima de 6 são danosos.

3. *Critério da Velocidade de Partícula* — Proposto na última década por suecos (Langefors) e americanos (USBM), este critério considera a velocidade

de vibração das partículas como fator indicativo da segurança das estruturas vizinhas às detonações.

Estabelece que valores da velocidade de partícula menores que 5 cm/s são seguros, valores entre 5 e 10 cm/s indicam precaução e valores maiores que 10 cm/s são danosos.

Neste critério a velocidade de partícula é dada, segundo Langefors, pela relação

$$V = k \cdot \sqrt{\frac{Q}{R^{3/2}}}$$

onde,

V = velocidade de partícula em (mm/s)

Q = carga explosiva/espera (kg)

R = distância em metros (m)

K = constante da rocha = 400 para o granito sueco (hard Swedish rock).

e, segundo o U.S. Bureau of Mines, pela relação

$$V = H \cdot \left(\frac{R}{\sqrt{Q}} \right)^{-B}$$

onde,

V = velocidade de partícula em (pol/s)

R = distância em pés (ft)

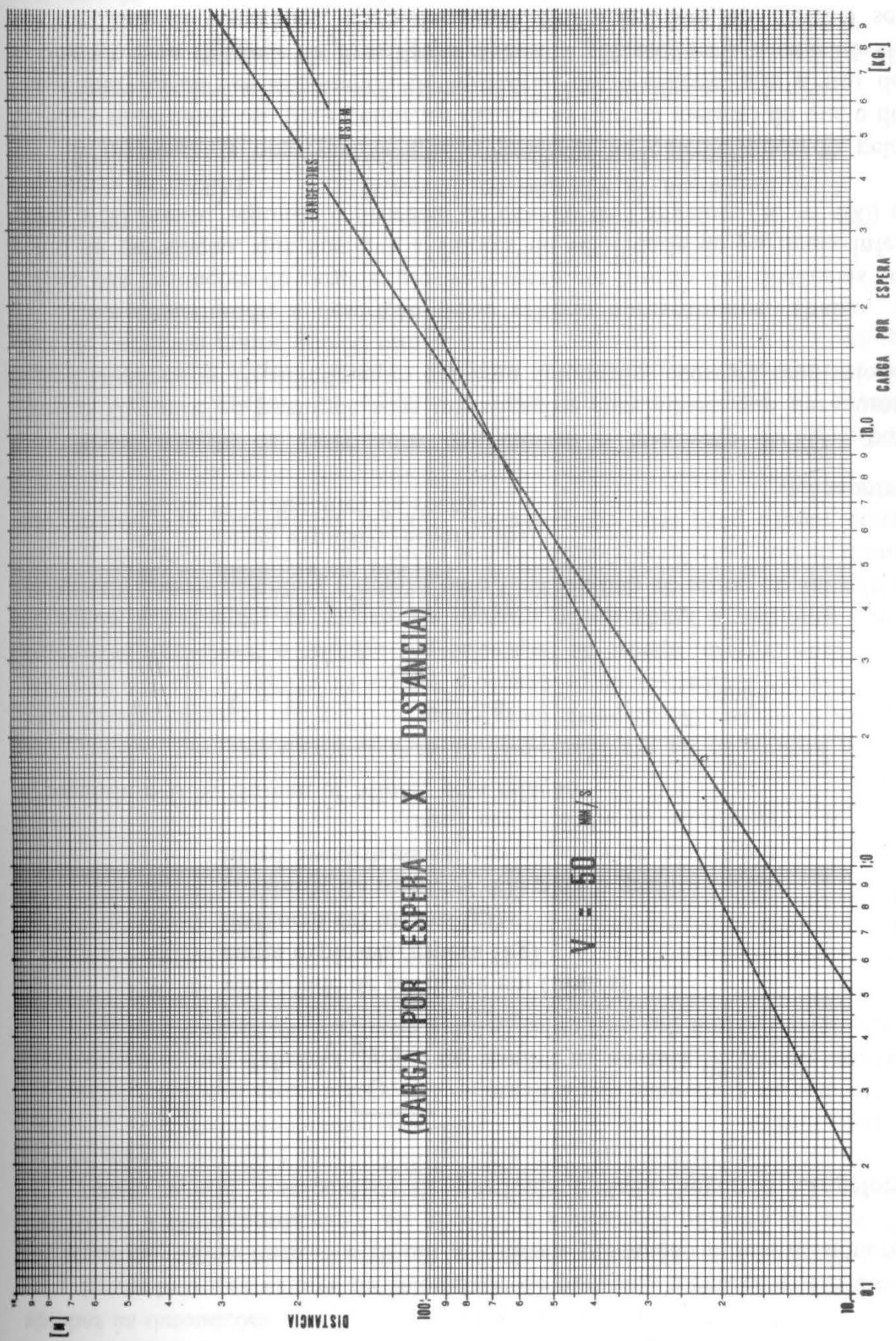
Q = carga explosiva/espera (lbs)

H, B = constantes da rocha.

Nessa relação os americanos denominam o quociente R/\sqrt{Q} por "Scaled Distance" e partir de suas investigações concluíram que para uma Scaled Distance = 50 dificilmente, em uma detonação, ocorrerá uma velocidade de partícula maior que 50 mm/s.

Complementando a descrição desse critério apresentamos, abaixo, o gráfico das limitações de carga explosiva/espera em função das distâncias ao ponto da detonação, que nos leva a valores da velocidade de partícula inferiores a 50 mm/s, segundo o processo de cálculo de Langefors ($K = 400$) e também o do USBM.

É interessante observarmos que o processo de cálculo adotado pelo USBM é mais cauteloso para pequenas distâncias (até 65 metros) do que o de Langefors. Assim sendo, quando da aplicação deste critério sem o uso de sismógrafo (sua validade no Brasil será discutida adiante) seria aconselhável, por medidas de segurança, para pequenas distâncias (até 65 metros) seguirmos a curva do USBM e para distâncias maiores seguirmos a curva de Langefors.



IV. APLICAÇÃO DO CRITÉRIO DA VELOCIDADE DE PARTÍCULA NO BRASIL

A validade da aplicação do Critério da Velocidade de Partícula no Brasil pode ser questionada, basicamente, em dois pontos:

- 1º) Seria o limite $V = 50$ mm/s seguro para nossas estruturas?
- 2º) Seria o limite $V = 50$ mm/s seguro para nossas rochas?

Com relação ao primeiro acreditamos que se o nível de $V = 50$ mm/s é seguro, para estruturas em outros países, também o seja para as nossas uma vez que nossas construções são executadas, de modo geral, de acordo com Normas Técnicas internacionais. Com relação ao segundo sabemos que nossas rochas não possuem, em média, a mesma qualidade que, por exemplo, o granito sueco. Assim, acreditamos que se deva fazer para cada rocha, onde tenhamos que executar serviços de desmonte com explosivos, uma avaliação prévia de sua qualidade. Essa avaliação pode ser feita, por exemplo, a partir da curva de resistência a compressão do material. Sabe-se que a deformação radial de um material (ϵ_r) pode ser colocada em função da velocidade radial de partícula, a que ele está submetido, e da velocidade de propagação da onda longitudinal, pela relação:

$$\epsilon_r = \frac{V_r}{C_p}$$

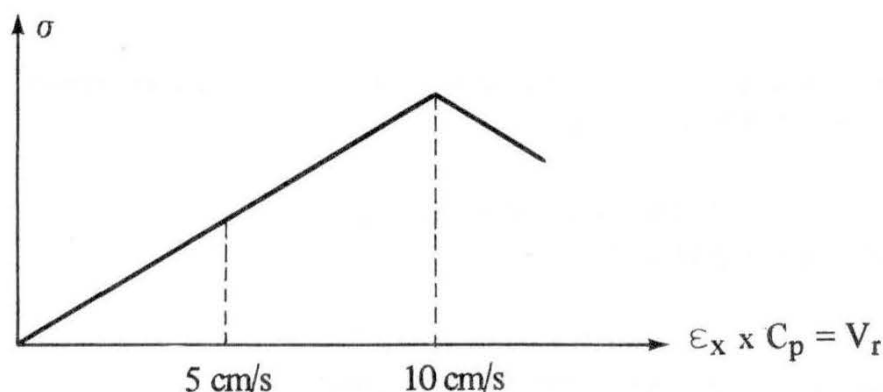
onde,

ϵ_r = deformação radial do material

V_r = velocidade radial de partícula

C_p = velocidade de propagação da onda longitudinal, conforme pag. 4.

Assim, conhecendo a curva de resistência de uma determinada rocha poderemos relacionar sua resistência a compressão com a velocidade radial de partícula,



e avaliar a velocidade de partícula segura com a qual poderemos realizar nossas detonações.

Finalizando, restaria-nos verificar a questão da tabela carga por espera \times distância. Podemos utilizar, com segurança, as tabelas de carga por espera \times distância calculadas por LANGEFORS ou pelo USBM com base nas características de outras rochas, ao que nos parece, mais elásticas? Acreditamos que sim. Em nosso trabalho de campo temos feito registros sismográficos de inúmeras detonações, nos mais variados tipos de rocha, e até hoje não observamos valores que ultrapasassem o valor de $V = 50$ mm/s nos casos onde a carga explosiva foi calculada em função da distância pelas mencionadas tabelas.

V. CONCLUSÕES

1. A observação dos níveis de vibrações em um desmonte de rocha pode nos dar informações sobre o desempenho do explosivo ou sobre a eficiência, em geral, do trabalho que realizamos.
2. Quando os níveis de vibração observados estão ultrapassando os limites considerados seguros, para determinada rocha, antes de reduzirmos a carga por espera devemos verificar se o explosivo escolhido é adequado para a rocha e se o nosso Plano de Fogo está bem dimensionado.
3. O Critério da Velocidade de Partícula pode ser aplicado às rochas brasileiras desde que façamos uma avaliação prévia, em função da qualidade da rocha, do nível em que vamos limitar as vibrações.
4. As tabelas de limitação de carga por espera em função da distância, confeccionadas por Langefors ou pelo USBM com base nas características de rochas elásticas, podem ser aplicadas em nossos trabalhos de desmonte de rocha uma vez que nossas rochas, normalmente, oferecem condições desfavoráveis de propagação de ondas.

VI. BIBLIOGRAFIA

GAMA, CD. "Otimização do Arranque de Rochas com Explosivos"
Memória MI-4. LUANDA 1971

GAMA, CD. "Curso de Dinâmica das Rochas"
Notas de Aula. SÃO PAULO 1975

LEET, LD. "Vibrations from Blasting Rock"
Harvard Univ. Press. MASSACHUSETTS 1960.

LEET, LD. "Effects Produced by Blasting Rock"
Hercules Incorporated. 1971.

GUSTAFSSON, R. "Swedish Blasting Technique"
SPI, Gothenburg, Sweden 1973.

STAGG-ZIENKIEWICZ. "Mecanica de Rocas en la Ingenieria Practica"
Editorial Blume. MADRID 1970.

DUVALL-DEVINE. "Avoiding Damage by Air Blasts and Ground Vibrations from Blasting". in Surface Mining.
E. Pfeider. NEW YORK 1972.

DEBATES

PERGUNTA — DO PROF. João de Deus de Oliveira
Universidade Federal de Pernambuco.

Em que se baseiam esses dados experimentais obtidos que V. Sa. explanou na sua tese. Estes dados são meramente dados estatísticos dos países em apreço, ou foram analisados aqui mesmo em São Paulo? (No grande Instituto de Pesquisas Tecnológicas de São Paulo).

RESPOSTA — Este gráfico que apresentamos foi baseado nas pesquisas desenvolvidas tanto por suecos, quanto por americanos em rochas de seus países, e pelos resultados que nós vimos eles se aproximam de certa forma, apenas com variações pequenas. No Brasil, nós tivemos oportunidade de verificar a validade desse gráfico. Fizemos ensaios não só em São Paulo, mas na Bahia, em Paulo Afonso, e no Sul, Rio Grande do Sul, Paraná, Triângulo Mineiro e de maneira geral, podemos afirmar que os resultados medidos nessas experiências sempre resultaram em níveis de vibração inferiores aos previstos pelos gráficos determinados por americanos e suecos. Foi com base nessas experiências, que então concluímos a viabilidade da aplicação dessa tabela no Brasil, sem a utilização de sismógrafos.

O COORDENADOR — Dr. Carlos Diniz da Gama

Apenas em relação à pergunta sobre os trabalhos desenvolvidos no IPT, relativa à dinâmica. Os parâmetros mecânicos que caracterizam o comportamento dinâmico são medidos através de ensaios específicos. Nomeadamente, os ensaios de determinação da velocidade mencionados pelo conferencista e também aos parâmetros Alfa E Beta de atenuação das ondas através do maciço rochoso existem diversas determinações feitas não só em ambiente urbano, mas também em pedreiras.

Em relação a essa pequena objeção sobre o tipo de rocha, de maneira nenhuma se pode concluir que as rochas brasileiras são piores do que as suecas ou vice-versa. Os ambientes em que se localizam a maior parte dos desmontes de rocha que tenham levantado problemas de medição, de vibrações, são caracterizados ou por capeamentos, portanto massas de intemperismo, ou maciços basálticos, onde normalmente se constroem as grandes barragens brasileiras, de forma que essas rochas, segundo nossas determinações, possuem não só velocidade sônica menor que o famoso granito sueco, mas também coeficientes de atenuação inferior ao dessas rochas suecas. Daí, a conclusão muito certa de que ao utilizarmos os critérios de carga-distância válidos nos EE.UU. ou na Suécia, com implicação no Brasil, poderemos considerar que para as mesmas distâncias os coeficientes de atenuação das rochas, aqui no

Brasil, nos asseguram níveis de vibração inferiores àqueles que, na Suécia, seriam susceptíveis de causar dano estrutural.

Não havendo mais perguntas, agradecemos mais uma vez ao Eng. Corsini e damos por encerrada a sessão. Teremos agora um intervalo.

Obrigado

Sessão — dia 02/08/1976

Comp. - Minas - Plan.

RESUMO:

A comp.
da pela dev.
de apatita e
desenvolvida
são no exat.

**MODELO COMPUTACIONAL PARA ENSAIOS DE LAVRA NA
JAZIDA DE JACUPIRANGA**

Procurar
simulação em
pequeno por
Utilizar
lavra por ex.
por sua res.
confirmação
informação.

Expositor:

Prof. Hélio Camargo Mendes
EPUSP

Coordenador

Dr. Carlos Diniz da Gama
EPUSP/DMGA-IPT

RESUMO:

A complexidade do planejamento de lavra no carbonatito de Jacupiranga, pela necessidade de atender simultaneamente à demanda de concentrados de apatita e matéria prima para fabricação de cimento, já havia justificado o desenvolvimento de um sistema automático de simulação. O sistema revelou-se útil no exame de alternativas técnicas de desmonte, porém falho na previsão de sua seqüência a médio e curto prazos, devido à não inclusão de dados relativos à geologia do depósito e pela imposição de regras rígidas de seleção de blocos.

Procurando superar tais falhas, desenvolvemos um modelo baseado em simulação conversacional, constituído por um programa para computador de pequeno porte e um sistema automático de avaliação de reservas.

Utilizando-se o programa conversacional é possível otimizar o plano de lavra por ensaios sucessivos em um modelo matemático da jazida. Este modelo por sua vez, é atualizável pelo sistema de avaliação de reservas, frente às contínuas modificações topográficas no depósito real decorrentes da lavra e às informações adicionais sobre geologia e distribuição de teores.

O SR. COORDENADOR — Vamos dar início à segunda parte da nossa sessão desta tarde, quando ouviremos o engenheiro Prof. Helio Camargo Mendes, da Escola Politécnica, dissertando sobre “MODELO COMPUTACIONAL PARA ENSAIOS DE LAVRA NA JAZIDA DE JACUPIRANGA”.

I — INTRODUÇÃO

Vários trabalhos publicados descrevem detalhadamente a jazida de Jacupiranga e o complexo industrial da Serrana S.A. de Mineração (p. ex., Garcia — 1974). Embora sendo desnecessário apresentar informações sobre o depósito e sua exploração, discutiremos os tópicos que interessam à compreensão do modelo desenvolvido.

Em Jacupiranga, é explorado um corpo carbonatítico, constituído de carbonatos de cálcio e magnésio, contendo cerca de 12% de apatita, pequena quantidade de titano-magnetita e outros minerais subordinados. Essa jazida é lavrada para obtenção simultânea de concentrado apatítico, utilizado na fabricação de fertilizantes, e de matéria prima para alimentação de uma planta de cimento portland.

A pesquisa do depósito foi executada por meio de sondagens a diamante, com diferentes inclinações, abertura de galerias e amostragem de superfície. Atualmente dispõe-se, ainda, de informações de pó de perfuratriz, de mapeamento geológico das frentes de lavra e de um programa adicional de sondagens, em execução. Esse acervo de dados possibilita a comprovação de uma reserva de 30 m.t. de minério, com teor médio 5,0 de P_2O_5 e 3,9 de MgO.

Os teores de P_2O_5 podem variar localmente de 3 a 10%, enquanto os de MgO entre 1 a 17%, sem correlação aparente entre os teores dos dois óxidos. Entretanto, a distribuição de MgO no depósito apresenta certa zonalidade, que permite distinguir e mapear duas classes de minério carbonatítico: tipo calcítico, com teor de MgO aceitável para fabricação de cimento e tipo dolomítico, com teor proibitivo para aproveitamento direto, mas em parte assimilável mediante blending com o tipo anterior. Na lavra considera-se como uma terceira classe, o minério de zonas de falha, de cuja utilização em proporções elevadas, resultam rejeitos (na usina de concentração) com teores de P_2O_5 incompatíveis para a fabricação de cimento, além de provocar sérias dificuldades operacionais. A existência de quantidades remanescentes de minério residual, de alto teor em P_2O_5 , tornou econômica a operação de uma usina de pequeno porte, destinada exclusivamente ao aproveitamento dessa última classe de minério. A complexa conjunção desses elementos, aliada à presença de blocos estéreis de jacupiranguito, leva à necessidade de um elevado grau de conhecimento da jazida e de um planejamento rigoroso, a fim de realizar uma lavra racional, econômica e que atenda simultaneamente à demanda de matéria prima para fertilizante e cimento.

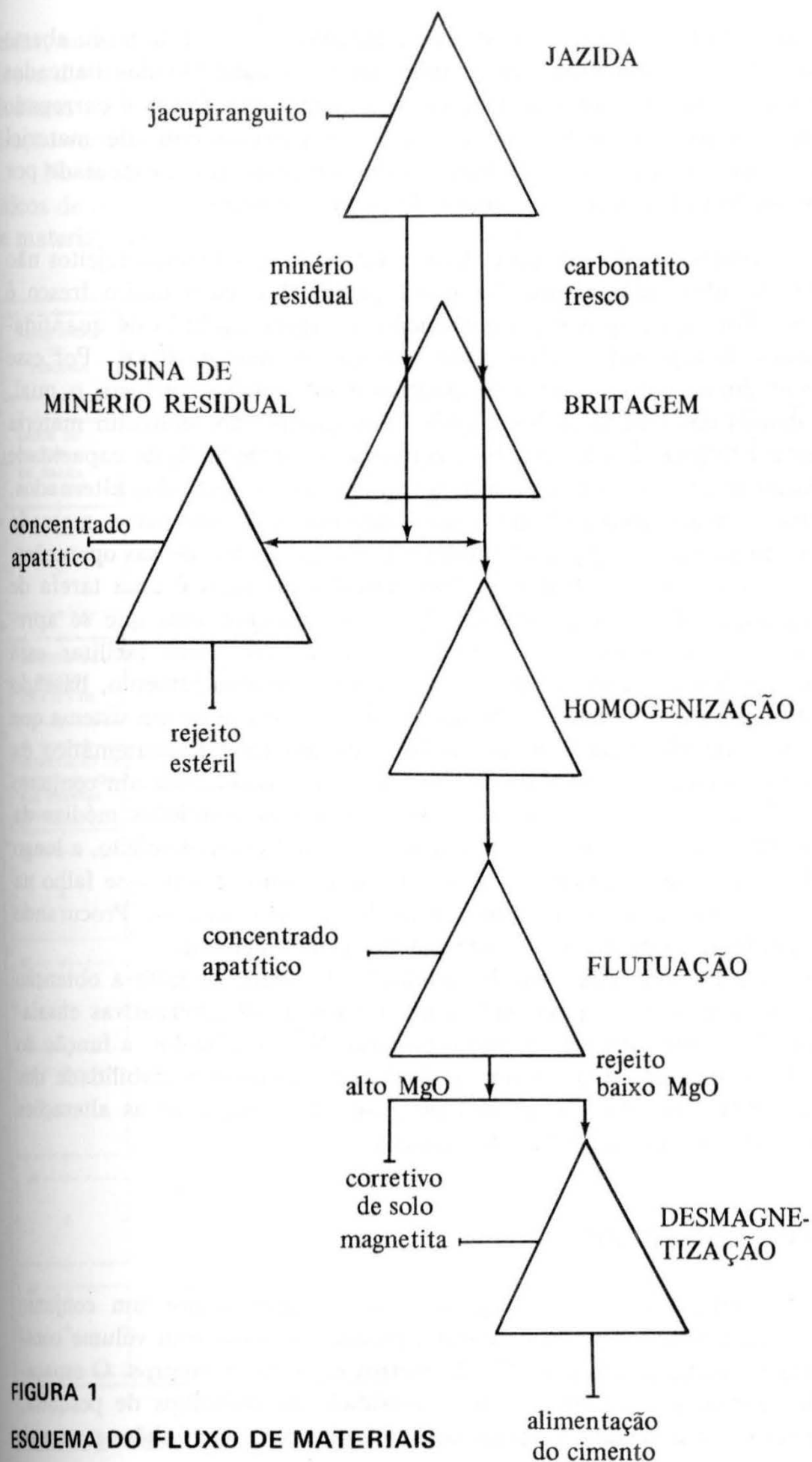


FIGURA 1

ESQUEMA DO FLUXO DE MATERIAIS

A lavra em Jacupiranga consiste essencialmente na extração a céu aberto de 7.000 t/dia de carbonatito, de porções de jacupiranguito das bancadas superiores e de minério residual. Enquanto o carbonatito fresco é carregado por duas escavadeiras elétricas de 3 1/2 j, o carregamento de material residual é realizado por pá carregadeira e o de jacupiranguito é executado por terceiros; sendo todo o transporte realizado por caminhões.

O minério residual é concentrado por flutuação, produzindo rejeitos não aproveitáveis subsequente. Na usina principal o carbonatito fresco é tratado por flutuação, após homogeneização, moagem e adição de quantidades variáveis de material residual, para correção de teor de P_2O_5 . Por esse processo obtém-se um concentrado apatítico e um rejeito calcítico, o qual, quando dentro das especificações e após desmagnetização, constitui matéria prima para a fábrica de cimento. Esta consome cerca de 50% da capacidade de produção de rejeitos, o que permite a exploração, em períodos alternados, de material com alto teor de MgO, cujo rejeito encontra, em parte, mercado como corretivo de solo. A figura 1 ilustra o concatenamento dessas operações.

Planejar a lavra de Jacupiranga por cálculos manuais é uma tarefa de difícil realização, frente à quantidade de opções de caminhos que se apresentam e ao elevado número de variáveis envolvidas. Para facilitar esta operação, foi desenvolvido um modelo automático de planejamento, baseado em uso de computador (Mendes e Melcher, 1974). Trata-se de um sistema que executa, sem interferência humana, a lavra de um modelo matemático da jazida, sendo a escalação do material para desmonte regida por um conjunto de regras rígidas, com as quais pretende-se imitar as condições médias da lavra real. O uso deste modelo revelou-se útil na visualização do efeito, a longo prazo, da adoção de certas opções de lavra. No entanto, mostrou-se falho na previsão de seqüências de desmonte a médio e curto prazos. Procurando superar tais falhas, desenvolvemos um sistema conversacional.

Um sistema conversacional de simulação de lavra, permite a obtenção do plano de lavra ótimo, selecionado entre uma série de alternativas ensaiadas em modelo matemático do depósito mineral. Nesses modelos, a função do computador é fornecer dados para as escalações, analisar a viabilidade dos passos de lavra, prever os resultados de produção e registrar as alterações decorrentes da retirada simbólica de material.

II — MODELO DA JAZIDA

No sistema desenvolvido, representa-se o depósito por um conjunto tridimensionalmente ordenado de paralelepípedos (blocos) com volume constante, dimensões horizontais de 25×25 metros e altura 10 metros. O espaçamento horizontal é compatível com a densidade de trabalhos de pesquisa, além de respeitar a distância operacional mínima para caminhões e escava-

deiras, enquanto a altura corresponde à das bancadas de lavra. Em planta os blocos distribuem-se segundo um sistema de coordenadas paralelas e perpendiculares ao eixo principal da jazida, identificadas por números e letras. Na direção vertical posicionam-se em concordância com as bancadas de lavra.

No modelo matemático da jazida, a cada bloco são atribuídos valores únicos de teor de P_2O_5 e MgO . Os blocos são ainda caracterizados pelo tipo de material predominante em seu volume, determinado pelos dados de geolo-

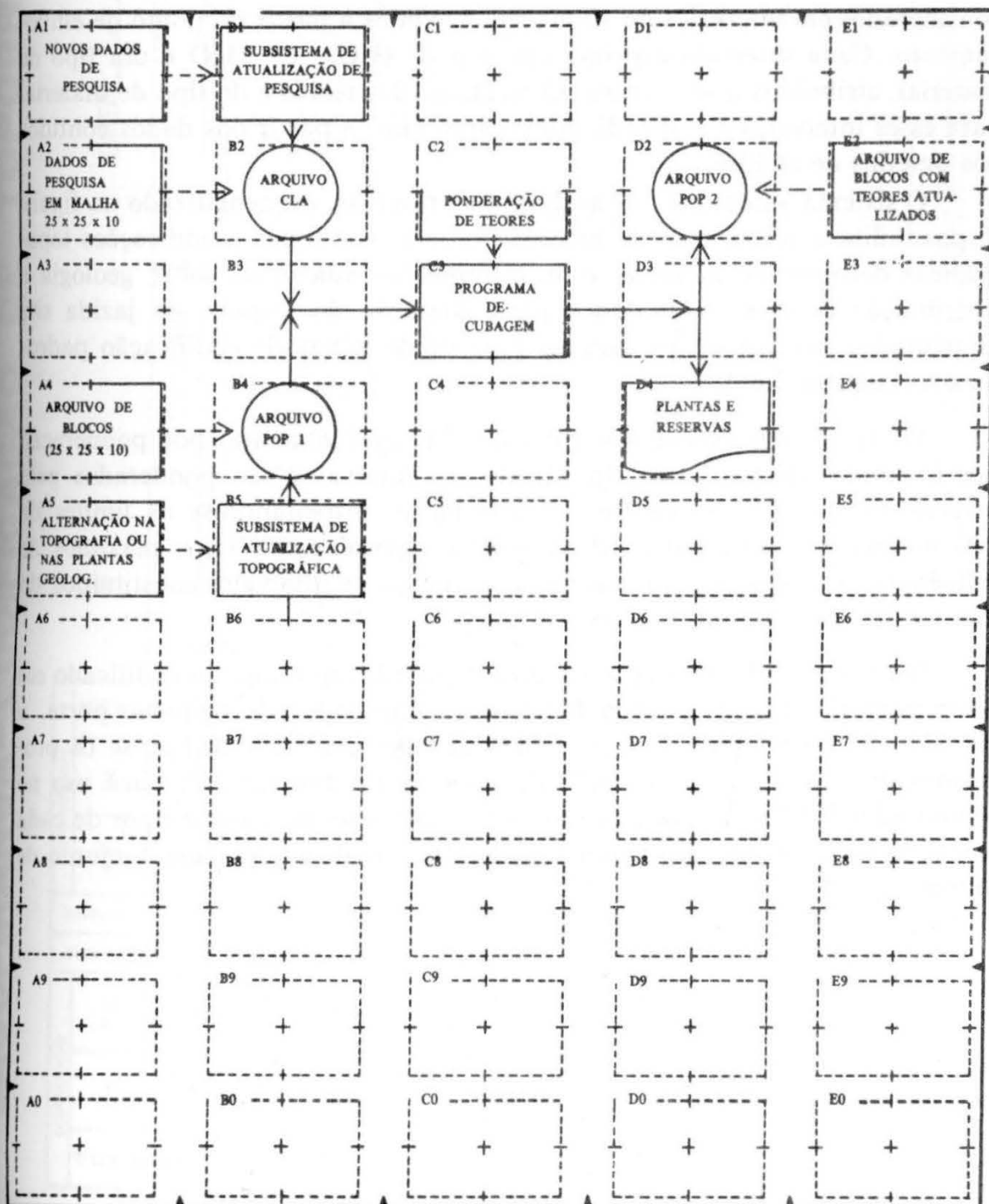


FIGURA 2 – Sistema de atualização de reservas.

gia e enquadrado nos tipos: calcítico, dolomítico, de zona de falha e jacupiranguítico, tipos 1, 2, 3 e 4 respectivamente. A caracterização a priori de blocos de minério residual é praticamente impossível, dada sua concentração em bolsões encaixados na topografia irregular do carbonatito fresco. Entretanto, algumas aproximações, baseadas na observação do avanço das frentes de lavra, podem ser feitas e utilizadas na escalação de material para desmonte, para efeito de planejamento de médio e curtos prazos.

Para manter a coerência do modelo, os trabalhos de pesquisa são considerados em intervalos de 10 metros, medidos a partir do ponto de embocamento. Cada intervalo exprime um teor de P_2O_5 , de MgO e um tipo de material, atribuídos a seu centro. O recálculo dos teores e do tipo de material para esses intervalos é realizado por computador, a partir dos dados contidos nos boletins de análise.

O sistema automático de avaliação de reservas, esquematizado na figura 2, possibilita a atualização do modelo frente às contínuas modificações topográficas decorrentes da lavra, e às informações adicionais sobre geologia e distribuição de teores. Os dados para alteração do arquivo da jazida são alimentados em cartões, perfurados a partir de folhas de codificação padronizadas (figuras 3 e 4).

Os teores dos blocos são calculados individualmente, por ponderação dos intervalos de pesquisa. No cálculo, os intervalos são ponderados pelo inverso da distância ao centro de cada bloco, respeitando-se os limites de 100 metros na horizontal e 10 metros na vertical como raios máximos de influência. Nessa estimativa considera-se apenas os intervalos constituídos do mesmo tipo de material do bloco em questão.

O programa de simulação idealizado para Jacupiranga foi codificado em Basic para processamento "on line", em computador de pequeno porte, o HP 2116-B. Entretanto, para facilidade de operação, desenvolveu-se os programas do sistema de atualização de reservas em Fortran IV, para uso no computador B.6700. A gravação das informações sobre teores e tipos de cada bloco, na unidade de disco magnético do HP, é realizada por um conjunto de rotinas especiais.

JACUPIRANGA - BOLETIM DE ANÁLISE																														DATA ENVIO _____/_____/_____	
TRABALHO DE PESQUISA															TIPO DE TRABALHO: _____ LOCAL DE ANÁLISE: _____																
IDENTIFICAÇÃO		COORDENADAS DE EMBOCAM/O										AZI-MUTE		OBSERVAÇÕES																	
PA		PE		COTA						MUTER		OBSERVAÇÕES																			
1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 25 26 27 28 29 30 31 32 33 34 35 36 37 38 39 40 41 42 43 44 45 46 47 48 49 50 51 52 53 54 55 56 57 58 59 60 61 62 63 64 65 66 67 68 69 70 71 72 73 74 75 76 77 78 79 80																															
1												*		J A P E																	
INTERVALO		TEORES		OBSERVAÇÕES																											
DE (m)		A (m)		P ₂ O ₅		MgO		OBSERVAÇÕES																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							
2		*		*		*		J A P E																							

III — MODELO CONVERSACIONAL

No Modelo Conversacional são ensaiadas, mediante uso de terminal remoto, seqüências de desmonte de material pela escalção e sucessiva lavra de blocos do arquivo da jazida, gravado em disco magnético. Os ensaios são realizados pela programação de retirada de blocos, em períodos de tempo fixos (1 mês, 2 meses, etc...), para atender à demanda de três fluxos de material (*máquinas 1, 2 e 3*); das quais dois simulam a operação das duas escavadeiras elétricas em carbonatito fresco, enquanto a terceira considera a retirada de jacupirangnito e a lavra de minério residual. Organiza-se o programa de desmonte de um período pela escalção sucessiva de blocos, até ser atingido o volume de produção previsto, quando fecha-se o período promovendo-se uma operação simbólica de lavra. A lavra simbólica consiste essencialmente da transferência, para um arquivo de produção, das coordenadas dos blocos escalados para as três máquinas, que passam então a ser considerados vazios.

A alternância de conjuntos escalção/lavra, em períodos consecutivos, simula a passagem de tempo. Cada período é identificado por um número de seqüência que o ordena cronologicamente e permite interrupções na simulação e modificações de seqüências de blocos programadas anteriormente. Essa alteração de seqüências realizadas em períodos anteriores é executada por um mecanismo de retorno no tempo.

Na escalção examina-se a viabilidade da lavra de todos os blocos. Considera-se viável a retirada de um bloco se este é acessível às escavadeiras e se sua remoção não compromete a manutenção do talude de operação, com bermas de largura mínima de 25 metros. Entretanto, para a preparação de novas bancadas em cava e a construção de taludes finais (com bermas de largura inferior a 25 metros), o modelo possibilita a lavra forçada de blocos não periféricos ou distanciados de menos de 25 metros da crista da bancada imediatamente superior (blocos *trancados*).

Na elaboração do modelo, como recurso de apoio à escalção, admitiu-se o conhecimento prévio de informações sobre teores, tipo de minério e viabilidade da lavra de cada bloco da jazida. Esses dados são fornecidos pelo programa de simulação de três maneiras diferentes:

1. Plantas topográficas codificadas das bancas de lavra, atualizadas automaticamente para cada período de simulação. Em cada planta são indicados, por códigos, os intervalos de teores de P_2O_5 e MgO e a viabilidade da retirada de cada bloco pertencente à respectiva bancada (fig. 8).
2. Análise da viabilidade de remoção de um bloco específico, com impressão dos teores e do tipo de minério.
3. Média dos teores de P_2O_5 e MgO , resultante do "blending" dos blocos já escalados no período, para as máquinas 1 e 2.

Para a organização dos ensaios, no fechamento de cada período é emitido um relatório onde constam as coordenadas dos blocos lavrados e os resultados de produção previstos para o período (fig. 10).

IV — PROGRAMA DE SIMULAÇÃO

O objetivo básico da elaboração do programa conversacional (fig. 6 e 7) foi o desenvolvimento de um esquema de operação simples e facilmente assimilável, mesmo por pessoas leigas em computação. Para tanto, criou-se uma linguagem baseada em instruções tipo palavra-chave (fig. 5), com formato fixo e obedecendo a um código mneumônico. Assim, datilografando-se no terminal a seqüência de caracteres "RT 15", ordena-se o retorno do tempo de simulação para o período de número de seqüência 15.

O processamento de algumas instruções exige o fornecimento de dados adicionais, que são solicitados pelo computador através de perguntas objetivas, que devem ser respondidas para dar continuidade ao processamento. A fig. 8 ilustra uma seqüência típica dos ensaios de simulação, no caso um pedido de plantas parciais: a instrução "PT130" foi datilografada pelo operador, ordenando a impressão de planta da bancada 130. As perguntas: "LINHA INICIAL E FINAL (NÚMERO)?" e "COLUNA INICIAL E FINAL (LETRA)?" foram impressas pelo computador. Suas respostas, datilografadas

INSTRUÇÃO	FORMATO	FINALIDADE	OBSERVAÇÕES
AP	APm	Apagar o último bloco escalado na máquina m.	
BL	BL m, b, c, l ou BL * b, c, l ou BL * * c, l	Fornecer o bloco de coordenadas b, c e l à máquina m.	O caracter "*" indica a admissão de m ou b de instrução BL ou TB anterior.
ES	ES	Escalar o bloco indicado em instrução TB ou BL anterior.	Somente deve ser fornecido após comando TM, TB ou BL.
FC	FC	Fechar o período, promovendo a lavra dos blocos escalados e a impressão dos resultados.	
FM	FM	Finalizar o processamento.	
LG	LG	Imprimir a legenda das plantas.	
PT	PTb	Imprimir a planta atualizada da bancada b.	
RT	RT ns	Fazer o retorno para o início do período de número de seqüência ns.	Pode-se substituir os blocos de um período passado, atribuindo ns como número de seqüência do período atual, ordenando RT ns e fornecendo a escalação desejada.
TM	TM	Imprimir as médias dos teores dos blocos escalados para produção (máquina 1 e 2).	
TB	TB m, b, c, l, o ou TB * b, c, l, o ou TB * * c, l, o	Trocar na máquina m o bloco de ordem o pelo bloco de coordenadas b, c e l.	1) O caracter "*" indica repetição do valor atribuído em instrução TB ou BL anterior. 2) Pode-se remanejar os blocos em uma frente, pelo manuseio adequado das instruções AP e TB.

FIGURA 5 — Instruções — chave do programa de simulação. Os símbolos em letras minúsculas representam:

b = número de bancada;
cel = coordenadas planas (coluna e linha);
m = número de máquina (1 e 2 = minério calcífico, 3 = esteril e minério residual);
ns = número de sequência dos períodos de lavra;
o = ordem de escalação de blocos

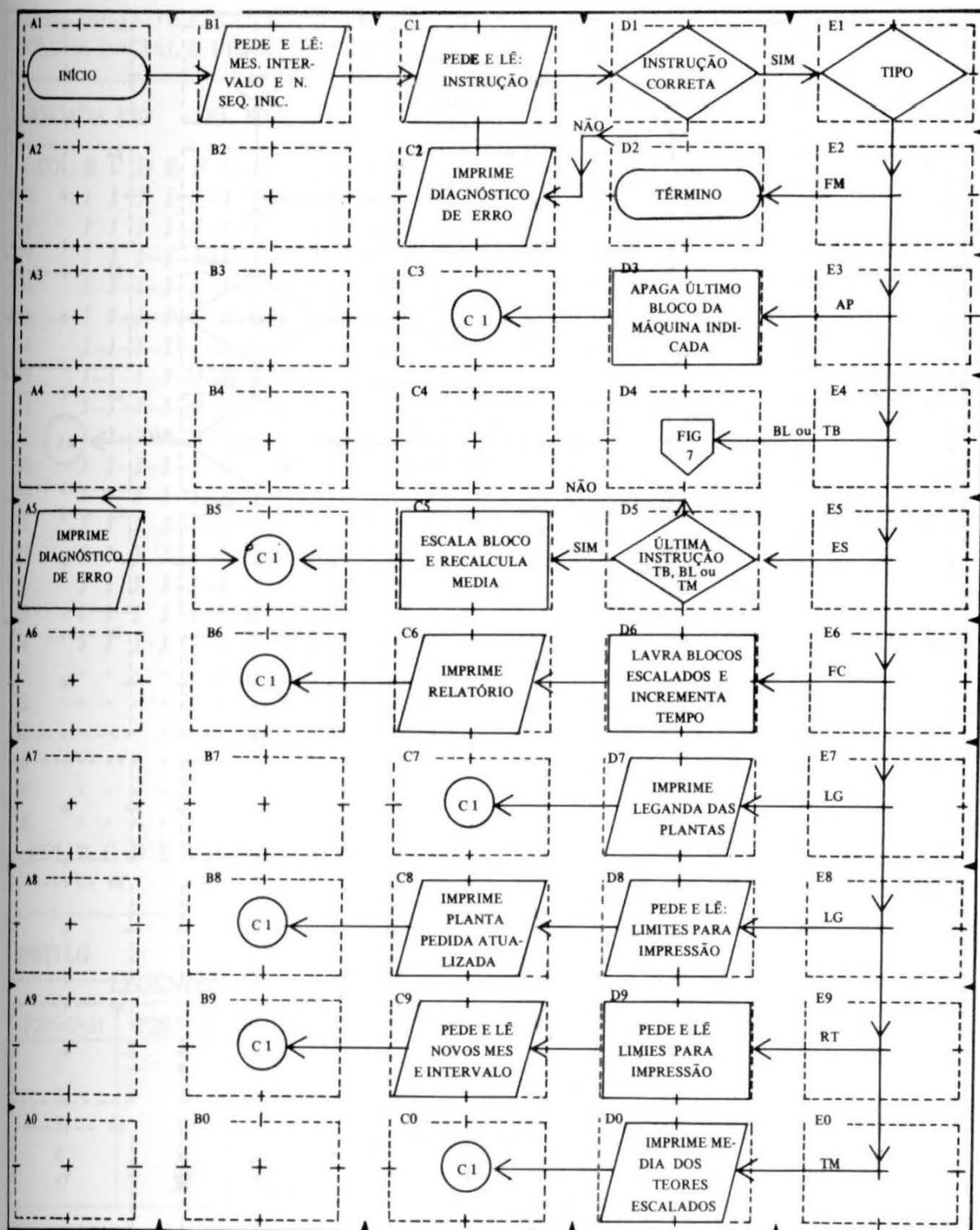


FIGURA 6 — Esquema do programa de simulação conversacional.
Esta figura conecta-se com a de número 7.

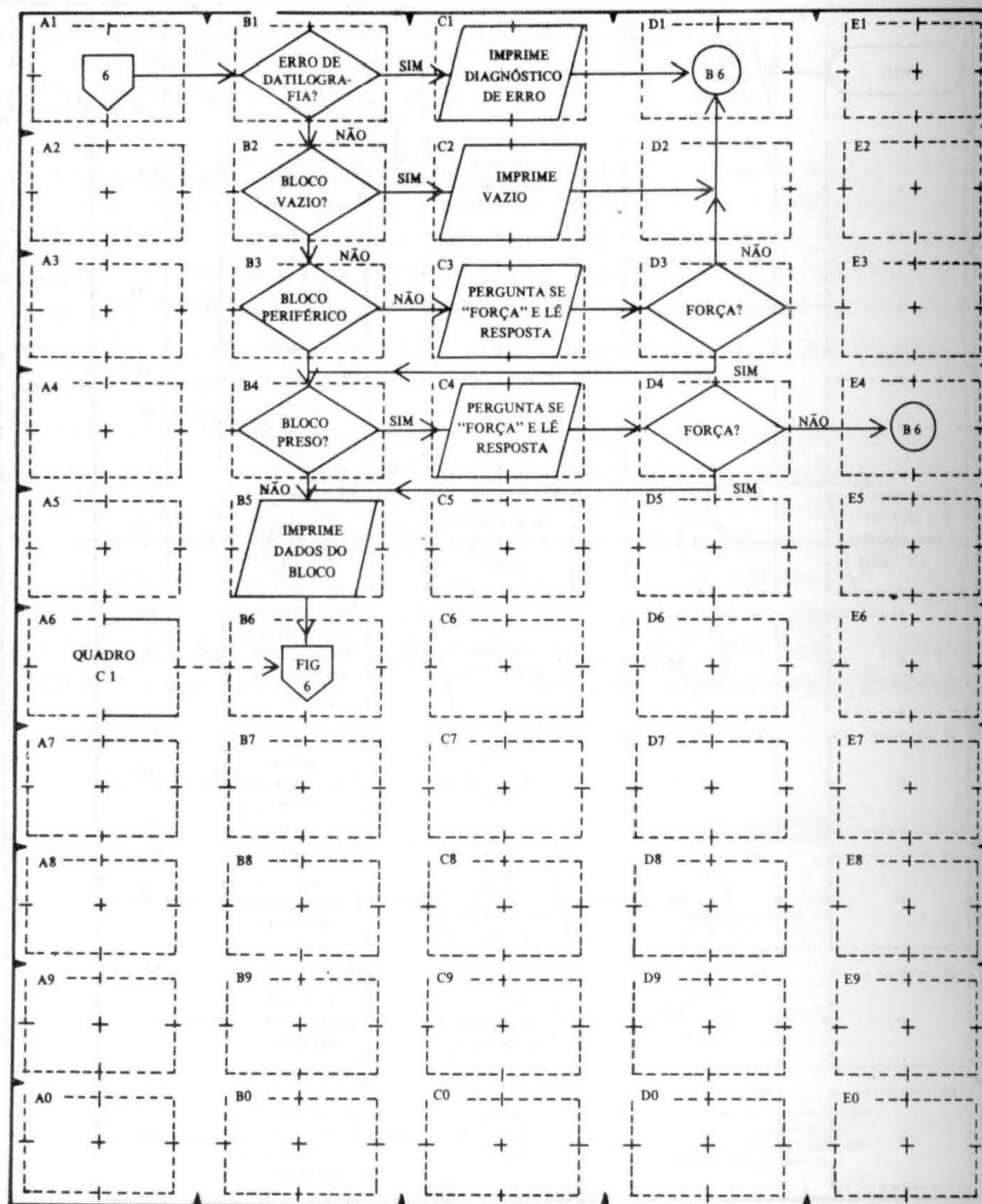


FIGURA 7 — esquema de programa de simulação conversacional.

Esta figura conecta-se com a de número 6.

pelo operador, provocaram a impressão da planta simbólica da bancada 130 entre as linhas 18 a 39 e colunas B a N. Seguiram-se a datilografia da instrução "LG" e a impressão da legenda.

MÊS DE INÍCIO, INTERVALO, N., SEQ.? 1,-1,1

INST?PT130

LINHA INICIAL E FINAL (NÚMERO)? 18, 39

COLUNA INICIAL E FINAL (LETRA)? B, N

BANCADA 130 NO MÊS 1

/LINHA

COL	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	/
39	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	39
38	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	38
37	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	37
36	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	36
35	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	35
34	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	34
33	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	33
32	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	32
31	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	31
30	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	30
29	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	29
28	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	28
27	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	27
26	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	26
25	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	25
24	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	24
23	B	J	J	J	J	J	J	J	23
22	6	B	8	9	J	J	J	22
21	6	7	21
20	J	20
19	19
18	18
/COL B C D E F G H I J K L M N														

INST?LG

LEGENDA:

P205<=3!	P205>3!	MGO:
1	6	<3%
2	7	3-4
3	8	4-6
4	9	6-8
5	J	>8%

? = INDETERMINADO.

J = JACUPIRANGUITO.

B = MATERIAL DE BRECHA.

. = VAZIO.

-N = BLOCO TRANCADO.

INST?FM

DONE

FIGURA 8 — Exemplo de planta impressa pelo programa de simulação. Fornecendo as linhas e colunas, iniciais e finais, é possível imprimir plantas parciais.

Cada processamento do programa conversacional inicia-se após a especificação da amplitude dos períodos a serem simulados, da data de início e do número de seqüência do primeiro período da simulação. A variável "número de seqüência" ordena os períodos de lavra, enquanto a data de início e a amplitude traduzem essa seqüência em meses. Na operação de fechamento de um período, esses valores são recalculados automaticamente pelo programa, o que determina o início do período consecutivo.

Operacionalmente, os ensaios de lavra resumem-se no fornecimento contínuo de instruções para o computador, que as solicita com a impressão de "INST?". Essas instruções comandam a impressão de informações, a escalação de blocos e coordenam os ensaios.

As instruções PT, BL, TB e TM são responsáveis pela emissão de informações básicas para a escalação de blocos:

PTB — Comanda o "print-out" de planta simbólica da bancada b, atualizada para o período de simulação vigente (fig. 8);

LG — Ordena a impressão de legenda que decodifica os símbolos utilizados nas plantas;

INST? BL1,110,J5

P205= 4.9

MGO= 2.5

TIPO= 1

MAQ.ORDEM= 1.01

INST?ES

INST?BL. . I6

P205= 5.6

MGO= 2.3

TIPO= 1

MAQ.ORDEM= 1.02

INST?ES

INST?BL. . G7

P205= 6.1

MGO= 2.1

TIPO= 1

MAQ.ORDEM= 1.03

INST?ES

INST?BL. . G8

NAO PERI, FORCA?SIM

P205= 6.3

MGO= 2.1

TIPO= 1

MAQ.ORDEM= 1.04

INST?ES

INST?BL. . K5

PRESO-FORCA?SIM

P205= 4.9

MGO= 2.6

TIPO= 1

MAQ.ORDEM= 1.05

INST?ES

INST?BL2, 130, P12

P205= 4.2

MGO= 2.2

TIPO= 1

MAQ.ORDEM= 2.01

INST?ES

INST? . . R15

ERRO-INST?BL. . R15

P205= 6

MGO= 1.9

TIPO= 1

MAQ.ORDEM= 2.02

INST? ES,

FIGURA 9 — Exemplo de seqüência de instruções para escalação de blocos.

INST?BL3, 13Ø, H2Ø

P205= 3.8 MGO= 3.2 TIPO= 4 MAQ.ORDEM= 3.Ø1

INST?B-ES

INST?BL. . B24

P205= 99.9 MGO= 9.9 TIPO= 4 MAQ.ORDEM= 3.Ø2

INST?BL. . C24

P205= 99.9 MGO= 9.9 TIPO= 4 MAQ.ORDEM= 3.Ø2

INST?BL. . D24

P205= 3.7 MGO= 3.7 TIPO= 4 MAQ.ORDEM= 3.Ø2

INST?ES

INST?BL. . C24

P205= 99.9 MGO= 9.9 TIPO= 4 MAQ.ORDEM= 3.Ø3

INST?ES

INST?FC

ESCALACAO DO MES 1 N.SEQ.= 1

MAQUINA 1

BLOCOS:

11Ø J 5	P2Ø5= 4.9	MGO= 2.5	TIPO= 1
11Ø I 6	P2Ø5= 5.6	MGO= 2.3	TIPO= 1
11Ø G 7	P2Ø5= 6.1	MGO= 2.1	TIPO= 1
11Ø G 8	P2Ø5= 6.3	MGO= 2.1	TIPO= 1
11Ø K 5	P2Ø5= 4.9	MGO= 2.6	TIPO= 1

MAQUINA 2

BLOCOS:

13Ø P 12	P2Ø5= 4.2	MGO= 2.2	TIPO= 1
13Ø R 15	P2Ø5= 6	MGO= 1.9	TIPO= 1

MAQUINA 3

BLOCOS:

13Ø H 20	P2Ø5= 3.8	MGO= 3.2	TIPO= 4
13Ø D 24	P2Ø5= 3.7	MGO= 3.7	TIPO= 4
13Ø C 24	P2Ø5= 99.9	MGO= 9.9	TIPO= 4

PRODUCAO= 118125. P2Ø5= 5.42857 MGO= 2.24286

INST?RT1

RETROCEDIDO PARA 0 N.SEQ= 1 MES E INTERVALO? 1, 1

INST?FM

FIGURA 10 — Exemplo de lista de blocos lavrados.

Simbolicamente, impressa pelo programa de simulação

BL e TB — Com essas instruções testa-se a viabilidade da retirada de um bloco de coordenadas b, c e 1 (fig. 5). Quando a lavra é viável, o programa fornece os teores, o tipo de minério, o número e a ordem de escalação previstos para o bloco (fig. 9). Caso contrário, é impressa uma das mensagens: bloco já escalado, bloco vazio, bloco não periférico ou bloco trancado, seguida de "FORÇA?". Respondendo-se "SIM" à pergunta, programa-se a lavra forçada do bloco;

TM — Provoca a impressão da média de teores de P_2O_5 e MgO dos blocos já escalados para as máquinas 1 e 2.

Por meio da instrução ES, o programa realiza a escalação de blocos, organizando-os em 3 conjuntos ordenados (máquinas 1, 2 e 3). ES ordena e escala o bloco b, c e 1, fornecido na instrução BL ("BLm, b, c, 1") imediatamente anterior, no conjunto programado para a máquina m. O uso da instrução TB, seguida de ES, e da instrução AP, permite alterar a ordem e a programação de blocos para o período:

TBm, b, c, 1, o — Possibilita a troca do bloco de número o pelo de coordenadas b, c e 1, na máquina m.

APm — Suprime da escalação o último bloco escalado para a máquina m.

Completada a escalação, fecha-se o período pela instrução FC. Nesta operação promove-se a lavra simbólica dos blocos escalados e a impressão de relatório de produção (fig. 10).

A modificação de seqüência de desmonte já escaladas e lavradas é realizada com o uso da instrução RT, que promove o retorno no tempo, possibilitando a mudança da programação de períodos passados.

O processamento do programa conversacional de simulação da lavra de Jacupiranga é descontinuado pela instrução FM.

V — DISCUSSÃO FINAL E CONCLUSÃO

A elaboração de objetivos claros e precisos e a determinação realista dos meios de atingi-los, são fatores fundamentais para o êxito de um plano. Entretanto, em planejamento de lavra, nem sempre são consideradas as diferenças entre os objetivos envolvidos em planos de curto, médio e longo prazos.

O planejamento de longo prazo tem caráter mais estratégico, exige maior poder de decisão e é menos reversível, por natureza. A implantação de um projeto, por exemplo, obriga a especulações sobre um futuro indeterminado, envolvendo maior responsabilidade na escolha de alternativas, que uma vez assumidas, dificilmente podem ser modificadas em curto espaço de tempo.

A impossibilidade de prever o futuro por outro lado, impede a elaboração de planos detalhados. Na indústria mineira, onde novos projetos tem um longo período de maturação e os prazos para amortização de capital são medidos em unidades de anos, essa limitação torna-se bastante crítica. Assim, um plano de lavra de minério de ferro que fosse elaborado 20 anos atrás, baseado em inferências mercadológicas e que chegasse a um programa de retirada de blocos ou ao traçado de cava final, seria completamente inútil nos dias atuais, pois o próprio conceito de minério de ferro modificou-se; modificou-se em função de muitos fatores que escapariam à análise dos melhores futurólogos, como o desenvolvimento da indústria metalúrgica, o uso dos processos de sinterização e pelletização, etc., possibilitando o aproveitamento dos finos, que há duas décadas eram considerados rejeitos.

O planejamento de médio prazo é mais tático e flexível, caracteriza-se pela fixação de metas a atingir e possibilita o ajuste do processo industrial às flutuações do mercado consumidor. No plano de lavra de médio prazo estabelecem-se seqüências de extração de minério em grandes traços, como a programação da produção anual em períodos mensais. Para o estabelecimento desses planos é necessário um maior conhecimento da jazida e da lavra, exigindo um detalhamento de pesquisa maior que o requerido para simples cubagem e o levantamento de dados históricos da operação de lavra e do aproveitamento subsequente do minério.

O planejamento de curto prazo, caracteriza-se pela formulação dos detalhes operacionais indispensáveis para o prosseguimento da lavra, visando atingir as metas determinadas no plano de médio prazo. Envolve decisões diárias, baseadas no acompanhamento da produção e do avanço das frentes de lavra.

Procuramos ressaltar as diferenças conceituais entre longo, médio e curto prazos na indústria mineira, esses conceitos embora sejam relativos, auxiliam no estabelecimento de sistemas de planejamento. No planejar, o plano não é produto final, mas um estágio intermediário, pois o planejamento é um processo dinâmico de projetar ações futuras e revê-las frente a mudanças do processo produtivo ou alterações no meio ambiente. Esse caráter contínuo, torna necessário a elaboração de sistemas que organizem e estruturam o planejamento em termos de longo, médio e curto prazos.

A natureza dos cálculos envolvidos no planejamento da lavra de jazidas complexas e com grande volume de produção, torna o uso contínuo de recursos exclusivamente manuais desinteressante, frente à alternativa de processamento eletrônico de dados. O uso de computadores permite a realização de planos mais eficientes e de melhor qualidade, posto prescindir das aproximações feitas para tratamento manual, permitir a consideração de um número maior de variáveis e possibilitar a análise comparativa de mais alternativas técnicas. Por outro lado, o tempo e os recursos necessários para a elaboração de um plano por computador são sensivelmente menores, quando comparados aos dispendidos em cálculos manuais.

Representar uma operação de lavra ou uma jazida por meio de equações matemáticas é praticamente impossível. Essa limitação exclui o uso das técnicas convencionais de otimização e impõe o uso de simulação no planejamento de lavra por computador. Na simulação, utiliza-se modelos matemáticos da operação e do depósito, porém estruturados por funções lógicas que permitem ensaiar a lavra real. Quando esses ensaios são executados com interferência humana direta e contínua, realiza-se uma simulação conversacional, caso contrário, uma simulação automática.

Para o planejamento da lavra de Jacupiranga, criou-se um sistema baseado em processamento eletrônico de dados. Como recurso para o planejamento de longo prazo, dispõe-se do modelo automático de simulação, enquanto o uso do modelo conversacional facilita a programação da lavra a médio e curto prazos.

O processamento do programa conversacional no sistema time-sharing do computador HP 21116-B, exige em média, cerca de 20 minutos para simular a lavra de 18 blocos, equivalentes à produção mensal de Jacupiranga. Esse total, engloba datilografia de instruções, escolha de blocos e impressão de plantas e relatório. O tempo necessário para o ensaio de várias alternativas de lavra, limita a utilização do modelo conversacional em planejamentos de longo prazo, mas impõe o seu uso em planejamentos de médio e curto prazos, quando comparado aos métodos manuais tradicionais; no programa de implantação da fábrica de cimento, foram gastos cerca de três meses para planejar a lavra de um triênio, consumidos na elaboração manual de apenas uma alternativa, baseada somente na distribuição de teores de MgO no depósito.

O modelo conversacional, possibilitando a participação direta da equipe de produção nas escalações de frentes de lavra, permite a elaboração de planos adequados às necessidades do empreendimento mineiro. Sua versatilidade e baixo custo operacional, por outro lado, incentivam a revisão periódica desses planos, facilitando a implantação de sistemas de planejamento.

A participação em ensaios de simulação fornece ao encarregado da programação uma visão ampla do depósito e da operação de lavra, que o auxilia na coordenação da produção. Acreditamos que essa característica por si só, já justificou os esforços dispendidos na criação do modelo conversacional de Jacupiranga.

Bibliografia:

Garcia, A.W. — Projeto Minas Brasil (Serrana) — Boletim Geologia e Metalurgia n.º 35 — Centro Moraes Rêgo, 1974

Mendes, H.C. e Melcher, G.C. — Planejamento da lavra da jazida de Jacupiranga por computador — Boletim Geologia e Metalurgia n.º 36 — Centro Moraes Rêgo, 1975.

DEBATES

O SR. COORDENADOR — Esperamos que os senhores tenham aproveitado deste exemplo brilhante de atividades conversacionais com o computador no sentido de permitir melhor planejamento a curto e a médio prazo para a lavra mineira. Está aberto o período de debates. Solicitaria que apresentassem nome e instituição a que pertencem antes de formularem as perguntas. Obrigado.

PERGUNTA — Sr. Cristiano de Almeida — Ouro Preto.
Como se faz os cálculos de teores médios dos blocos?

RESPOSTA — A estimativa dos teores médios de blocos é realizada pelo método do inverso das distâncias. Basicamente os trabalhos de pesquisa, considerados em intervalos de 10 m, são ponderados em função do inverso da distância ao centro de cada bloco. Porém, esse cálculo é executado em duas etapas: Na primeira etapa, atribui-se teor àqueles blocos cortados por trabalhos: a eles são atribuídos a média dos intervalos contidos em seu interior. Na segunda etapa, realiza-se o cálculo para os blocos restantes. Por facilidade de processamento, os blocos restantes são avaliados em função dos primeiros, que são ponderados pelo inverso da distância ao centro de cada bloco do segundo grupo.

PERGUNTA — Sr. Luiz Carlos dos Santos — Santa Catarina
Em termos percentuais, qual é a relação existente entre os teores programados pelo computador e os realmente constatados na operação de lavra?

RESPOSTA — O desvio entre valores estimados e valores reais depende principalmente da qualidade e quantidade das informações de pesquisa. Em Jacupiranga, considerando-se o total da jazida, verifica-se uma boa concordância. Na parte sul da jazida os desvios, posto dispor-se de maior número de informações, são menores que os da parte norte. A existência desses desvios não prejudica o uso das estimativas no planejamento, uma vez que são, em média, pequenos e são sistematicamente para menos, a favor da segurança. Quantitativamente não posso responder à questão, uma vez não dispor ainda dessas informações (a implantação desse sistema foi realizada no início do presente ano).

APARTE — Eng. José do Vale Nogueira — Serrana de Mineração
Quando o Eng. Helio disse que os desvios são para menos, talvez tenha dado para alguns a impressão de que o sistema computacional empregado gera desvios para menos. O desvio que se observa é o desvio da pesquisa. O sistema computacional oferece informações tão precisas quanto melhor seja a pes-

quisa. Os desvios são para menos devido à recuperação de fosfatos, sabemos que sistematicamente os teores dados pela pesquisa são mais baixos que o real, por mera questão de má recuperação da apatita em relação aos minerais de ganga. Para os teores de P_2O_5 , verificamos que os valores previstos desviam-se dos reais em cerca de 1,5%, que é uma média estatística do nosso desvio real da pesquisa.

Além disso, a precisão varia com a região da jazida. Na área sul da jazida que é melhor pesquisada, temos previsões de teores mais compatíveis com as produções. Atualmente, por exemplo, as pilhas que estamos formando estão exatamente dentro do previsto. Na área norte, onde há problemas maiores de recuperação em sondagens, os desvios são maiores, em função de maior dificuldade da pesquisa.

PERGUNTA — Sr. Kenro Matsui — S/A. Mineração de Amianto—SAMA
Com relação à adequação deste sistema implantado, V. Sa., que referiu que o sistema funciona muito melhor para planos a longo prazo. Por que para curto e médio prazos este sistema não é tão adequado?

RESPOSTA — Talvez por falta de clareza na exposição, tenha havido uma pequena confusão. O sistema automático anteriormente desenvolvido apresenta bons resultados para o planejamento de longo prazo. O sistema conversacional, ora apresentado, oferece-se como melhor alternativa para o planejamento de médio e curto prazos, devido à possibilidade de considerar a experiência da equipe de lavra, exemplificando: O conhecimento da jazida leva o técnico que está programando a lavra a um melhor plano e o modelo conversacional permite essa interação computador/homem, que não é possível no modelo automático. Para o planejamento de longo prazo, o modelo conversacional não é indicado pelo tempo que ele requer, por exemplo, o planejamento de 5 ou 10 anos, pode tomar 1 mês para análise de algumas poucas alternativas, enquanto o modelo automático permite o ensaio de muitas alternativas, em tempo muito mais curto, representando um custo menor.

PERGUNTA — Do Sr. Coordenador — Dr. Carlos Diniz da Gama
Qual é o critério de escolha de blocos; nomeadamente é dada consideração especial ao valor econômico de cada bloco, ou se é um critério somente por distâncias à frente de trabalho?

RESPOSTA — Basicamente, a seleção de blocos é realizada de maneira a cumprir o programa de produção, visando fornecer à fábrica de cimento as quantidades necessárias de rejeitos, a teores compatíveis, e produzir minério com um teor adequado de P_2O_5 , para realizar a produção prevista. Essa escalção é limitada por fatores geométricos, como a acessibilidade dos blocos.

O DR. CARLOS DINIZ DA GAMA — Então isso significa que, se no caminho do avanço da mineração existirem blocos estéreis com teor abaixo do teor de corte, eles são deixados no local ou serão removidos por outro sistema?

RESPOSTA — O critério de seleção depende da pessoa que executa o planejamento, que tomará a decisão adequada a cada caso que se apresentar. O modelo desenvolvido possibilita ao técnico prever problemas decorrentes da lavra e ensaiar no modelo da jazida o que ele não poderia ensaiar reversivelmente no depósito mineral.

APARTE — Prof. Geraldo Conrado Melcher

O programa prevê a lavra em conjunto de um número mínimo de blocos. Isto é necessário para a racionalização das operações de desmonte e de carregamento. Além disso, a usina de concentração deve operar durante períodos mínimos adequados produzindo rejeitos calcíticos adequados à fabricação de cimento, alternados com períodos em que os rejeitos são dolomíticos.

O DR. CARLOS DINIZ DA GAMA — Então talvez seja melhor referirmo-nos a conjuntos de blocos cuja opção de escolha é feita previamente, em que o sistema de planejamento é escolhido. Aí, já seria um planejamento a médio prazo. Seria escolhida determinada zona da jazida em prejuízo de outra. Não seriam blocos, mas zonas.

O PROF. MELCHER — Um conjunto de 4, 8, ou mais blocos, não define ainda uma zona da jazida porque são consumidos relativamente depressa. Mas para efeito de cubagem e de cálculos, para efeito de operação do computador, são considerados os blocos individuais, porque as dimensões dos blocos foram escolhidas de modo a definir uma certa reserva de minério, compatível com os trabalhos de pesquisa e com o vulto dos cálculos que o computador pode fazer dentro de um certo tempo. Evidentemente, poderíamos ter escolhido blocos de 50×50 m, ou de 100×100 m, mas isso já não seria mais compatível com as efetivas operações de lavra. O computador faz o cálculo por bloco. Mas a lavra não é feita por bloco, é feita de um conjunto de blocos, caso contrário não seria tecnicamente racional.

O DR. CARLOS DINIZ DA GAMA — A idéia seria contemporizar esse conjunto de blocos a fim de serem objeto de um critério de escolha. Esse conjunto de blocos a que se referiu seria comparado com outros conjuntos em condições de serem extraídos e para assim se aplicar um critério de decisão sobre qual seria o próximo a ser escolhido.

O CONFERENCISTA — A seleção de blocos é feita individualmente, porém o objetivo é formar a produção para um determinado período, o que define um conjunto de blocos. A escolha, a decisão, e a escalação é feita individual-

mente, mas é previsto o agrupamento de blocos quando se realiza a lavra em períodos de tempo consecutivos.

O COORDENADOR — Não havendo mais perguntas, agradecemos a presença em nome do CENTRO MORAES REGO e da Comissão Organizadora do VI Simpósio Brasileiro de Mineração. Obrigado.

Sessão — dia 02/08/1976

**CÁLCULO EXPEDITO DA ESTABILIDADE DE TÚNEIS
E DE SUAS NECESSIDADES DE SUPORTE**

Expositor:

**Prof. Dr. Carlos Diniz da Gama
EPUSP/DMGA — IPT**

Coordenador:

**Prof. Dr. Wildor Theodoro Hennies
EPUSP**

I. INTRODUÇÃO

A maior parte dos sistemas de suporte de túneis e de galerias, que se instalam presentemente, são estabelecidos através de fórmula empíricas, ou por simples analogia com outros sistemas de suporte cujo comportamento tem-se revelado estável ao longo do tempo.

Esse procedimento, que pouca importância dá aos custos de suporte, nem possibilita a estimativa de fatores de segurança, parece justificar-se em face da habitual ignorância (ou pelo menos, o desconhecimento) das propriedades mecânicas das rochas no local onde irá ser escavado o túnel, assim como do estado de tensões reinante "in situ". Além destes fatores, a real atuação dos próprios sistemas de suporte, e as simplificações grosseiras que são introduzidas pelos métodos empíricos de cálculo tem contribuído para o caráter pouco científico que apresentam os projetos de suporte de túneis.

Por outro lado, os engenheiros dispõem hoje de poderosos computadores capazes de aplicar técnicas numéricas de análise estrutural (como por exemplo, o método dos elementos finitos) à resolução dos problemas criados pela concepção e projeto dos suportes das escavações subterrâneas. Existem também computadores analógicos especialmente construídos para resolver idênticos problemas.

Nestas circunstâncias, como se explica que haja tão pouca interação entre o teórico e o prático no que se refere ao estudo da estabilidade de escavações subterrâneas?

Em parte, a resposta a esta pergunta pode ser dada pelo desconhecimento dos fatores acima enumerados, que para serem traduzidos numericamente com o detalhe exigido pelos métodos computacionais, necessitariam da realização prévia de dispendiosos trabalhos de prospecção e caracterização geomecânica. Pode dizer-se que atualmente o maior obstáculo à utilização do método dos elementos finitos reside na dificuldade prática que se tem para a determinação de todos os parâmetros exigidos pelo método.

Associando esta dificuldade à reconhecida imperfeição dos métodos empíricos de cálculo, resta concluir que no meio termo se pode encontrar a solução para o problema: utilizar convenientemente os conceitos de teoria da Elasticidade e de Resistência de Materiais em conjugação com os princípios básicos da Mecânica dos Solos e das Rochas.

Embora esta via de tratamento do problema não seja novidade, é habitual observar-se nos textos da especialidade um conjunto de aproximações que a tornam menos realística.

Por essa razão, o problema é aqui abordado com maior generalidade, procurando-se não introduzir hipóteses aproximativas. É também enfatizada a necessidade de partir do conhecimento de um estado de tensão atuante à profundidade a que se pretende escavar o túnel, assim como a descrição dos

parâmetros indispensáveis aos cálculos envolvidos na determinação das espessuras de rocha fraturada em torno da cavidade, das deformações destas, das tensões a aplicar pelo sistema de suporte e das várias opções disponíveis de suporte.

É também referida a influência das descontinuidades geológicas sobre a seleção dos sistemas de suporte, em virtude de os métodos clássicos de cálculo considerarem a rocha antes da abertura da escavação como um material elástico, homogêneo e contínuo. Ora, a experiência confirma que a compartimentação dos maciços rochosos exerce uma influência fundamental no comportamento mecânico e na atuação dos sistemas de suporte, pelo que a sua consideração é indispensável em todos os projetos desta natureza.

Por este motivo é feita referência especial às Classificações Geomecânicas dos Maciços Rochosos, cuja aplicação na previsão das necessidades de suporte dos túneis tem sido recentemente comprovada por diferentes exemplos reais.

II. — DETERMINAÇÃO DAS NECESSIDADES DE SUPORTE DE UMA ESCAVAÇÃO SUBTERRÂNEA

Os objetivos do suporte subterrâneo podem-se sintetizar em três itens:

- a. garantir a segurança de pessoas e equipamentos que usem a cavidade para qualquer fim;
- b. assegurar que a cavidade realiza a função para a qual foi construída, durante o tempo previsto para a sua utilização;
- c. se a cavidade se destinar ao transporte de um fluido, melhorar as condições de fluxo desse fluido.

Em qualquer situação, o sistema de suporte a instalar deve caracterizar-se por sua simplicidade, robustez, eficácia e baixo custo.

É evidente que o melhor processo de suporte é sempre aquele que é constituído apenas pela rocha que rodeia as escavações, mobilizando a sua capacidade de auto-sustentação. Tal processo é explicável pela criação de um arco de pressões entre os apoios formados pelas paredes do vão da escavação, de modo que o teto imediato da mesma fica constituído por rocha descomprimida, susceptível de cair por ações do seu peso próprio. Adicionalmente, o arco de pressões pode gerar concentrações de tensões nas extremidades do vão, as quais podem originar roturas da rocha por ações de cisalhamento.

As classificações dos suportes podem ser várias, em função dos critérios utilizados. Contudo, é importante distinguir entre dois tipos de suporte, consoante as suas funções se destinam ao reforço da cavidade (elementos de sustimento) ou à proteção da cavidade (elementos de revestimento).

Em princípio, os revestimentos não são destinados a promover qualquer reforço estrutural da escavação, pois destinam-se à proteção da periferia desta, impermeabilizando o interior dela e evitando oxidações e alterações da rocha, só eventualmente podendo contribuir para a sustentação de blocos soltos do teto. Está neste caso o conhecido concreto projetado ("Shotcrete") cuja função essencial é de revestimento da cavidade e não de suporte.

Um tipo particular de suporte é o tirante (também chamado suporte suspenso) cujo esforço do sustimento é exercido entre o seu ponto de ancoragem, situado no interior do maciço e a extremidade tensionada que se localiza na periferia da escavação.

Embora a ação dos tirantes, quando dispostos em malhas regulares e/ou instalados em sobreposição a redes metálicas, se possa considerar de sustimento contínuo do teto das escavações, na maioria dos casos a sua ação se resume à proteção localizada quanto à queda de blocos isolados.

O problema da determinação da necessidade ou dispensa de suporte em torno de uma escavação subterrânea pode ser analisado de acordo com Jaeger, a partir do conhecimento da distribuição de tensões na rocha que rodeia a cavidade.

Para o caso particular dos tuneis ou galerias de eixo horizontal, admite-se a criação de um estado plano de deformação nas secções perpendiculares ao respectivo eixo, suficientemente afastadas da extremidade.

Se o estado de tensão virgem (ou pré-existente) for caracterizado por duas tensões principais V e H , nas direções vertical e horizontal, respectivamente, a conhecida análise elástica do problema do orifício circular de raio a aberto num campo bidimensional de tensões fornece as seguintes componentes após a abertura da cavidade:

$$\sigma_{\theta} = \frac{H + V}{2} \left(1 + \frac{a^2}{r^2}\right) - \frac{H - V}{2} \left(1 + \frac{3a^4}{r^2}\right) \cos 2\theta \quad \dots \dots \dots [1]$$

$$\sigma_r = \frac{H + V}{2} \left(1 - \frac{a^2}{r^2}\right) + \frac{H - V}{2} \left(1 - \frac{4a^2}{r^2} + \frac{3a^4}{r^4}\right) \cos 2\theta \quad [2]$$

$$\tau_{r\theta} = \frac{V - H}{2} \left(1 + \frac{2a^2}{r^2} - \frac{3a^4}{r^4}\right) \sin 2\theta \quad \dots \dots \dots [3]$$

A Fig. 1 representa essa situação, onde r traduz a distância de qualquer ponto do terreno ao centro da escavação. Na periferia do túnel ($r = a$) é evidentemente $\sigma_r = 0$ e

$$\sigma_{\theta} = H(1 - 2 \cos 2\theta) + V(1 + 2 \cos 2\theta) \dots \dots \dots [4]$$

verificando-se que σ_{θ} varia entre $3V - H$ (para $\theta = 0^{\circ}$) e $3H - V$ (para $\theta = 90^{\circ}$, ou seja, no teto do túnel). É claro que a tensão tangente σ_{θ} pode ser negativa, o que dá origem ao aparecimento de trações em torno da escavação, capazes de provocar a rotura da rocha.

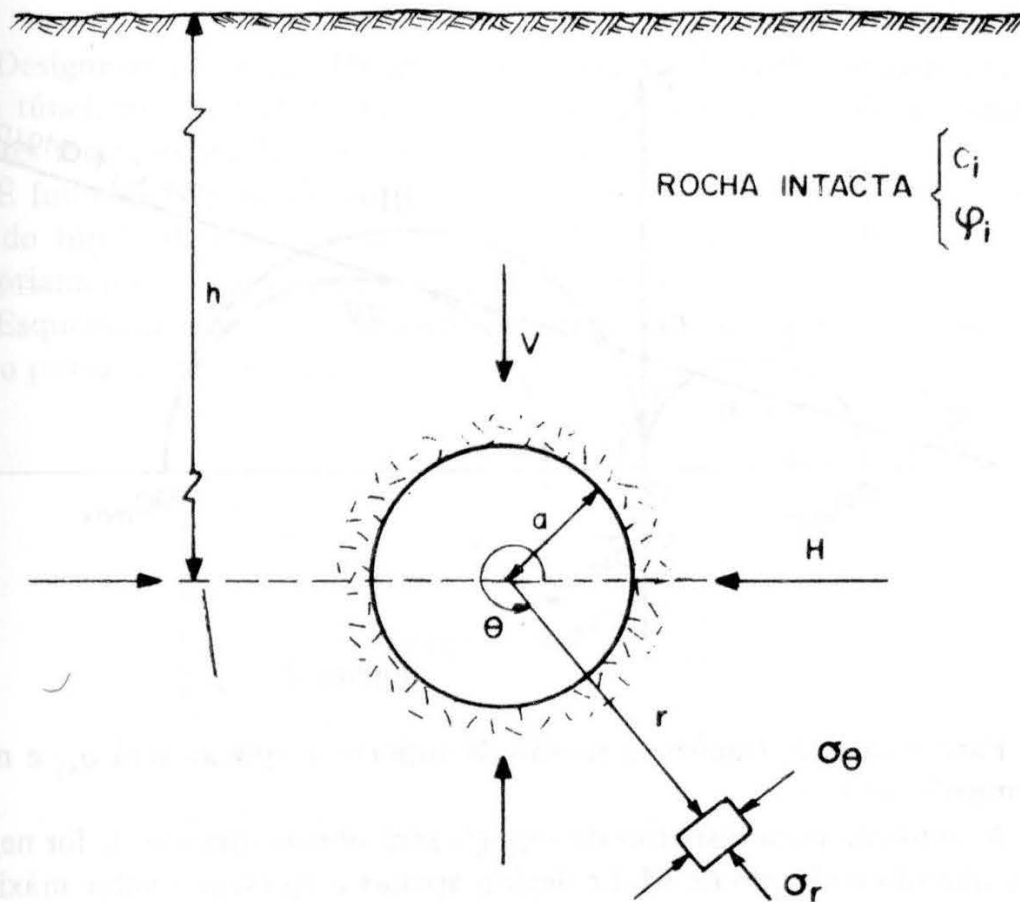


Figura 1

É importante notar que nas expressões de σ_{θ} , σ_r e $\tau_{r\theta}$ não figuram quaisquer constantes elásticas da rocha, e além disso essas tensões são independentes do raio da cavidade, porque nas suas fórmulas aparece a relação a/r , que exprime a distância medida a partir da periferia da escavação.

É usual definir o conceito de concentrações de tensões pelo quociente entre as tensões atuantes num ponto do terreno após a abertura da cavidade e as tensões nele verificadas antes dessa escavação.

Ainda considerando a periferia do túnel ($r = a$) constata-se que o valor máximo de σ_{θ} em compressão depende das grandezas relativas de θ , V e H , podendo causar roturas da rocha, por ações de cisalhamento.

Utilizando o critério de Mohr-Coulomb poder-se-á analisar a ocorrência ou não de roturas por cisalhamento e por tração na periferia do túnel, desde que sejam conhecidos os parâmetros de resistência c (coesão) e ϕ (ângulo de atrito interno) da rocha. Na Fig. 2 representam-se os valores máximo e mínimo de σ_θ sobre a periferia do túnel, supondo que intersectam a reta de Mohr-Coulomb característica do material rochoso, sendo necessário adicionar uma tensão radial de suporte σ_s para que os novos círculos (a tracejado) passem a ser tangentes à reta.

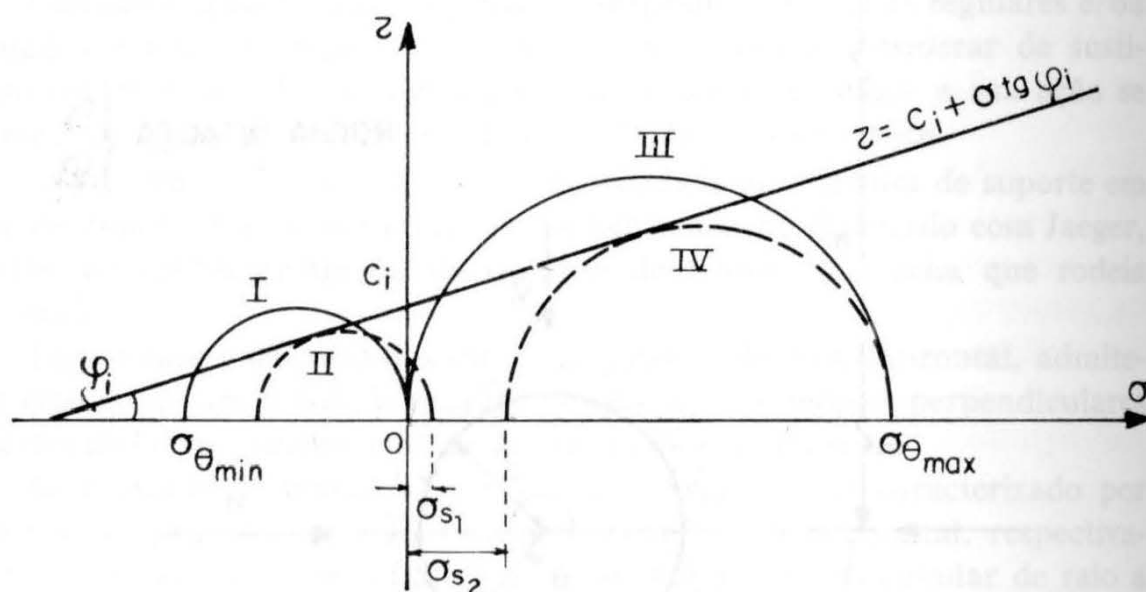


Figura 2

Para o caso de trações, a tensão de suporte a aplicar será σ_{s1} e no caso de compressões é σ_{s2} .

A condição para dispensa de suporte será obtida quando σ_s for negativo, isto é, quando o círculo de Mohr devido apenas a σ_θ (seja o valor máximo ou o valor mínimo) não intersecta a reta envolvente.

Tal condição por expressar-se por:

$$\frac{\sigma_\theta - \sigma_s}{2} = \left(\frac{\sigma_\theta + \sigma_s}{2} + c \cotg \phi \right) \sin \phi \dots \dots \dots [5]$$

donde resulta:

$$\sigma_s = \frac{1}{1 + \sin \phi} \sigma_\theta (1 - \sin \phi) - 2 c \cos \phi \dots \dots \dots [6]$$

ou ainda:

$$\sigma_s = \frac{1}{1 + \sin \phi} H(1 - 2 \cos 2\theta) + V(1 + 2 \cos 2\theta) (1 - \sin \theta) - 2 c \cos \phi \quad [7]$$

Nestas circunstâncias, o cálculo de σ_s pela expressão anterior, permite estabelecer que:

$\sigma_s < 0$ dispensa suporte

$\sigma_s > 0$ necessita suporte

Neste último caso, o projetista deve prosseguir os seus estudos com os tópicos a seguir enunciados.

III. — CÁLCULO DO RAIOS CLÁSTICO

Designa-se por zona clástica, todo o volume de rocha situado em torno de um túnel, na situação de material fraturado, em virtude de as tensões aí reinantes terem excedido a resistência da rocha.

É fundamental estabelecer qual a dimensão dessa zona clástica envolvente do túnel, dimensão essa que é conhecida por raio clástico, embora impropriamente, visto que varia com a direção, ou seja, com ângulo .

Esquemáticamente, tal situação está representada na Fig. 3, onde o raio clástico possui a dimensão b .

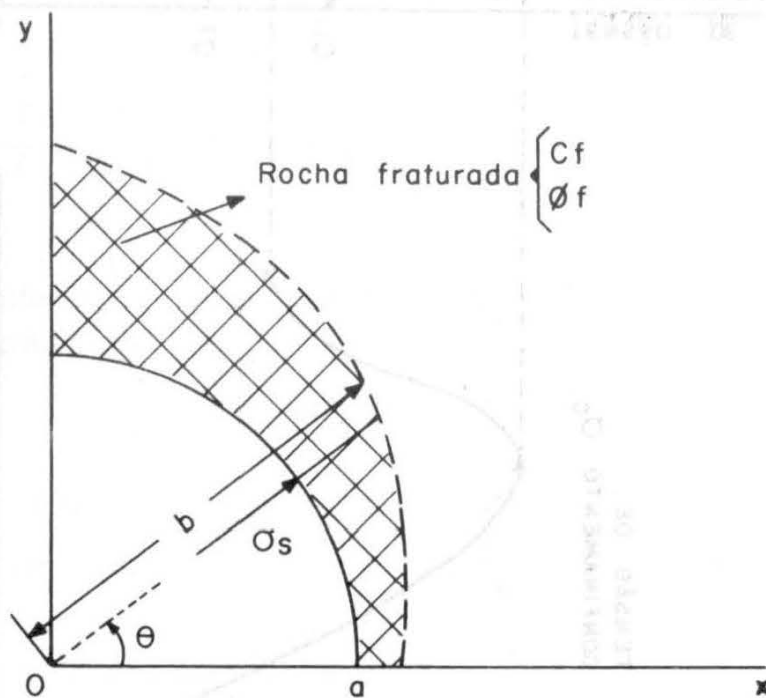


Figura 3

As propriedades da rocha fraturada que se situa no interior da zona clástica são diferentes das propriedades da rocha elástica exterior (para $r > b$).

Em regra, a fraturação dá origem a uma diminuição da coesão e do ângulo de atrito interno, os quais poderão ser medidos em ensaios apropriados. Na Fig. 4 representa-se esquematicamente essa deterioração dos parâmetros de resistência da rocha, após a fraturação, ou seja, depois de na curva tensão-deformação ter sido atingido a tensão máxima de resistência da rocha.

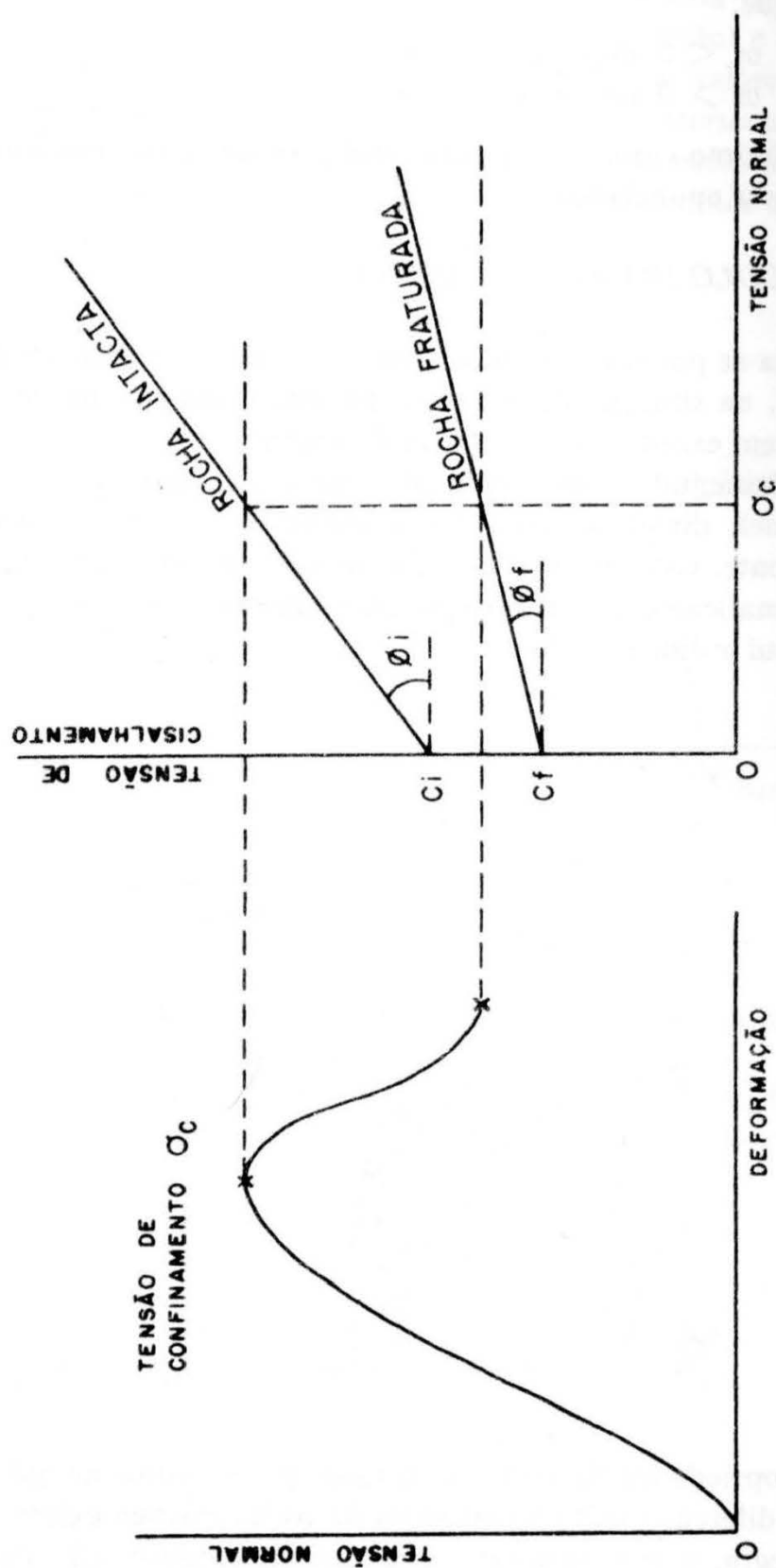


Figura 4

A correspondência desse ponto com o diagrama $\tau - \sigma$ (de Mohr) é feita considerando a tensão de confinamento atuante, σ_c , à profundidade do túnel.

Nessas condições, a rocha fraturada passa a ser caracterizada pelos parâmetros:

$$C_f < C_i \quad \dots\dots\dots [8]$$

$$\phi_f < \phi_i \quad \dots\dots\dots [9]$$

inferiores aos da rocha intacta.

Para efeitos de cálculo do raio clástico dividiremos a análise em 2 partes, respectivamente quanto as roturas da rocha ocorrem por cisalhamento, ou quando acontecem por tração. O conhecimento do valor e do sinal de (que como vimos depende de V , H e θ) indicará em qual dos dois regimes se prevê que a rocha fracture.

A — Rotura da rocha por cisalhamento

De acordo com o diagrama da Fig. 5, no lado positivo do eixo das tensões normais sabemos que a condição de equilíbrio limite ocorre em $r = b$, quando:

$$\frac{\sigma_\theta + C_i \cotg \phi_i}{\sigma_r + C_i \cotg \phi_i} = \frac{1 + \sin \phi_i}{1 - \sin \phi_i} \quad \dots\dots\dots [10]$$

Substituindo σ_θ e σ_r pelas suas expressões (1) e (2) resulta a seguinte equação do 4º grau em r :

$$[(H - V) \cos 2\theta + (H + V) \sin \phi_i + 2 C_i \cos \phi_i] r^4 - \\ - [(H + V)a^2 + (H - V)2a^2 \cos 2\theta(1 + \sin \phi_i)]r^2 + (H - V)3a^4 \cos 2\theta = 0 \quad [11]$$

$$b^2 = \frac{(H + V) \frac{a^2}{2} + (H - V)a^2 \cos 2\theta (1 + \sin \phi_i)}{(H - V) \cos 2\theta + (H + V) \sin \phi_i + 2 C_i \cos \phi_i} + \quad [12]$$

$$+ \frac{\sqrt{[(H + V) \frac{a^2}{2} + (H - V)a^2 \cos 2\theta (1 + \sin \phi_i)]^2 - [(H - V)3a^4 \cos 2\theta \times (H - V) \cos 2\theta + (H + V) \sin \phi_i + 2 C_i \cos \phi_i]}}{(H - V) \cos 2\theta + (H + V) \sin \phi_i + 2 C_i \cos \phi_i}$$

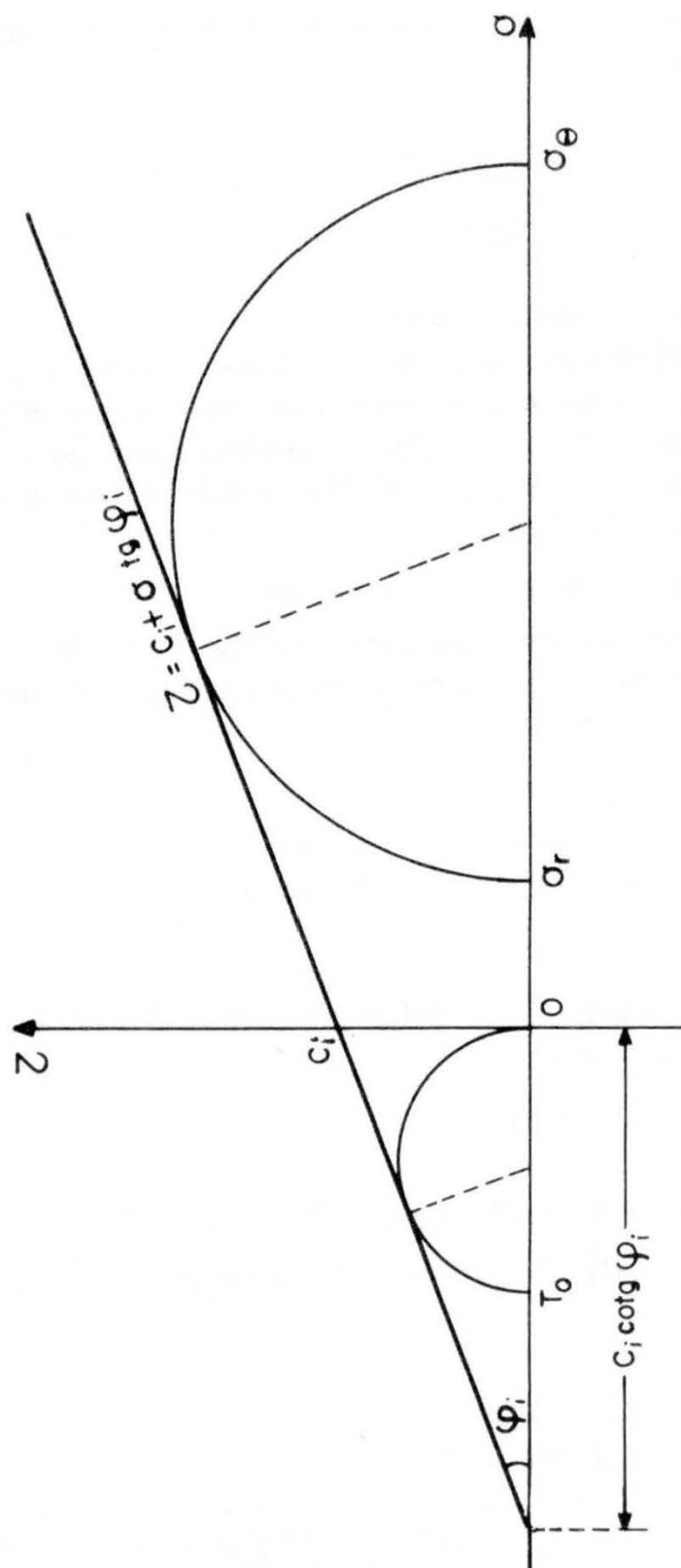


Figura 5

Note-se que se o estado de tensão pré-existente for hidrostático $V = H = Q$, resulta simplesmente:

$$b^2 = \frac{Q a^2}{Q \sin \phi_i + C_i \cos \phi_i} \dots \dots \dots [13]$$

Usando o critério de rotura de Tresca ($\phi_i = 0$) esta expressão vem:

$$b^2 = \frac{Q a^2}{C_i} \dots \dots \dots [13']$$

a qual coincide com a fornecida por Mello Mendes (pag. 140).

B — Rotura da rocha por tração

A mesma figura 5, na região das tensões normais negativas, representa a resistência da rocha à tração T_0 . Em função da coesão e do ângulo de atrito interno, T (que tem sinal negativo) é dada por:

$$T_0 \leq \frac{-2 C_i \cos \phi_i}{1 + \sin \phi_i} \dots \dots \dots [14]$$

O sinal igual traduz a condição de equilíbrio limite.

O critério de rotura será o de considerar a rotura da rocha sempre que (negativo) exceder a resistência da rocha à tração.

Matematicamente essa condição expressa-se por:

$$\frac{H+V}{2} \left(1 + \frac{a^2}{r^2}\right) - \frac{H-V}{2} \left(1 + \frac{3a^4}{r^4}\right) \cos 2\theta = - \frac{2 C_i \cos \phi_i}{1 + \sin \phi_i} \dots \dots [15]$$

Resulta também uma equação do 4º grau:

$$\left[\frac{2 C_i \cos \phi_i}{1 + \sin \phi_i} - \frac{H-V}{2} \cos 2\theta + \frac{H+V}{2} \right] r^4 + \left(\frac{H+V}{2} a^2 \right) r^2 - 1.5 (H-V) a^4 \cos 2\theta = 0 \dots \dots \dots [16]$$

que fornece o valor do raio clástico nas zonas onde ocorre tração:

$$b^2 = \frac{-0.25(H+V)a^2 + \sqrt{[-0.25(H+V)a^2]^2 + 1.5(H-V)a^4 \cos 2\theta \left[\frac{2 C_i \cos \theta_i}{1 + \sin \theta_i} - \frac{H-V}{2} \cos \theta + \frac{H+V}{2} \right]}}{\frac{2 C_i \cos \phi_i}{1 + \sin \phi_i} - \frac{H-V}{2} \cos 2\theta + \frac{H+V}{2}} \quad \dots\dots\dots [16]$$

Por consequência, o raio clástico em torno do túnel é calculado pela primeira ou por ambas as relações que fornecem b , conforme na periferia do túnel só ocorram tensões de compressão, ou tensões de tração (para determinados valores do ângulo θ) e de compressão (para os valores do ângulo θ).

Alguns exemplos de cálculo das dimensões da zona clástica são apresentados nas figuras seguintes para o exemplo hipotético de um túnel circular com 3 m de raio, aberto numa rocha intacta com uma coesão de 50 t/m² e um ângulo de atrito interno de 35° (valores típicos de rocha calcária).

Os estados de tensão são indicados pelas suas componentes vertical e horizontal e as letras T e C indicam as zonas de roturas por tração e por cisalhamento, respectivamente.

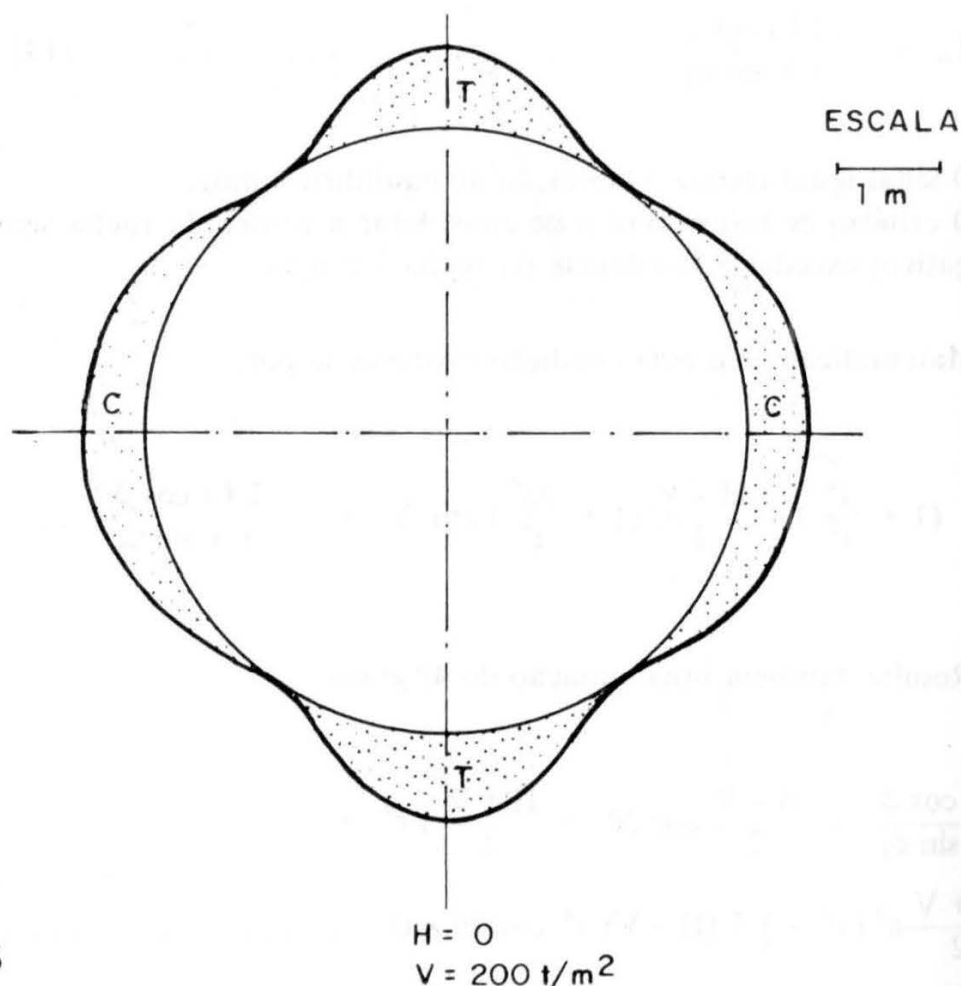


Figura 6

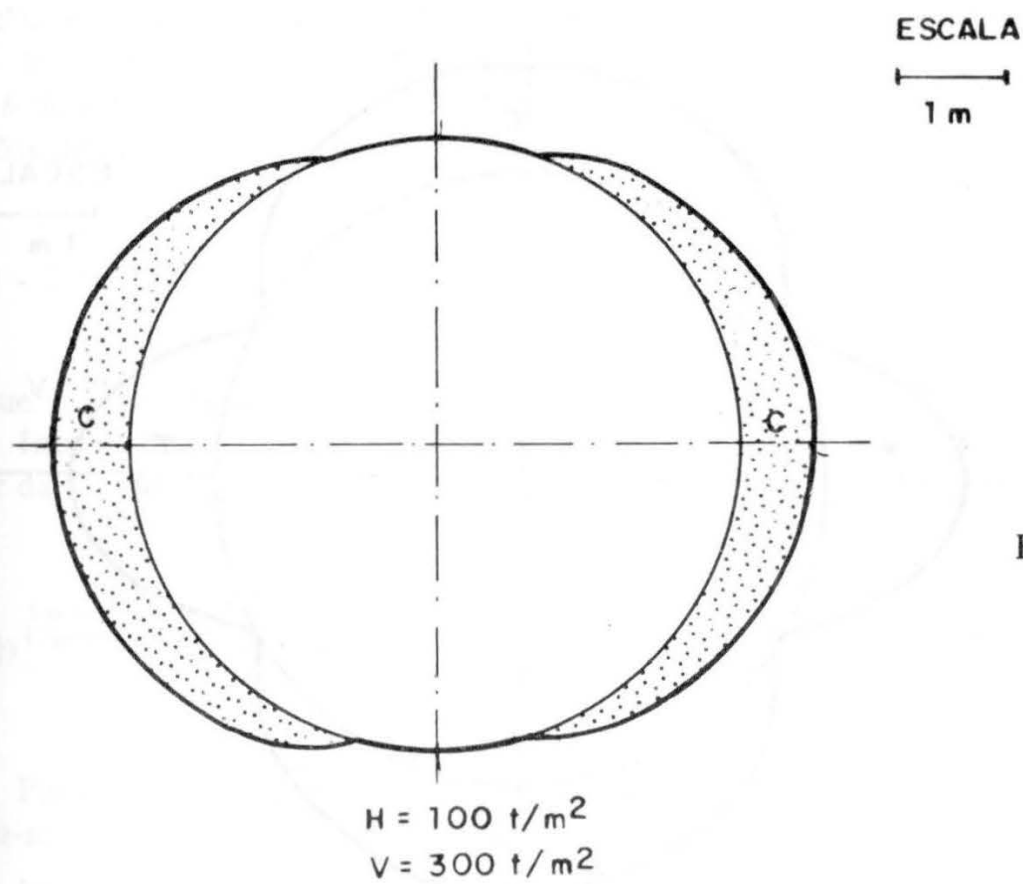


Figura 7

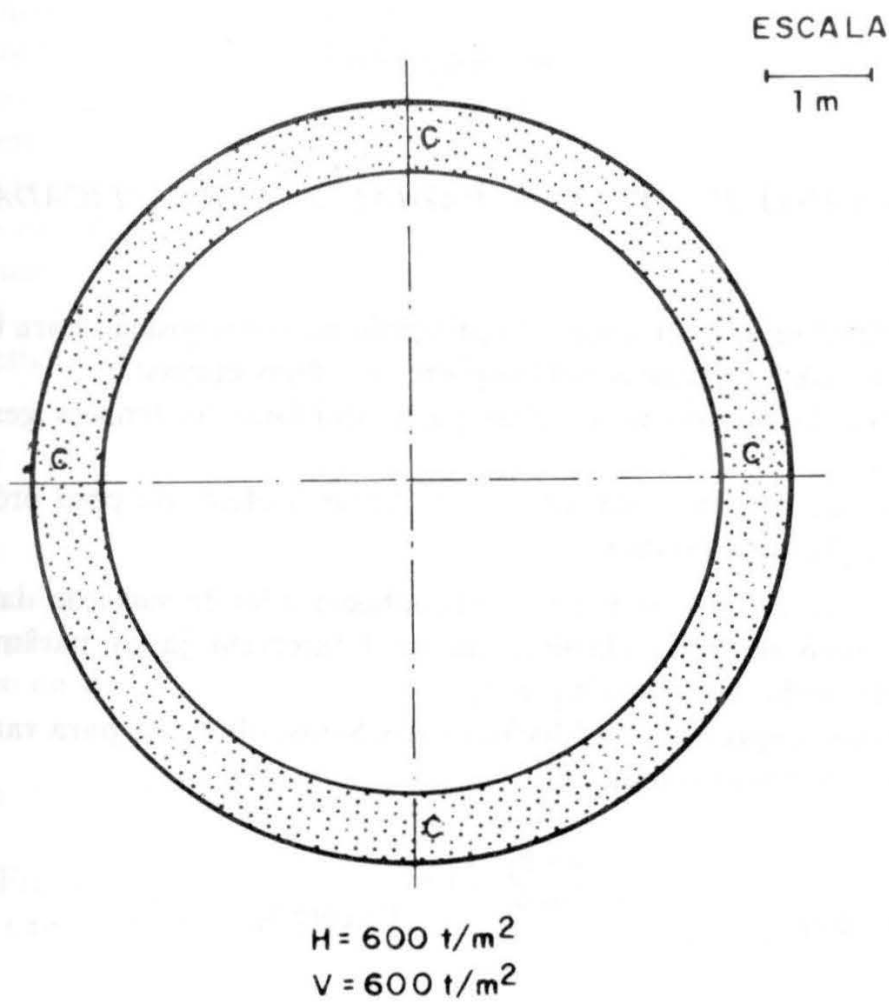


Figura 8

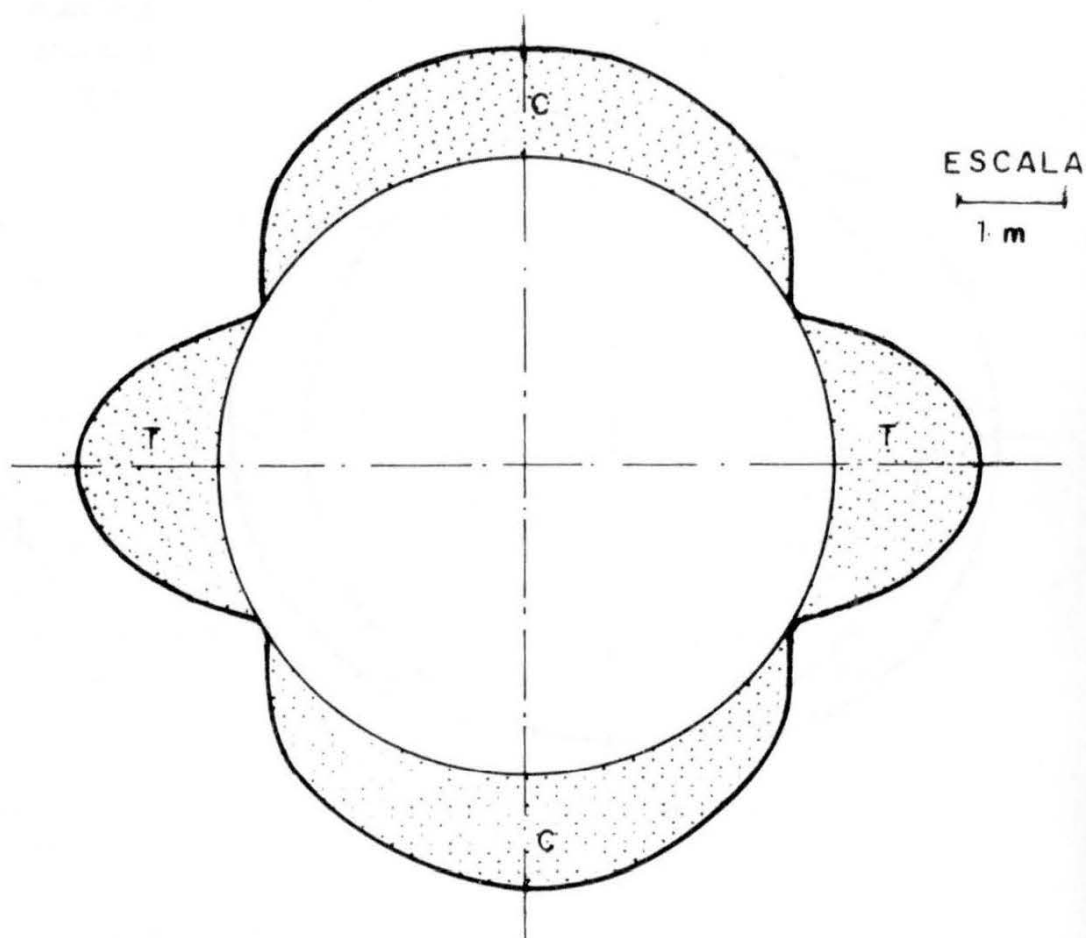


Figura 9

$$H = 600 \text{ t/m}^2$$

$$V = 0$$

IV. — CÁLCULO DA TENSÃO RADIAL A SER APLICADA PELO SUPORTE

Consideraremos a aplicação do princípio da sobreposição para o cálculo das tensões a serem aplicadas pelo suporte, em duas etapas:

A — pressões de suporte necessárias para equilibrar as tensões geradas na zona elástica;

B — pressões de suporte destinadas a equilibrar o efeito do peso próprio dos blocos dentro da zona clástica.

No 1º item, torna-se indispensável conhecer a lei de variação das tensões radiais ao longo da zona clástica, na qual intervêm já os parâmetros de resistência da rocha fraturada C_f e θ_f .

Utilizando expressões da Mecânica dos Solos, obtem-se para variação da tensão radial na zona clástica:

$$\sigma_r = (\sigma_s + C_f \cotg \phi_f) \left(\frac{r}{a} \right)^{\frac{1 + \sin \phi_f}{1 - \sin \phi_f} - 1} - C_f \cotg \phi_f \quad \dots \dots \dots [17]$$

onde σ_s é a tensão radial aplicada pelo sistema de suporte.

Em virtude de a interface elástica-clástica estar situada à distância $r = b$ do centro, a condição de equilíbrio pode ser traduzida pela igualdade de tensões principais na direção tangente θ , ou seja; atendendo a (4);

$$H(1 - 2 \cos 2\theta) + V(1 + 2 \cos 2\theta) - \sigma_b = \frac{1 + \sin \phi_i}{1 - \sin \phi_i} \sigma_b + 2 C_i \frac{\cos \phi_i}{1 - \sin \phi_i} \quad [18]$$

em que é obtida de (17) fazendo $r = b$.

Introduzindo o valor de σ_b resulta uma expressão donde se retira o valor da tensão de suporte σ_b :

$$\sigma_s = \left(\frac{a}{b}\right)^{\frac{2 \sin \phi_f}{1 - \sin \phi_f}} \left\{ \frac{1 - \sin \phi_i}{2} [H(1 - 2 \cos 2\theta) + V(1 + 2 \cos 2\theta)] - C_i \cos \phi_i - C_f \cotg \phi_f \left[-1 + \left(\frac{a}{b}\right)^{\frac{2 \sin \phi_f}{1 - \sin \phi_f}} \right] \right\} \dots \quad [19]$$

Para o caso particular hidrostático $V = H = Q$, esta expressão reduz-se à apresentada por Mello Mendes (pag. 391).

B — As ações do peso próprio dos blocos dentro da zona clástica dependem evidentemente do ângulo θ , sendo nulas para os valores compreendidos entre 180° e 360° .

Para cálculo desta parcela considera-se que a pressão exercida por cada m^2 de teto é igual ao peso, na direção radial de uma coluna de rocha com altura igual à espessura da zona clástica nessa direção.

No cálculo desse peso intervem o peso específico da rocha fraturada γ_f , que é igual ao da rocha sã, dividido pelo fator de empolamento característico da rocha.

Designando por σ_p essa pressão devida ao peso dos blocos, vem:

$$\sigma_p = \gamma_f \sin \theta [b(\theta) - a] \dots \dots \dots [20]$$

exprimindo-se em unidades de pressão.

Se pretendermos escrever σ_p por unidade de comprimento do túnel e por cada arco de 10° do teto, virá:

$$\sigma_p = \gamma_f \sin \theta [b(\theta) - a] \times 0.175 a \dots \dots \dots [21]$$

A Fig. 10 representa a ação do peso dos blocos da zona clástica resultante do caso já referido na Fig. 6 ($V = 200 \text{ t/m}^2$ e $H = 0$).

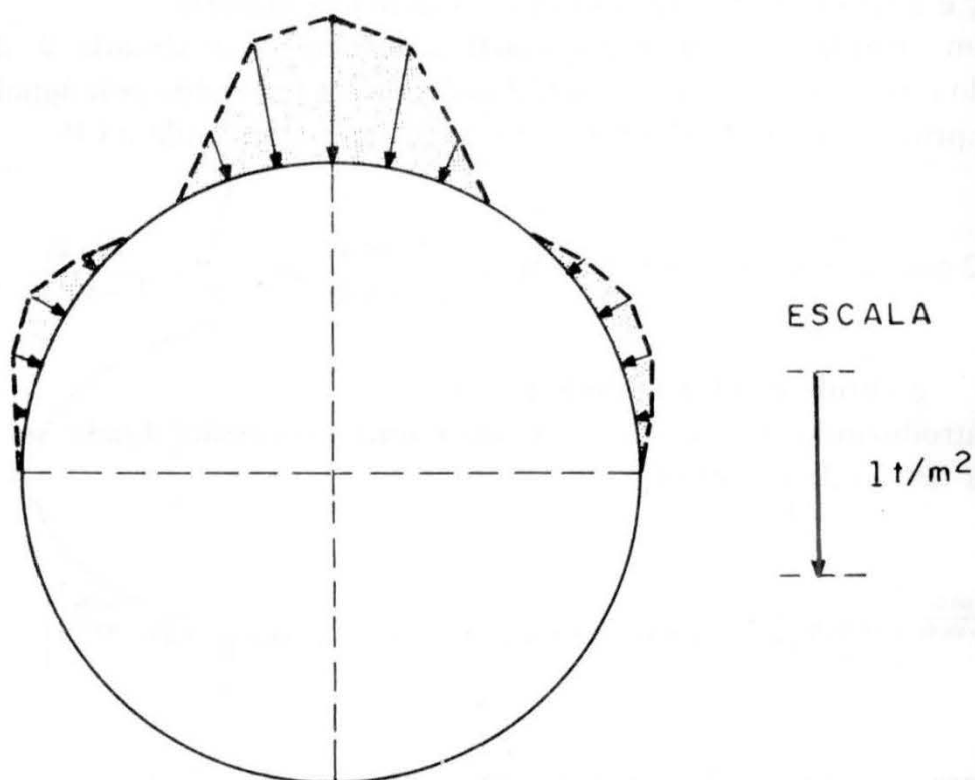


Figura 10

Pode observar-se que este efeito é dependente da forma da própria zona clástica, sendo mais pronunciado na vertical, como seria de esperar. No entanto, a sua grandeza é consideravelmente inferior à grandeza das pressões necessárias para equilibrar as tensões da zona clástica.

Realizando a simulação em computador de ambos os efeitos, constata-se que a pressão total a exercer pelo suporte seria a soma dos dois,

$$\sigma_t = \sigma_s + \sigma_p \quad \dots\dots\dots [22]$$

sendo, para os casos representados nas Figuras 6 a 9 quase na totalidade constituída pela contribuição de σ_s .

Assim, admitindo para a rocha fraturada os parâmetros

$$C_f = 5 \text{ t/m}^2$$

$$\phi_f = 20^\circ$$

$$\gamma_f = 1.7 \text{ t/m}^3$$

e mantendo os parâmetros já referidos para a rocha elástica, resultam as seguintes pressões (para o estado de tensão virgem definido por $V = 200 \text{ t/m}^2$ e $H = 0$):

INCLINAÇÃO θ°	PRESSÃO DE EQUILÍBRIO (t/m ²)	PRESSÃO DO PESO PRÓPRIO (t/m ²)	PRESSÃO TOTAL (t/m ²)
0	70.41	0	70.41
10	66.58	0.08	66.67
20	55.38	0.15	55.53
30	37.63	0.17	37.80
40	14.64	0.11	14.74
50	—	—	—
60	—	—	—
70	-59.05	0.24	-58.81
80	-66.08	0.59	-65.49
90	-68.02	0.73	-67.29

Pode observar-se que as regiões do teto do túnel submetidas à tração (ângulos superiores a 70°) dão origem a pressões negativas do suporte. Esse fato origina o desaparecimento das tensões de contacto entre o suporte e a rocha, de modo que o suporte deixa de ser atuante, exceto se for reforçado por meios exteriores.

V. — DEFORMAÇÕES DAS PAREDES DO TÚNEL

A dilatação da zona clástica pode ser atribuída a duas causas principais:

- A deformabilidade da rocha fraturada, a qual é dotada de uma elasticidade que se pode caracterizar pelo respectivo módulo de Young E_f .
- O empolamento da rocha fraturada resultante do desconfinamento na vizinhança das paredes do túnel.

Em relação à primeira causa, ela pode ser computada a partir do seguinte raciocínio: o material fragmentado provém de uma coroa circular de raio $(b-a)$, onde atuava inicialmente um estado de tensão (V, H) e onde passou a atuar uma tensão definida pela expressão (17).

Nessas condições, a dilatação de cada elemento de dimensão dr , ao passar do estado inicial ao final é

$$u = \frac{1}{E_f} \left[\frac{H+V}{2} \left(1 - \frac{a^2}{r^2} + \frac{3a^4}{r^4} \right) \cos 2\theta - (\sigma_s + C_f \cot \phi_f) \left(\frac{r}{a} \right)^{\frac{2 \sin \phi_f}{1 - \sin \phi_f}} + C_f \cot \phi_f \right] \quad [23]$$

O deslocamento radial total, devido apenas à elasticidade do material fraturado, é:

$$u_r = \frac{1}{E_f} \int_a^b u \, dr \quad [24]$$

o que permite obter

$$\begin{aligned} u_r = & \frac{b-a}{E_f} \left(\frac{H+V}{2} + \frac{H-V}{2} \cos 2\theta + C_f \cotg \phi_f \right) - \\ & - \frac{a^2 \left[H \left(\frac{1}{2} + 2 \cos 2\theta \right) + V \left(\frac{1}{2} - 2 \cos 2\theta \right) \right]}{3 E_f} (b^3 - a^3) + \frac{3 a^4 (H-V)}{10 E_f} (b^5 - a^5) - \\ & - \frac{\sigma_s + C_f \cotg \phi_f \left[b \frac{1+\sin \phi_f}{1-\sin \phi_f} - a \frac{1+\sin \phi_f}{1-\sin \phi_f} \right]}{E_f \frac{1+\sin \phi_f}{1-\sin \phi_f}} a \frac{2 \sin \phi_f}{1-\sin \phi_f} \dots \dots \dots [25] \end{aligned}$$

É também possível determinar a deformação radial específica, pela relação:

$$\epsilon_r = \frac{u_r}{b-a} \dots \dots \dots [26]$$

b. Quanto à dilatação devida ao empolamento da rocha fraturada no interior da zona clástica, trata-se de um problema complexo, em virtude da influência do fator tempo e da gravidade.

Em primeira aproximação, admitindo que o volume de rocha fraturada se empolou, dando origem a um raio interior do túnel igual a a' (sendo $a' < a$), por unidade de comprimento do túnel, será:

$$V_f = \pi (b^2 - a'^2) \dots \dots \dots [27]$$

e antes da abertura da cavidade, esse volume seria:

$$V_i = \pi (b^2 - a^2) \dots\dots\dots [28]$$

Por definição de fator de empolamento da rocha, estendido a toda a zona clástica, é:

$$F_e = \frac{V_f}{V_i} = \frac{b^2 - a'^2}{b^2 - a^2} \dots\dots\dots [29]$$

donde resulta

$$a' = \sqrt{b^2 - F_e (b^2 - a^2)} \dots\dots\dots [30]$$

Nota-se que o fator de empolamento da rocha não pode ser considerado no estado completamente desconfinado, mas sim nas condições reinantes na parede do túnel, onde atua uma tensão de confinamento média σ_c .

Por definição de "bulk modulus" da rocha K (ou módulo de elasticidade volumétrica), tem-se:

$$K = \frac{\sigma_c}{\delta} \dots\dots\dots [31]$$

onde δ é a dilatação volumétrica.

Por consequência, expressando a dilatação em função do fator de empolamento, vem:

$$F_e = F_{e\max} - \frac{\sigma_c}{K} \dots\dots\dots [32]$$

onde $F_{e\max}$ representa o fator de empolamento da rocha para um confinamento nulo, isto é, na situação de blocos soltos.

Para cálculo da tensão de confinamento σ_c deve recorrer-se à expressão (17) que fornece a grandeza da tensão radial dentro da zona clástica, para uma distância média entre a e b .

Finalmente, pode ser calculada a deformação total das paredes do túnel sobrepondo as duas deformações acima consideradas.

VI. — TIPOS DE SUPORTE E SEU CÁLCULO EXPEDITO

Depois de conhecido o raio clástico e a tensão necessária para o suporte aplicar nas paredes do túnel, a fase seguinte consiste na especificação das características dos elementos de suporte.

Em virtude de existirem à disposição do projetista diversos sistemas de suporte, eles serão equacionados para cada caso, escolhendo-se entre eles aquele que apresentar menores custos.

Antes de passar em revista os sistemas mais comuns, admitiremos que a zona clástica exerce sobre o suporte uma pressão uniforme, de valor igual à maior tensão total

$$\sigma_{t_{\max}} = \sigma_s + \sigma_p \quad \dots \dots \dots [33]$$

conforme (22).

Designando essa pressão máxima por p , estudaremos os seguintes sistemas de suporte:

- a. Suporte contínuo, ao longo de toda a escavação.
- b. Suporte descontínuo, formado por elementos separados e com escoramento da rocha circundante.
- c. Tirantes e ancoragens, com ou sem redes metálicas associadas.

O primeiro sistema reveste interiormente o túnel, sendo construído geralmente com uma espessura uniforme, de dimensão e (que pode ser concreto estrutural, pré-moldado ou mesmo concreto projetado, resistente).

A teoria da Elasticidade, através do conhecido problema do cilindro oco, fornece as equações das tensões radial e tangente dentro do anel de suporte:

$$\sigma_r = A - \frac{B}{r^2} \quad \dots \dots \dots [34]$$

$$\sigma_\theta = A + \frac{B}{r^2} \quad \dots \dots \dots [35]$$

onde r representa a distância radial e A e B são constantes determináveis pelas condições de fronteira. Estas últimas podem expressar-se por:

$$\text{Para } r = a \quad \rightarrow \sigma_r = f \quad [36]$$

$$\text{Para } r = a + e \quad \rightarrow \sigma_r = 0 \quad [37]$$

Substituindo estas condições em (34) e (35) resulta

$$A = f \frac{a^2}{e (2a - e)} \dots \dots \dots [38]$$

$$B = f \frac{a^2 (a - e)^2}{e (2a - e)} \dots \dots \dots [39]$$

donde se obtém:

$$\sigma_r = \frac{f a^2}{e (2a - e)} \left[1 - \frac{(a - e)^2}{r^2} \right] \dots \dots \dots [40]$$

$$\sigma_\theta = \frac{f a^2}{e (2a - e)} \left[1 + \frac{(a - e)^2}{r^2} \right] \dots \dots \dots [41]$$

Verifica-se que a tensão tangente σ_θ é máxima para $r = a - e$, tendo o valor:

$$\sigma_{\theta \max} = \frac{2 f a^2}{e (2a - e)} \dots \dots \dots [42]$$

Para efeitos de projeto, haverá que respeitar-se a condição

$$\sigma_{\theta \max} \leq \frac{C_0}{F_s} \dots \dots \dots [43]$$

onde C_0 representa a resistência do concreto à compressão e F_s é um fator de segurança apropriado.

De (42) e (43), igualando as expressões, pode-se extrair o valor da espessura do suporte contínuo:

$$e = \frac{a C_0 \pm \sqrt{a^2 C_0^2 - 2 C_0 f F_s a^2}}{C_0} \dots \dots [44]$$

Esta relação apresenta como condição de validade:

$$C_o > 2 F_s \text{ fr} \dots\dots\dots [45]$$

ou seja, a resistência do concreto deve exceder o dobro da maior pressão do terreno.

Quando e é pequeno em face de a a expressão (44) simplifica-se para

$$e = \frac{a F_s \text{ fr}}{C_o} \dots\dots\dots [46]$$

relação muito conhecida.

b. Caso de suportes descontínuos.

Em mineração subterrânea são muito frequentes os suportes constituídos por arcos ou quadros de madeira, ou metálicos, separados entre si por distâncias mais ou menos regulares.

Na Fig. 11, está esquematizado um sistema desse tipo, com os elementos de suporte possuindo uma largura individual d , separados uns dos outros por distâncias l .

O esforço radial que o terreno exerce sobre cada anel é então:

$$T = p \frac{1}{d} \dots\dots\dots [47]$$

onde p é ainda a pressão máxima exercida pela zona clástica, devida às tensões e ao peso próprio dos blocos.

A carga radial que o anel de suporte resiste por metro de perímetro do túnel, é:

$$T \cdot d \dots\dots\dots [48]$$

Se esse anel for formado por um material de resistência à compressão C'_o (ferro fundido, ou aço, por exemplo) a partir de (46) deduz-se que tal anel deve ter uma espessura

$$e = \frac{a d F_s T}{1 C'_o} \dots\dots\dots [49]$$

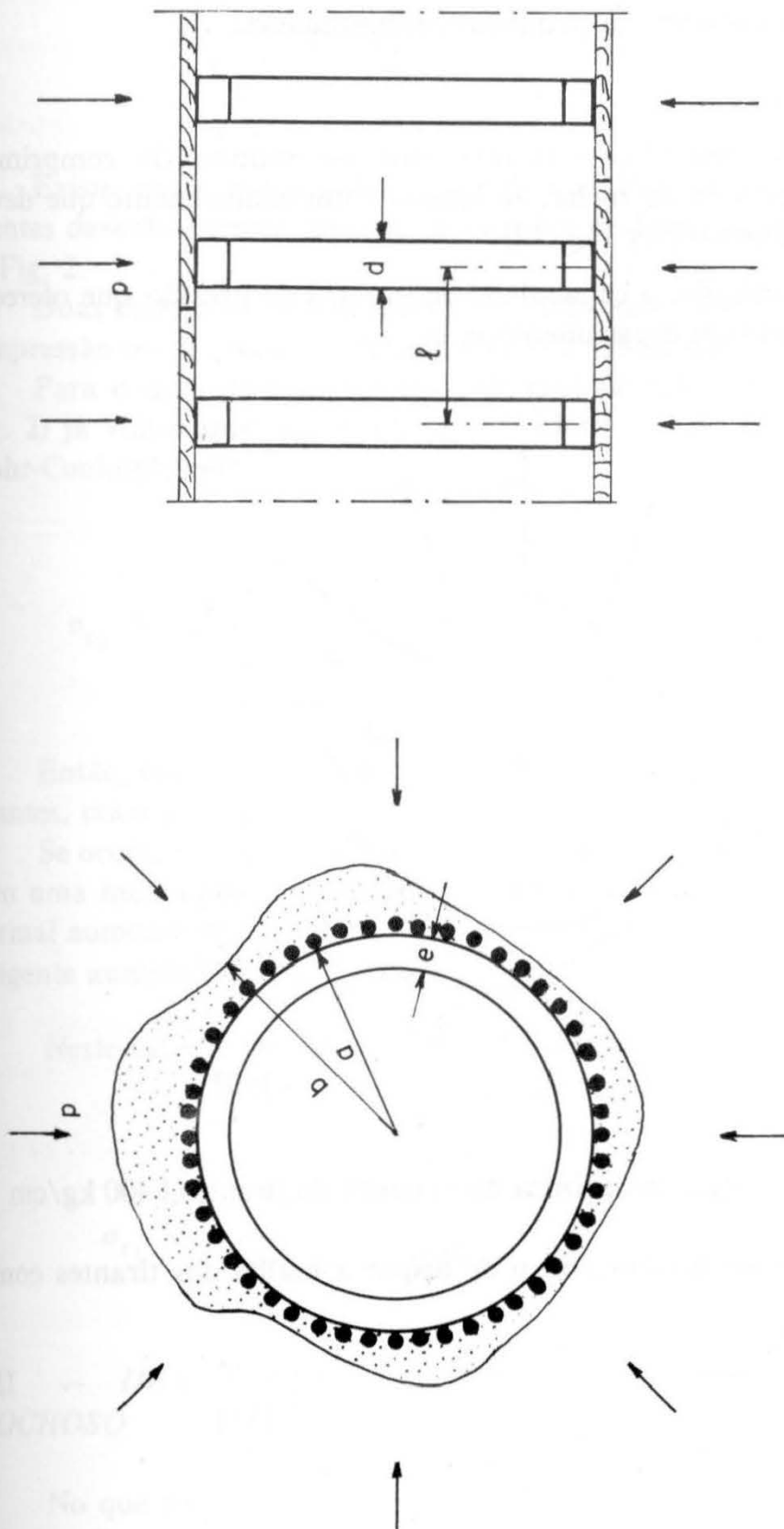


Figura 11

Esta expressão pode também ser usada no cálculo das espessuras de anéis de concreto usados como elementos de suporte, solução que também é empregada em túneis escavados a pequenas profundidades.

c. Tirantes e ancoragens

Conforme já foi referido, o tirante atua no sentido de comprimir uma determinada espessura de rocha, ao longo de um comprimento que deve ser superior ao raio clástico (ver Fig. 12).

Para efeitos de cálculo, a capacidade de suporte de pressão que oferece uma malha de tirantes com espaçamento m é:

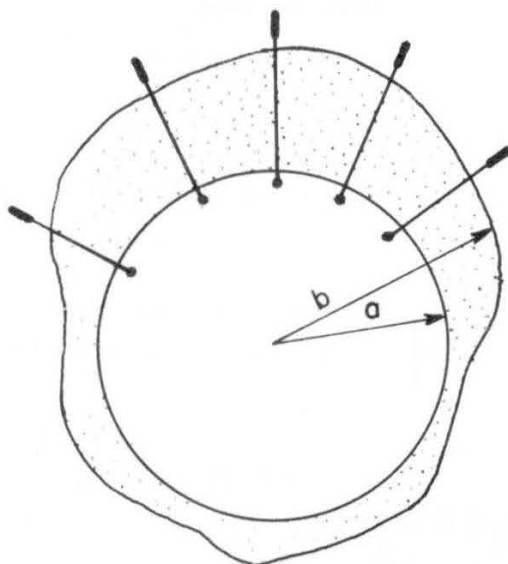


Figura 12

$$C_s = \frac{U}{m^2} \dots \dots \dots [50]$$

em que U representa a carga de cedência do material do tirante (1400 kg/cm para o aço).

Assim, o critério de projeto será o de dispor a malha dos tirantes com uma abertura

$$m = \sqrt{\frac{U}{F_s \sigma_p}} \dots \dots \dots [51]$$

em que σ_p é dado por 20.

Se os tirantes forem utilizados para suporte com rede metálica, a abertura passará a ser

$$m' = \sqrt{\frac{U}{F_s (\sigma_p + \sigma_s)}} \dots \dots \dots [52]$$

Existe outra possibilidade de calcular as tensões de suporte que os tirantes deverão exercer, usando os círculos de Mohr já referidos a propósito da Fig. 2.

Duas condições podem acontecer, consoante sejam induzidas tensões de compressão ou de tração no teto imediato da escavação.

Para o caso de compressões (ver eixo positivo das tensões normais — Fig. 2) já vimos que σ_{s2} pode ser calculado, de acordo com o critério de Mohr-Coulomb, por:

$$\sigma_{s2} = \frac{1}{1 + \sin \phi} [\sigma_{\theta_{\max}} (1 - \sin \phi) - 2 c \cos \phi] \quad [53]$$

Então, essa deve ser a tensão radial a aplicar por uma malha regular de tirantes, cravados na zona sã de rocha.

Se ocorrem trações na periferia do túnel os tirantes devem ser instalados com uma inclinação α em relação à parede do túnel de modo que a tensão normal aumente de zero para $\sigma_{s1} \sin \alpha$ (ver Fig. 2 o círculo II), e a tensão tangente aumenta de $\sigma_{\theta_{\min}}$ para $\sigma_{\theta_{\min}} + \sigma_{s1} \cos \alpha$.

Neste caso, a tensão exercida pela malha regular de tirantes, será:

$$\sigma_{s1} = \frac{\sigma_{\theta_{\min}} (1 + 2 C_f \cos \phi_f)}{\sin \alpha (1 - \sin \phi_f) - \cos \alpha (1 + \sin \phi_f)} \quad [54]$$

VII — INFLUÊNCIA DAS DESCONTINUIDADES DO MACIÇO ROCHOSO

No que foi escrito anteriormente, admitiu-se que o maciço rochoso era elástico, homogêneo e contínuo, fato que é mais teórico do que real. Na verdade todos os maciços se apresentam mais ou menos compartimentados por descontinuidades geológicas (falhas, juntas, diaclases, etc.) que têm considerável influência no respectivo comportamento mecânico.

A maneira mais simples e lógica de conciliar a análise anterior, com tais condições reais, consiste em admitir que a coesão e o ângulo de atrito interno da rocha intacta (C_i e ϕ_i) são representados pelos valores das próprias descontinuidades do maciço.

Com esse critério conservador, é possível simular a presença das descontinuidades geológicas em torno do túnel, através de suas propriedades mecânicas sem sobrestimar a resistência do maciço.

É evidente que o espaçamento entre fraturas do maciço constitui um parâmetro crítico no projeto dos suportes, visto que ele próprio influi consideravelmente na capacidade de auto-sustentação da rocha.

A avaliação do grau de fraturamento dos maciços pode ser realizada por vários métodos, tendo especial aceitação na Mecânica de Rochas contemporânea a determinação do R.Q.D. (designação qualitativa da rocha).

Vários especialistas estabeleceram correlações entre o R.Q.D. e as necessidades de suporte das escavações subterrâneas, verificando que à medida que o R.Q.D. diminui, as dimensões e os custos dos suportes aumentam.

No entanto, não é apenas o grau de fraturamento que influi no dimensionamento dos sistemas de suporte.

Bieniawski reconhece que além do R.Q.D., os seguintes fatores afetam o comportamento mecânico dos maciços rochosos compartimentados:

- Resistência à compressão uniaxial dos blocos de rocha intacta
- Condições hidrológicas do terreno
- Espaçamento de juntas
- Condições geométricas e físicas das juntas
- Orientação das descontinuidades

Com base nestes parâmetros, aquele autor elaborou um critério de quantificação desses fatores, permitindo o cálculo de um índice característico do maciço (ou do volume de rocha interessado por determinada obra).

Tais índices ou pesos, encontram-se representados na Tabela superior da página seguinte.

Somando os índices ou pesos característicos de um dado maciço, pode-se incluí-lo em um de cinco grupos que descrevem a qualidade desse maciço:

- I — Rocha muito boa (índice 90 a 100)
- II — Rocha boa (índice 70 a 90)
- III — Rocha média ou razoável (índice 50 a 70)
- IV — Rocha má (índice menor que 25)
- V — Rocha muito má (índice 25 a 50)

Na Tabela inferior é apresentada essa classificação dos maciços, relacionando-a com os tipos de suporte e revestimento mais apropriados dos túneis escavados dentro dos diversos tipos de maciços. São também apresentados os

C. ASSIFICAÇÃO 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

CLASES DE MACIÇOS ROCHOSOS PARA TÚNEIS E TIPOS DE REVESTIMENTO
MAIS ADEQUADOS (Adaptada de Bieniawski, 1973)

	I	II	III	IV	V
Descrição da qualidade	Muito boa	Boa	Razoável	Má	Muito má
Peso	100-90	90-70	70-50	50-25	< 25
Coesão do maciço rochoso	> 300 kPa	300-200 kPa	200-150 kPa	150-100 kPa	< 100 kPa
Ângulo de atrito do maciço	> 45°	45°-40°	40°-35°	35°-30°	< 30°
Período da estabilidade sem revestimento	10 anos para um vão de 5 m	6 meses para um vão de 4 m	1 semana para um vão de 3 m	5 horas para um vão de 1,5 m	10 minutos para um vão de 0,5 m
Tipos de revestimento (vãos de 5 a 15 m e escavações com explosivos)		Ancoragens espaçadas 1,5 a 2 m mais malha metálica em certas zonas do tecto	Ancoragens espaçadas 1,0 a 1,5 m aplicadas com rede metálica mais betão projectado com 3 cm de espessura no tecto quando necessário	Ancoragens espaçadas 0,5-1 m sobre rede metálica mais 3 a 5 cm de betão projectado no tecto e paredes	Não se recomenda só pregagens
		Betão projectado com 5 cm de espessura apenas no coroamento	Betão projectado com 10 cm de espessura no tecto e 5 cm nas paredes mais malha metálica em certas zonas e ancoragens sempre que necessário	Betão projectado com 15 cm de espessura no tecto e 10 cm nas paredes mais rede metálica e ancoragens afastadas 1,5 a 3 m	Betão projectado com 20 cm de espessura no tecto e 15 cm nas paredes sobre rede metálica mais pregagens e cintas metálicas ligeiras.
		Em geral não é económico	Cintas ligeiras afastadas 1,5 a 2 m	Cintas médias espaçadas 0,7 a 1,5 m mais 5 cm de betão projectado no tecto e paredes	Cintas resistentes espaçadas 0,7 m Betão projectado com 8 cm de espessura a aplicar logo após o desmonte a fogo

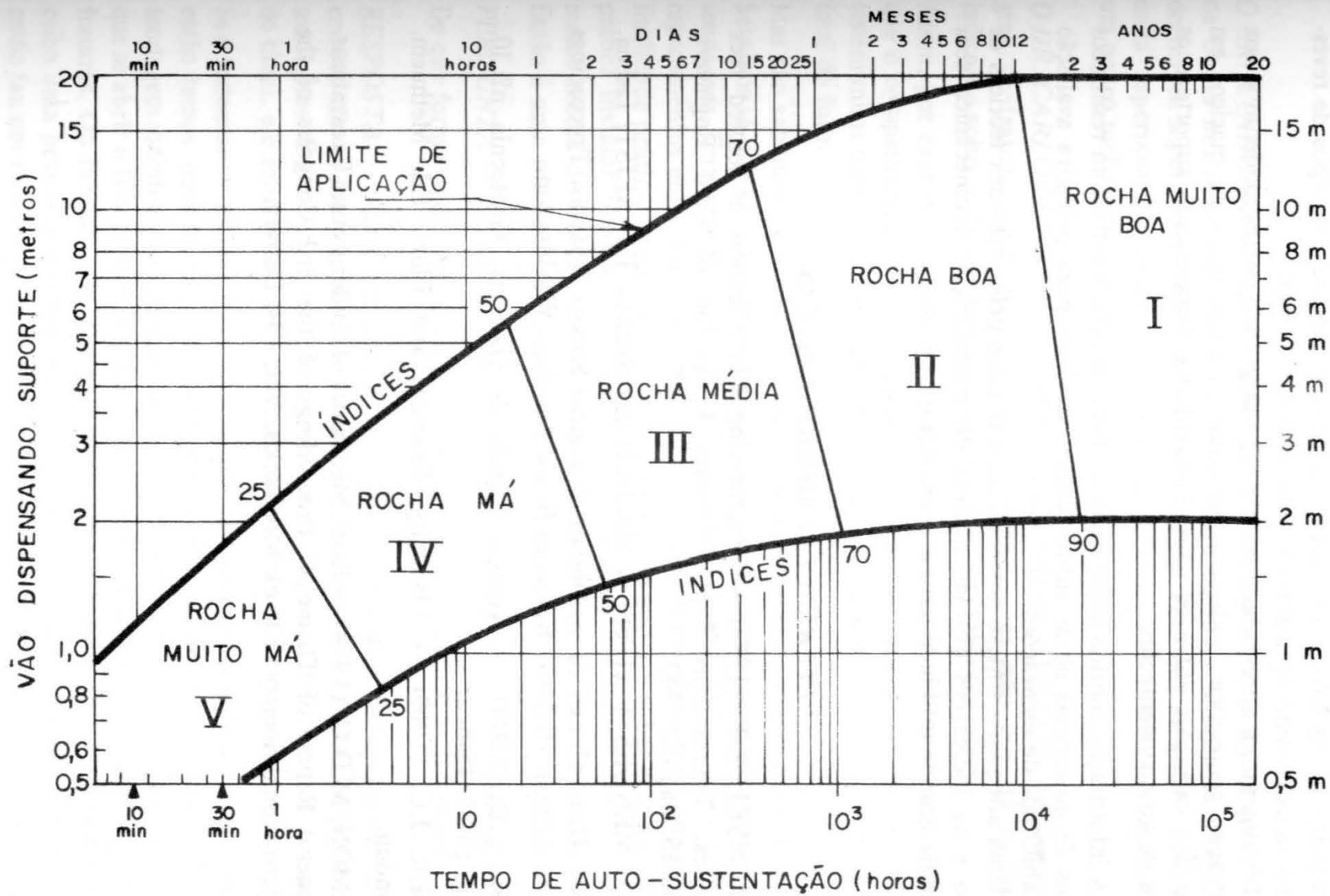


Figura 13

valores característicos (e respectivas margens de variação) da coesão e do ângulo de atrito interno dos maciços, o tempo de auto-sustentação (ou de estabilidade) que as cavidades poderão ficar sem suporte e os tipos de revestimentos mais comuns aplicáveis a cada uma das classes.

Finalmente, é apresentada na Fig. 13 um gráfico correspondente a essa classificação geotécnica, pode-se representar os cinco tipos de maciços em função das variações entre os vãos de cavidades dispensando suporte e os tempos de auto-sustentação.

A informação contida nesta Figura é bem correlacionada com resultados práticos de numerosas obras subterrâneas, servindo para primeira avaliação da estabilidade de escavações.

Uma adequada síntese dos resultados obtidos pelos métodos teóricos de cálculo e as indicações obtidas através da classificação geomecânica será sempre de grande utilidade para o projetista dessas obras.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- BIENIAWSKI, Z.T. (1973) — Engineering Classification of jointed rock masses. Transactions South African Institution of Civil Engineers. Vol. 15, pág. 335-342.
- MELLO MENDES, F. (1968) — Mecânica das Rochas. Ed. AEIST. Lisboa.
- DEERE, D. et al. (1970) — Design of Tunnel Support Systems. Proceedings 49 th Annual Highway Research Board Meeting. Washington.
- GAMA, C.D. (1974) — Avanço Rápido de Galerias. Geotecnia nº 10, pág. 63-83. Lisboa.
- JAEGER, J.C. (1969) — Elasticity, Fracture and Flow. Ed. Methuen. London.
- SALAMON, M.D.G. (1974) — Rock Mechanics of Underground Excavations. General Report of Theme 4. Proceedings of the 3rd Congress of the International Society of Rock Mechanics. Vol. I-B. Denver.

DEBATES

O SR. COORDENADOR — Dos fatores que influem, o Dr. Carlos Dinis da Gama nos disse que era importante entre outros a análise do R.Q.D. e depois em separado o espaçamento das fraturas. Pelo que eu entendo há uma certa superposição nestes dois aspectos. Talvez ele possa nos esclarecer um pouco melhor essa parte.

O DR. CARLOS DINIS DA GAMA — Com certeza. O R.Q.D. nos fornece o grau de fraturamento de um maciço rochoso, mas não nos dá nenhuma indicação sobre a distância média existente entre fraturas.

Assim, por exemplo, se nós determinamos um R.Q.D. de 50%, nós sabemos que o comprimento total dos pedaços de testemunhos existentes no metro, testemunhos com mais de 10 cm, é de metade, ou seja, 50% do comprimento total do furo.

Mas não sabemos dentro desse metro qual é a distância média entre fraturas. Sabemos só que existe 50% de espaço vazio entre os sucessivos testemunhos de sondagens. Então, acho que esses 2 itens se completam. Além de que fornecer espaçamentos entre fraturas é muito importante. Além disso tem uma grande finalidade prática, para quem está concebendo o suporte saber que não é boa prática instalar elementos de suporte a uma distância maior que o espaçamento médio de fratura. Então os blocos caem, isto é, os anéis de suporte. Então é uma indicação com importância prática.

PERGUNTA — Sr. Luiz Eduardo Campos Pignatari — Centro Moraes Rego
De que forma poderíamos medir esses espaçamentos entre as fraturas?

RESPOSTA — Antes de tudo, a céu aberto nós temos processos geofísicos, embora não muito precisos, mas o que é mais usado é o estudo geotécnico das sondagens. É feita uma malha de sondagem, logicamente seguindo o traçado do túnel, e é feito o estudo geotécnico do testemunho de sondagem.

Se o testemunho revelar fraturas com determinado espaçamento característico então temos possibilidade de combinar várias análises de vários tubos de sondagem vizinhos para determinar o espaçamento médio. De resto, só depois que se abrir o túnel é que se pode ver lá mesmo qual é o espaçamento entre as fraturas. Ou fazendo, em alguns casos, como é hábito, poços de visita, onde caiba uma pessoa que possa descer até à profundidade do túnel e essa pessoa então faz um reconhecimento geológico das paredes do poço, determinando aí então o espaçamento entre planos e fratura.

PERGUNTA — Sr. Carlos Alberto — EPUSP — CMR.

Quais os parâmetros que nos permitem optar por aparafusamento ou revestimento?

RESPOSTA — O principal parâmetro é o custo. Nós vamos procurar entre um dos dois sistemas, que eles sejam eficientes mas evidentemente, vamos escolher o que for mais econômico.

Feito o cálculo da malha, aquele que proporcionar uma malha de abertura mais larga será o escolhido, e, por princípio, será o mais econômico.

PERGUNTA — Marcos Nunes — COPERBASA—Salvador, Bahia

A respeito do problema dos tirantes, o senhor falou que o seu comprimento seria função do volume de uma zona clástica. Pergunto; Como se determinaria esse volume em zona clástica em caso de túneis?

RESPOSTA — Nós vimos num dos "slides" apresentados, o Raio "a" e o raio da zona clástica "b". Evidentemente, nesse trabalho, aparecem as fórmulas de cálculo "b" (chamado de raio clástico) varia com a inclinação, varia com o ângulo teta.

Para cada valor de teta, existe um valor de "b", que é variável com a posição do túnel. Aí, o critério seria determinar o raio clástico, em 1.º lugar, e atribuir um comprimento de tirante, cerca de 25% maior do que a distância de b—a, 25% superior à espessura de rocha fraturada. No mínimo, 25%, mas há quem use cerca de 50% na espessura.

Como a determinação do volume é feita pelo cálculo de "b", esta é uma equação de 4.º grau, como tiveram oportunidade de ver, sem grande problema, calcula-se diretamente. Aliás, esses desenhos que apareceram foram determinados usando-se essa expressão. Envolve o critério de ruptura da rocha, aquela reta envoltória. Então vão entrar como parâmetros para esse cálculo a coesão, o ângulo adquirido da rocha e depois a geometria do túnel, o estado de tensão, peso específico da rocha. São parâmetros de fácil determinação.

PERGUNTA — Pascoal Marmo — Escola Politécnica da USP. — CMR.

Eu queria saber a importância dos coeficientes de resistência, no caso de uma abertura subterrânea, tendo-se o coeficiente de coação e o módulo de densidade. Não sei se foi bem focalizado isso. Qual seria a importância deles, no caso de distribuição de tensões.

RESPOSTA — Esta pergunta tem muita razão de ser, como sabem, numa análise dimensional do estado de tensão, na cavidade circular, o estado de tensão não depende dos parâmetros elásticos do material. Naquelas fórmulas

que nos dão Sigma teta e Sigma R, em função do V e do H, não entram nem módulo de elasticidade, nem coeficiente de coação. Então, como o que nos preocupa mais é determinar as condições de ruptura de um maciço rochoso, nós caracterizamos a rocha, não pelo E, mas sim pela coesão em plano de atrito. Até certo ponto existe uma correlação entre eles, como pudemos observar num "slide" no qual havia dois diagramas, um ao lado do outro. O da esquerda era a curva de deformação em função da tensão que nos dá o módulo de elasticidade, e à direita tínhamos a reta que dá a maior coesão e o ângulo de atrito. Mas o critério será determinar as condições de ruptura e para isso é dispensável o módulo de elasticidade do material. É preciso determinar a coesão e o ângulo de atrito desse material.

O SR. COORDENADOR — Não havendo mais perguntas, eu felicito novamente o Dr. Carlos Dinis da Gama pela brilhante defesa também de argumentos adicionais à sua palestra. E, portanto, dou por encerrada esta sessão da tarde. Muito obrigado a todos.

Sessão — dia 03/08/1976

União Rio do N
Baurista-

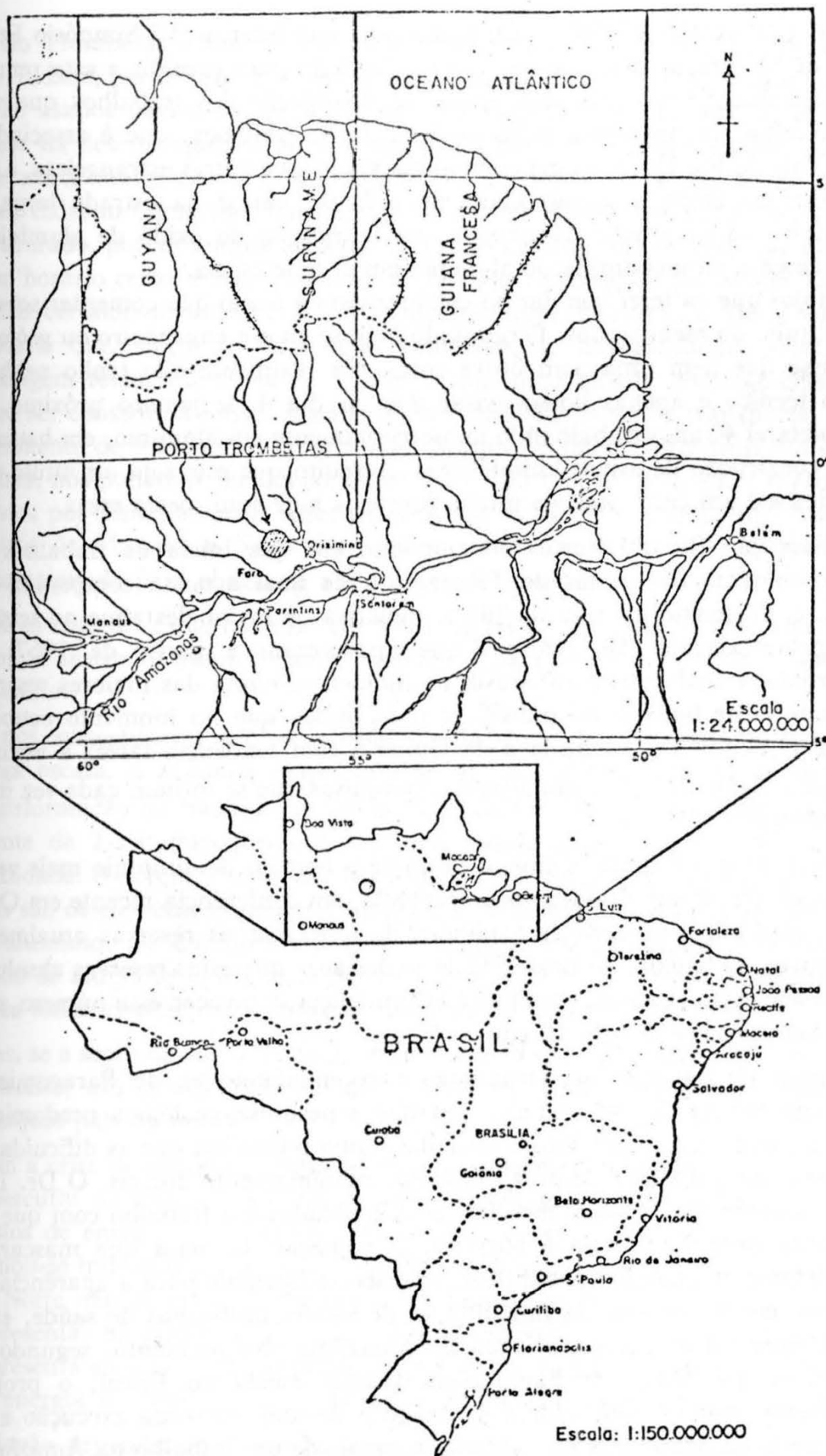
“PROJETO TROMBETAS”

Expositor:

Dr. Igor Mousastcoshvilly
Mineração Rio do Norte S/A

Coordenador:

Dr. Miguel de Carvalho Dias
Cia Brasileira de Alumínio — CBA:



O SR. COORDENADOR — Eu tenho que agradecer ao VI Simpósio Brasileiro de Mineração pelo convite que me foi feito para presidir a esta reunião que certamente marcará uma época na divulgação dos trabalhos que vêm sendo feitos na Amazônia pelas equipes da R. Abidalca, que é associada à Cia. Vale do Rio Doce, e uma companhia nacional e outras estrangeiras, e que proporciona então a possibilidade de o Brasil entrar na estrada larga do alumínio, na imigração da bauxita, na fabricação do óxido de alumínio e futuramente na metalurgia do alumínio em grande escala.

Os títulos que eu terei que dar ao conferencista e tenho que comentar sobre o meu título, ou meus títulos. Perguntado hoje se eu era engenheiro ou geólogo, eu disse que nem uma nem outra coisa. Eu realmente não tenho nenhum título técnico e apenas posso avisar que no dia 4 de janeiro próximo, eu completarei 40 anos trabalhando ininterruptamente em alumínio, em bauxita, e em construção de usinas hidrelétricas. Acredito que este seja um título que justifica até um certo ponto a minha presença hoje aqui, nesta mesa.

A Mineração Rio do Norte, no momento em que inicia os trabalhos de aproveitamento das minas de Trombeta e da qual a nossa companhia faz parte, é, no momento, sem dúvida a iniciativa de maior destaque no sentido de aproveitamento dos reforços que apareceram a partir de 1967, na Amazônia, transformando o Brasil, no momento, numa das maiores reservas do minério de bauxita no mundo, e tudo indica que no momento ocupa o 3º lugar, depois da Austrália e da Guiné e com tendência talvez a assumir 1º lugar, diante das possibilidades das pesquisas que se tornam cada vez mais promissoras.

Um homem que disputa comigo o título de o homem de alumínio mais velho no Brasil, Dr. Raimundo Campos Machado, em conferência recente em Ouro Preto, atribuiu o número de 5 bilhões de toneladas às reservas atualmente disponíveis de bauxita no Brasil. É de se destacar que estas reservas absolutamente não estão cubadas, mas não é imprudência se invocar esse número, que seria fantasioso se dito há 10 anos.

As minas de bauxita, de Trombetas e recentemente as de Paragominas, representam um tipo de trabalho em que a pesquisa geológica predominou pela alta técnica com que foram iniciadas numa região em que as dificuldades de acesso de trabalho e de prospecção são extremamente difíceis. O Dr. Igor Mousastichov dirá com detalhes as dificuldades e o trabalho com que foi feita esta pesquisa e toda a barreira. A começar da mata que mascarava completamente qualquer possibilidade de acesso imediato para a aparência do minério, como também, as dificuldades de saúde, problemas de saúde, etc., que sempre foi uma característica da Amazônia. No momento, segundo as iniciativas que temos de bauxita em grande escala no Brasil, o projeto Trombetas, como é conhecido é de longe o de mais próxima execução e de fácil execução dentro das dificuldades normais de um trabalho na Amazônia.

O rio Trombetas é um rio que tem condições de navegabilidade do que o rio Hudson, permitindo às vezes acesso de navios de até 50.000 toneladas. Não serão usados navios tão grandes, não por causa do rio Trombete, mas por causa da desembocadura no mar em que a extensão enorme da foz faz com que exista muito pouca profundidade, no encontro das águas do rio com o mar. Existem numerosos bancos sempre móveis. Existe um balizamento, não só acurado, porém sempre atualizado. É que navios terão sempre que navegar com horário certo e não chegando no horário certo terão que lançar âncora, senão certamente encalharão. Mas de qualquer maneira, o rio Trombete permite que, num rio com essas condições de navegabilidade com uma passagem realmente curta de 30 km e com uma cidade relativamente fácil para ser construída possui instalações de beneficiamento de transporte, beneficiamento de transportes de minérios, já completamente prováveis em outros países, nós podemos ter inicialmente 3.350.000 t/a, ou seja, uma razão de 2 navios por semana, ou 5 vezes mais que o movimento combinado hoje dos portos de Manaus e Santarém. Isto é apenas o começo. O projeto está dimensionado para chegar-se a 8 milhões de toneladas.

E lá as reservas estão cubadas em 600 milhões de toneladas, quer dizer, é um projeto lastrado numa reserva suficiente para muitos e muitos anos de trabalho.

Se nós conseguirmos resolver o problema da produção de bauxita no Brasil em larga escala, a segunda etapa não se apresenta tão fácil. Quer dizer, a transformação da bauxita em óxido de alumínio. Porque depende essencialmente de 2 componentes que nós não vemos atualmente no Brasil, com facilidade. Não temos soda cáustica suficiente e um combustível barato. Estes dois são os elementos que determinam a viabilidade de uma fábrica de óxido de alumínio. De qualquer maneira, fabrica-se hoje, já temos 3 fábricas de óxido de alumínio, a de Poços de Caldas, a de Ouro Preto e a de Mairinque, estão todas abastecidas com óxido de alumínio fabricado no Brasil.

Mas, se a segunda etapa de óxido de alumínio não é favorável, a 3ª etapa, a da eletrólise, nós temos, sem dúvida facilidades realmente pouco comuns em qualquer país do mundo.

Com a crise de energia surgida no mundo atualmente, a crise de óleo que se repercutiu na crise de energia, o custo de energia mudou radicalmente. Os custos de energia se elevaram de tal maneira, que a indústria de alumínio tornou-se indesejável para muitos países do mundo. Por exemplo, a América do Norte não deseja mais ter novas fábricas de alumínio, porque o alumínio representa, na América do Norte, 4% do consumo da energia americana e representa apenas 0,5% do produto americano. Já uma incipiência exagerada de energia no rendimento econômico. A mesma coisa acontece no Japão.

O Japão dependendo de combustível importado para a produção de energia não tem condições ao que tudo indica, de instalar novas fábricas de alumínio.

E o mesmo é válido para a Europa, onde a não ser as perspectivas de energia produzida através de usinas nucleares, que também, como o caso do Mar do Norte, não existe outra possibilidade pelo menos visível de energia.

Então, o Brasil torna-se uma nação em que haverá vantagens em relação aos outros na produção de alumínio, principalmente nas regiões amazônicas, onde o potencial está apenas começando a ser examinado, apresenta núcleos realmente em grande porte.

A Bacia Tocantins/Araguaia, segundo estudos recentes da ELETROBRÁS, revelou um potencial de 22 milhões de kW. No Xingu, parece que o número se aproxima. No Tapajós, vai ser maior do que no Xingu. Então, tudo indica que a Amazônia terá condições amanhã, de produzir em tal escala, que será uma região de prioridade para a instalação de usinas ou indústrias eletro-químicas e eletro-metalúrgicas das quais, o Alumínio é que tem maior importância no momento. De modo que, não a longo prazo, mas a um prazo razoável, não a longo prazo repito, mas a um prazo razoável certamente, teremos indústrias de grande porte, na Amazônia. Dessas, a mais próxima é a Usina que será situada ao Sul de Belém, abastecida pela energia de Tucuruí.

Tucuruí é uma das grandes possibilidades, um dos grandes aproveitamentos que serão instalados no Brasil, nos próximos anos, mas que ninguém ignora a tremenda complexidade da instalação de Tucuruí. Tucuruí é uma usina que foi projetada, na primeira fase para 4 milhões de kW, e na segunda fase para 7 milhões.

Num rio que tem uma bacia de 700 km e que tem enchentes de 100 mil metros cúbicos (100.000 m /seg.), numa bacia completamente virgem em termos de aproveitamento até hoje. Ninguém poderá pensar que Tucuruí poderá ser realizada em 5 ou 6 anos, isso é positivamente impossível. Porque os Senhores vêem, que aqui, no Estado de São Paulo, com todos os recursos que temos, os aproveitamentos de Jupia e Ilha Solteira demandaram mais de 15 anos para serem instaladas.

Mas, de qualquer maneira, os trabalhos iniciais foram lançados, a fase do projeto já está bem avançada, e até mesmo as secadeiras já foram contratadas.

Então, outros Tucuruís surgirão e então a produção de alumínio no Brasil, deverá se tornar uma das primeiras no mundo. Sem dúvida, é um dos pontos altos que é possível ter o país no seu parque industrial.

Eu espero que os Senhores que estão iniciando a carreira agora, ou que vão iniciá-la dentro em breve, possam realmente tomar parte nesta brilhante tarefa, que é a de transformar o Brasil num dos mais importantes produtores do mundo. Desculpem-me por ter-me alongado nessa introdução.

1. HISTÓRICO

O Projeto de Bauxita do Trombetas teve sua origem nas pesquisas de bauxita feitas pela ALCAN, na Região Amazônica, na década de 60. Já no final da década, as atuais concessões da Mineração Rio do Norte na Região do Trombetas — cerca de 70.000 ha — já estavam cobertas por direitos de pesquisa ou tinham pedidos de pesquisa com prioridade assegurada.

Com base nas reservas de qualidade comercial, foram executados estudos preliminares de engenharia, que mostraram existir local adequado para instalação de porto no Rio Trombetas e que era exequível a construção de uma estrada de ferro ligando o porto à jazida de minério. Ficou então decidida a implantação do projeto.

Em dezembro de 1972, foi assinado um Protocolo de Entendimentos entre a ALCAN e a CVRD, esta, sociedade de economia mista nacional, para empreendimento de um Estudo de Viabilidade Conjunto. Esse acordo estabelecia as condições básicas em que o projeto deveria se iniciar, com participação acionária mínima nacional de 51%, tendo sido fixadas em 21% e 19%, respectivamente, as participações mínimas da Vale e da ALCAN.

Tão logo completado o Estudo de Viabilidade Conjunto, em fins de 1973, ficou decidida a implantação do Projeto de Bauxita do Trombetas. Com esse objetivo, foram contactadas várias companhias nacionais e estrangeiras a fim de se certificar de seu interesse em participar do consórcio multinacional para minerar e exportar bauxita.

Como resultado direto desses contatos, foi assinado o Acordo de Acionistas no Rio de Janeiro, em 11 de junho de 1974.

As seguintes empresas participam do Projeto:

Companhia Vale do Rio Doce	(brasileira)	46%
Alcan Empreendimentos S. A. (Alcan Aluminium Limited)	(canadense)	19%
Companhia Brasileira de Alumínio	(brasileira)	5%
A/S Aardal og Sunndal verk	(norueguesa)	5%
Norsk Hydro a.s.	(norueguesa)	5%
Empresa Nacional del Aluminio S.A.	(espanhola)	5%
Reynolds Alumínio do Brasil Ltda. (Reynolds Metals Company)	(norte americana)	5%
Rio Tinto—Zinc do Brasil Ltda. (The Rio Tinto—Zinc Corp.)	(inglesa)	5%
Mineração Rio Xingu S.A. (Billiton International Metals B.V.)	(holandesa)	5%

Em 17 de outubro de 1974, a SUDAM — Superintendência do Desenvolvimento da Amazônia aprovou o Projeto apresentado pela Rio do Norte, fazendo esta, então, jús à isenção de imposto de renda pelo prazo de dez anos, bem como a outros incentivos concedidos pelo Governo.

2. LOCALIZAÇÃO

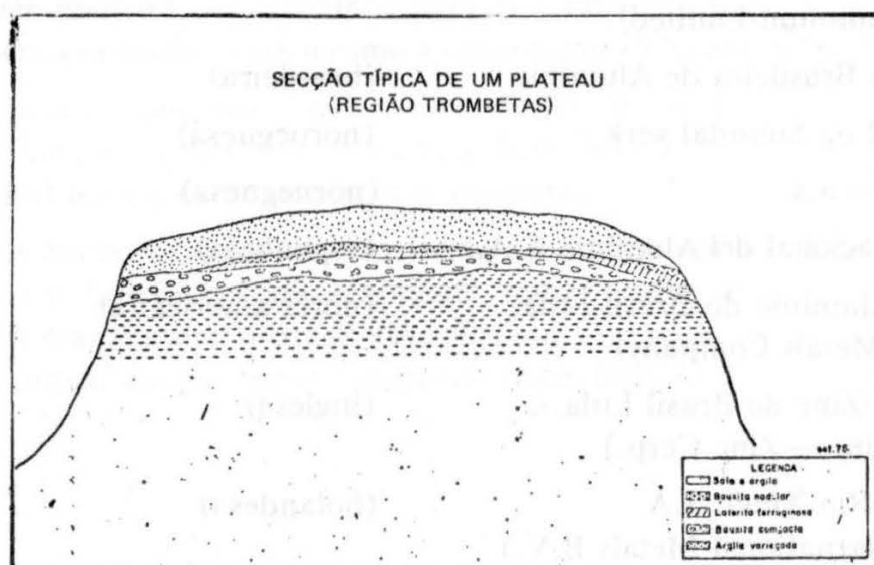
O empreendimento será desenvolvido na margem direita do Rio Trombetas, na localidade denominada Porto Trombetas, Município de Oriximiná, Estado do Pará, distando cerca de 80 km da sede do Município e de 1.100 km da embocadura do Rio Amazonas.

A despeito da localização — cerca de 1.5° ao sul do Equador, o clima não é desagradável e a temperatura varia de 20° C mínima e 30° C máxima. As chuvas são sazonais, com a estação chuvosa se iniciando em dezembro e terminando em maio. A precipitação pluviométrica total anual é de aproximadamente 2.000 mm.

O Projeto fará parte da POLAMAZÔNIA, programa do Governo Federal para desenvolver a Região Amazônica e para a execução do empreendimento, a empresa já incorporou ao seu patrimônio uma área de 400,00 Hectares. Para implantação total do complexo industrial e vila residencial, a Rio do Norte pretende requerer ao Governo Federal uma área adicional de aproximadamente 150.000 hectares, contígua à de sua propriedade.

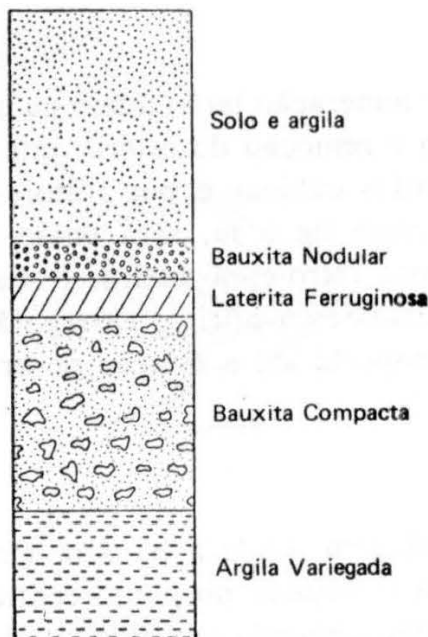
3. CARACTERÍSTICAS DA BAUXITA

A bauxita é encontrada no topo achatado dos platôs, remanescentes de uma peneplanície original, a cerca de 70 a 120 metros de altitude, aproximadamente. Esses platôs, muito recortados, variam em tamanho, de poucos a vários milhares de hectares, e em formato.



Uma secção típica de um platô na área explorada apresenta cerca de seis metros de estéril, seguido por uma camada de um metro de bauxita nodular, esta separada de cinco metros de bauxita maciça por uma camada de um metro de espessura de laterita ferruginosa, estando a bauxita maciça assentada sobre uma base de argila de várias cores. A bauxita nodular e as camadas de laterita são intermitentes, não ocorrendo em alguns casos.

SECÇÃO TÍPICA DE POÇO
(REGIÃO DO RIO TROMBETAS)



A bauxita nodular é formada por nódulos de bauxita e matriz argilosa, ao passo que a bauxita maciça varia de acordo com a profundidade, de dura e densa para material macio e granuloso, formando blocos. Crescentes quantidades de argila são encontradas à medida que se aproxima da base da camada de bauxita compacta.

Toda a bauxita encontrada na área explorada — cerca de 500 milhões de toneladas da maciça e aproximadamente 100 milhões de toneladas da nodular (base lavada e seca) — é do tipo tri-hidratada, com boas características — de precipitação e filtragem. O teor da bauxita a ser exportada inicialmente terá 50% de alumina aproveitável e 4% de sílica reativa. A bauxita nodular é de teor bem inferior à bauxita maciça, com percentual de alumina aproveitável mais baixo e maior percentual de sílica reativa. A recuperação média da bauxita bruta ao produto final (bauxita beneficiada) é de aproximadamente 68% em base seca.

As jazidas de bauxita localizam-se dentro de um raio de 50 km do porto, sendo que a primeira jazida a ser minerada será a Serra do Saracá, situada a uma distância de 30 km, que será coberta por estrada de ferro, ao sul do porto.

4. ASPECTOS TÉCNICOS

4.1 Produção

A produção anual prevista será de 3,35 milhões de toneladas de bauxita, com previsão de expansão para 8,0 milhões de toneladas e, possivelmente, até 10,0 milhões de toneladas.

4.2 Processo Produtivo

4.2.1 Mineração

As operações de mineração terão início na extremidade leste do platô da Serra do Saracá, com a remoção do estéril, que será feita especialmente por "draglines" de 17 jardas cúbicas e por tratores "scrapers". A camada de bauxita exposta, de cerca de 5 m, será então perfurada e dinamitada. A mineração será feita por retro-escavadeira, trabalhando a partir do topo da camada de minério. Essas escavadeiras carregarão caminhões basculantes de 35 toneladas para transporte até a estação de britagem, localizada na extremidade do platô.

4.2.2 Britagem

A estação de britagem, onde a bauxita será reduzida à granulometria inferior a 8 cm, estará localizada no ponto central da borda do platô. Nessa estação, a bauxita é descarregada em alimentador classificador giratório. O material de granulometria superior a 8 cm será encaminhado ao britador do tipo martelo. Do britador, o minério é levado por correia até a estação de carregamento dos vagões, localizada a 70 metros abaixo do nível da instalação de britagem.

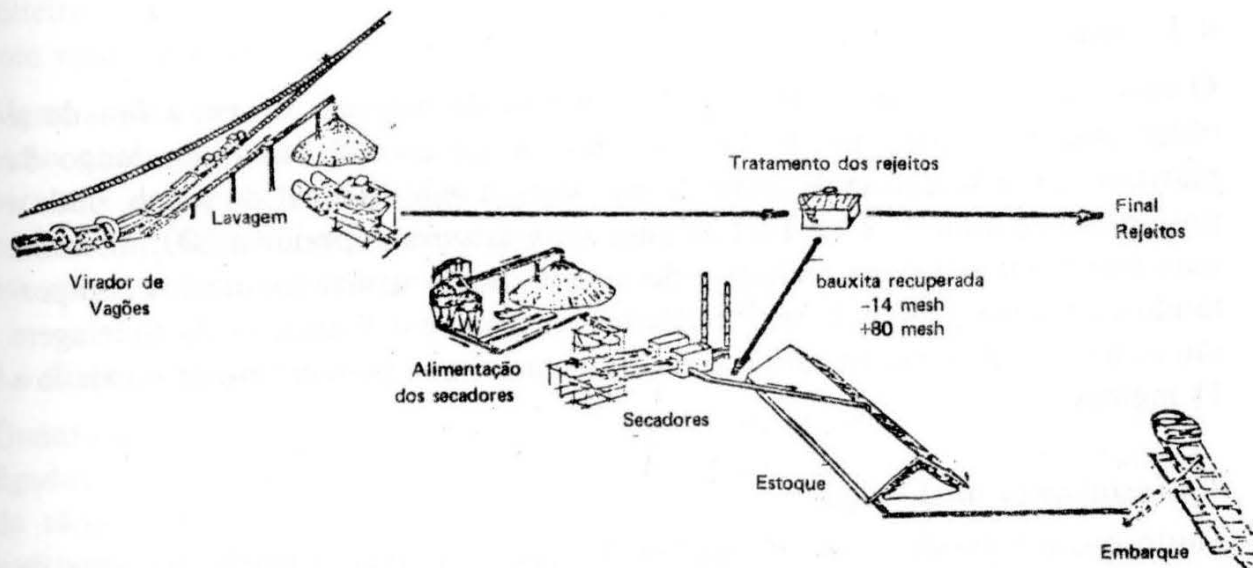
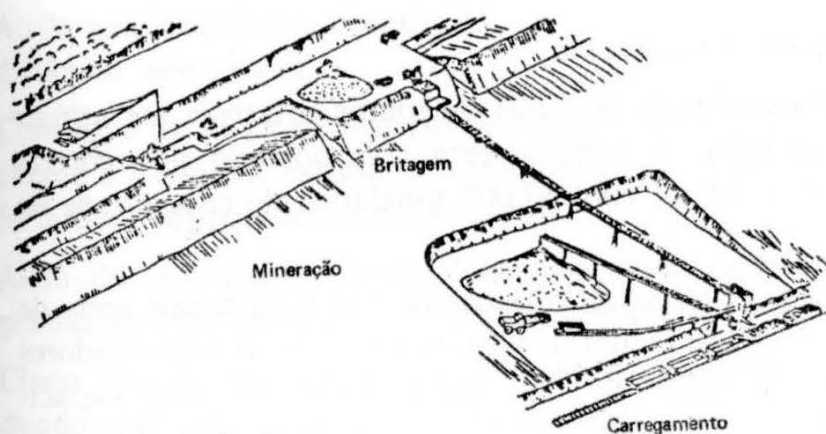
4.2.3 Transporte

O minério será carregado em vagões com capacidade de 70 toneladas, a partir de silos localizados sobre a ferrovia. Esta, de bitola métrica, terá aproximadamente 30 km de extensão, desde a mina até o virador de vagões na área do porto.

4.2.4 Lavagem

No terminal ferroviário do Porto, a bauxita bruta será descarregada dos vagões através de um virador de vagões rotativo e conduzida por correia transportadora até uma pilha de regulagem, para alimentação da instalação de lavagem. A partir daí, o minério bruto passará por um processo de lavagem, iniciando-se em um tambor — de lavagem, onde a água é adicionada e a seguir lavada em peneiras de tambor de malha de 1/4". O material proveniente dessas peneiras e com granulometria superior a 1/4" é transpor-

PROJETO TROMBETAS
FLUXOGRAMA ILUSTRADO



tado para a pilha de regulagem de alimentação da usina de secagem, enquanto que o de granulometria inferior a 1/4" passará através de peneiras vibratórias com malha de 14 mesh, onde será recuperada a bauxita de granulometria de 14 mesh a menos de 1/4". Também serão recuperados os finos de bauxita de menos de 14 mesh a 85 mesh na fase inicial.

A água de lavagem virá do Rio Trombetas e os resíduos serão bombeados a uma distância de 4,5 km, no Lago Batata, lago de precipitação natural, localizado à leste da vila residencial.

4.2.5 *Secagem, Estocagem e Carregamento*

A secagem da bauxita será feita por dois secadores rotativos até atingir 3% de umidade. Dos secadores, o minério será transportado por correia transportadora para um silo coberto, com 80.000 toneladas de capacidade de estocagem.

A recuperação da bauxita será feita por gravidade em dois túneis, por meio de descarregadores de pilha e alimentadores vibratórios. Os transportadores alimentarão um carregador de navios do tipo linear deslizante, com capacidade de projeto prevista para 6.000 tons/hora. A capacidade média de carregamento está sendo estimada em 4.200 toneladas/hora.

4.3 *Instalações Portuárias*

O cais será construído a cerca de 120 metros da margem do rio a fim de se obter uma profundidade de 12,2 m (média da estação seca) ao longo da margem. Uma secção mais larga do rio, logo acima do local do porto, onde a profundidade mínima é de 12,2 m para uma largura superior a 500 m, forma uma bacia natural para manobra de navios. Serão utilizados navios comportando carregamento de 35.000 toneladas. A principal limitação da tonelagem são os bancos de areia no estuário do Amazonas, que podem limitar o calado a 11 metros.

4.4 *Instalações de Serviço*

Tanto quanto possível, as instalações de serviço se concentrarão na área do porto e apenas se construirão pequenas oficinas de manutenção, almoxarifados e outras instalações correlatas na área da mina.

A energia elétrica será suprida por quatro geradores diesel com capacidade instalada total de 12,8 MW operando em 13,8 kV. Uma linha de transmissão de 69 kV transportará energia para a área da mina. O combustível será suprido pela Petrobrás que, para tanto, construirá um terminal próprio.

As oficinas de manutenção e de máquinas no porto serão equipadas para prestarem serviços de maior monta ao material rodante da estrada de ferro e ao equipamento pesado. As peças sobressalentes e suprimentos serão estocados num almoxarifado central.

Uma estação de bombas à margem do rio Trombetas fornecerá a água necessária às residências, bem como às instalações industriais. Adicionalmente, uma estação de tratamento d'água suprirá a água potável necessária à fábrica e à vila residencial.

Será utilizado um terminal para carga geral, previsto para ser localizado à jusante do carregador de navios.

4.5 *Vila Residencial*

A vila residencial será localizada à leste da área industrial do porto, a pequena distância desse local.

Com base na força de trabalho estimada em 960 empregados, trabalhando na cidade e na mina, estima-se a população em 3.000 habitantes. Calcula-se que 50% dos empregados serão casados.

Além de residências, serão construídos um hospital com 16 leitos, escolas primárias e secundárias, instalações comerciais e recreativas e refeitórios.

Cinco tipos principais de residências estão previstos: para empregado graduado, para empregado de nível médio, para juniors e encarregado "senior", e dois outros tipos para encarregado junior e pessoal horista. Para o pessoal solteiro serão construídos dormitórios. Será projetada uma casa de hóspedes com vinte apartamentos para visitantes e pessoal em trânsito.

Algumas das casas e outros edifícios construídos para o pessoal da construção serão utilizados, quando viável, na fase de operação. Algumas residências permanentes serão construídas logo no início para utilização pelo pessoal da construção. Serão construídos e pavimentados 15 km de estradas. Já existe, em operação, um campo de pouso para aviões de pequeno porte.

4.6 *Comunicações*

Quanto ao sistema de comunicações, as instalações telefônicas e de telex serão ligadas à rede brasileira de telecomunicações e será também mantido sistema de rádio-comunicação entre o porto, mina e ferrovia. Durante a fase de construção, a comunicação externa entre Porto Trombetas, Belém e Sul do Brasil será feita por rádio.

5. *ASPECTOS LEGAIS*

5.1 *Sede e Foro*

A Sociedade tem sede e foro na cidade de Belém, capital do Estado do Pará.

Sede: Travessa Campos Salles, nº 268, 10º andar, Belém (PA).

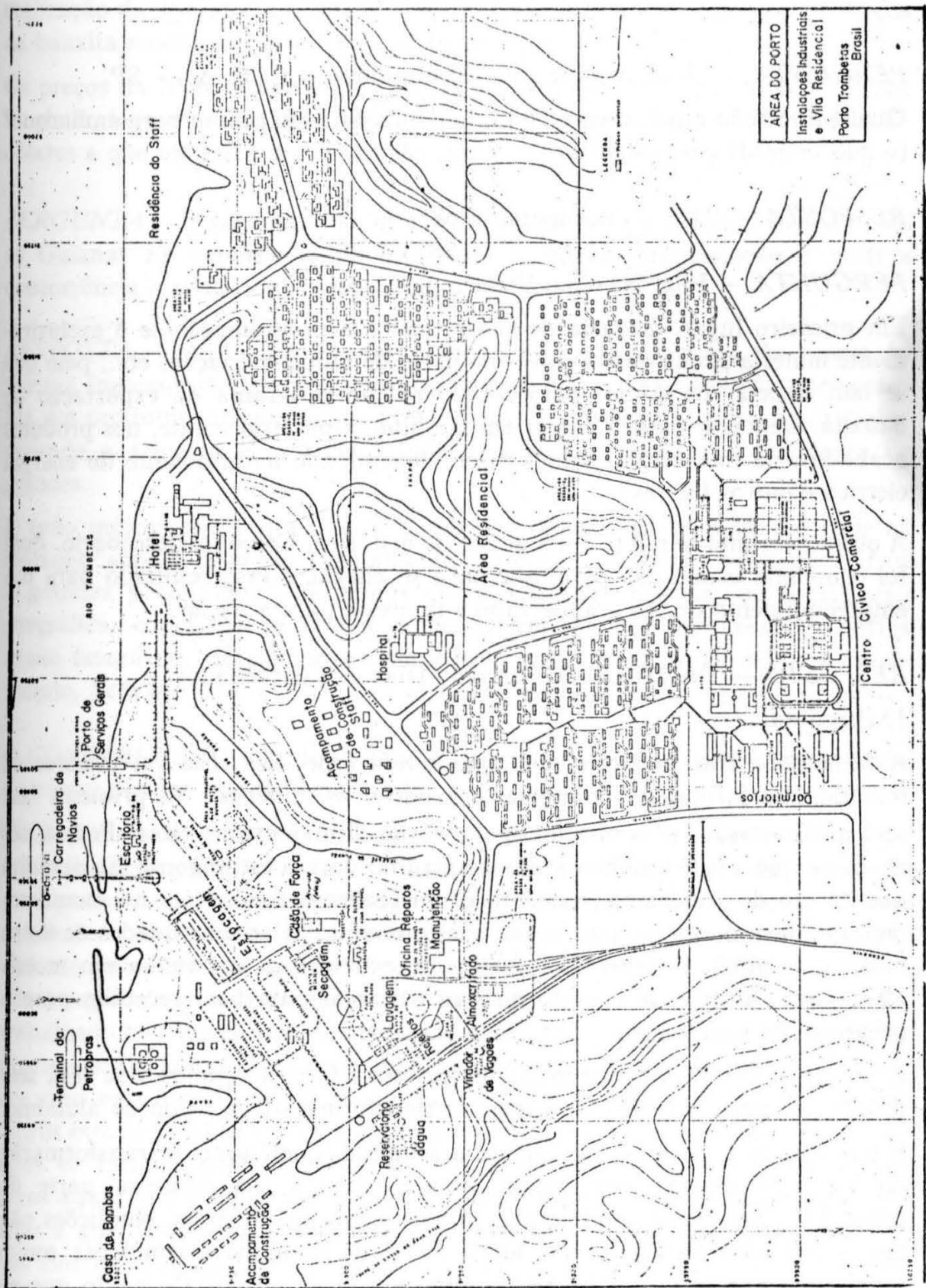
Filial: Rua Melvin Jones, nº 35, 3º e 4º pavimentos, Rio de Janeiro (RJ).

5.2 Objetivo da Companhia

A Rio do Norte tem por objetivo básico exercer as atividades de empresa de mineração, incluindo as de empresas industrial, comercial e de serviços, para promover e explorar, por conta própria ou de terceiros, a prospecção, pesquisa, lavra, beneficiamento, industrialização, comércio, importação e exportação de bauxita e quaisquer outros minérios e substâncias minerais em geral.

5.3 Capital Social

O capital social da Companhia é de Cr\$ 500.000.000,00 (quinhentos milhões de cruzeiros).



DEBATES

PERGUNTA — Geol. José Antonio Branquinho — C. B. A. — SP.

Qual é a relação minério vindo da mina/minério seco pronto para embarque? (o que se perde em lavagem)

RESPOSTA — 32% — Recuperação 68%.

PERGUNTA — Eng^o Nicolino Viola

Em primeiro lugar, gostaria de saber qual é a programação se é exclusivamente matéria-prima ou vai entrar na parte de industrialização, etc., pelo que se tem notícia, de início, parece-me, era um programa de exportação de bauxita. Depois se passou a falar em alumina, e posteriormente, nos produtos acabados, na metalurgia, vamos dizer, dependendo naturalmente de energia elétrica e outros fatores.

A outra pergunta se refere a um pouco de histórico. Como foi descoberto, qual foi o método usado nas pesquisas para se chegar a esse resultado para um empreendimento de tão grande vulto e interesse para a nação.

RESPOSTA — Dr. Miguel de Carvalho Dias — Coordenador

1^a Pergunta:

A Mineração Rio do Norte tem uma tarefa específica. Ela vai minerar os minérios das jazidas de Trombetas e exportar os minérios. Na primeira fase será a exportação, já contratada para várias firmas estrangeiras. Poderá ser chocante que a primeira fase seja a de mandar para o estrangeiro. Eu acredito que dentro do panorama brasileiro é um realismo total. Nós, no momento, temos o nosso progresso seriamente comprometido pelas dificuldades de nossa balança cambial. E nessa fase qualquer recurso que nos venha em moeda estrangeira, através de exportação será extremamente bem recebido para o progresso da nação.

E isso dá 3.350.000 t programadas na primeira fase, a segunda fase será sem dúvida aplicada, uma grande parte, na transformação em óxido de alumínio.

E sem dúvida a terceira fase seguirá a segunda, quer dizer, a transformação do óxido de alumínio em metal. Como ressaltai, na primeira parte da introdução, nós temos boas condições para exportar minérios, condições não tão satisfatórias para a produção de óxido de alumínio e condições muito satisfatória para a produção de alumínio em larga escala. De modo que eu acredito que ao aparelharmos bem as minas de Trombetas, e permitir a extração em larga escala em condições econômicas, nós estamos caminhando,

estamos dando uma contribuição muito grande para aproximarmos-nos da realização da 3ª etapa. De qualquer maneira, convém ressaltar que os preços da bauxita modificaram-se tremendamente.

Os preços da bauxita que eram, em 1973, aproximadamente, US\$ 9.00 por tonelada, hoje chega a US\$ 22.00/t e que permite então aqueles 70 milhões de dólares a que me referi na minha declaração.

PERGUNTA — Esse empreendimento estaria em condições de concorrer com as Guianas na exportação de minérios. A minha preocupação é mais a concorrência internacional com vizinhos.

RESPOSTA — As Guianas já foram ricas, hoje não são mais. As minas da Guiana Inglesa estão bastante comprometidas, e hoje a Guiana não pertence à fila dos produtos internacionais. Hoje, ocupa o primeiro lugar a Austrália, o segundo a Jamaica e o terceiro lugar é a Guiné, estes são realmente os grandes.

E tudo indica que o Brasil terá condições de não só se ombrear com as Guianas, superá-la muito rapidamente e passar a concorrer com os outros 3 grandes produtores. Nós temos condições, sem dúvida, de localização geográfica, condições de nossas minas, condições de fácil acesso a portos muito favoráveis, de concorrer com outros países produtores de bauxita do mundo. Sem dúvidas.

O CONFERENCISTA — Respondendo a sua primeira pergunta, eu gostaria de passar alguns "slides" explicando.

O interesse pela Amazônia teve início na década dos 50, mas por falta de apoio financeiro não foi possível encontrar estímulo por parte das empresas para gastar dinheiro na Amazônia, já que as jazidas do sul eram mais que suficientes para atender a interesses. Então, em 1962, foi feito um reconhecimento aproveitando os rios afluentes do rio Amazonas, procurando terras altas, seguindo os passos de outras empresas, como a "Caiser", que tinha trabalhado na década dos 50, chegando até ao Trombetas e ao Juriri, quando abandonaram as suas pesquisas, após a coleta de amostras encontradas junto aos rios; esta é a diferença primordial do nosso trabalho, dos anteriores. Os outros estavam procurando a bauxita junto aos rios. Nós fomos mais a dentro, após os estudos preliminares baseados neste reconhecimento, requeremos áreas aqui, aqui e aqui (mostrando no "slide") aproveitando sempre as terras altas a que chamávamos de platô, geralmente de 70 a 120 m acima do nível dos rios ou dos igarapés, quando se trata da parte interior. O método de trabalho realmente é muito simples, a bauxita está ou não está. Simples sondagens de reconhecimento com "empirer" ou banca, foram utilizadas, após estabelecermos os fatores de comparação com os poços, poderíamos acelerar os nossos trabalhos somente trabalhando com "empirer" de 2,5"

Como mencionei, estas áreas não foram muito promissoras. Estamos procurando algo melhor e então aproveitando as fotografias aéreas mencionadas anteriormente, na conferência, entramos mato a dentro. E foi nesta região... (mostrando no "slide")

PERGUNTA — Eu gostaria de saber sobre aquele material que recobre a bauxita compacta, parece que é uma argila, se foi estudado o seu aproveitamento.

RESPOSTA — Por meio de "slide":

Temos aqui um perfil da Serra do Saracá, repetindo aos interessados, um capeamento, uma argila caulinítica, o cascalho, nódulos de bauxita, amorfa, em argila parecida e boa e igual à do capeamento, seguida por essa camada ferruginosa. Estamos entrando no campo da Geo-Química. Mas prefiro simplificar. É que há uma concentração de ferro, que poderia ser tanto de cima para baixo, como de baixo para cima neste nível, durante a sua formação e provavelmente está em andamento hoje, pois temos observado a oxidação do nível friático; a bauxita de hoje, em Trombetas, está se formando. Então essa parte aqui, em algumas partes ela apresenta uma zona de transição. É difícil indicar quando ela é lapirita ferruginosa, ou quando é bauxítica. Só com um estudo bastante detalhado.

Então, realmente existe esta camada, mas não em todas as áreas. Essa concentração de lapirita ferruginosa terá que ser extraída para não contaminar a bauxita compacta. Espero que isso responda a sua pergunta.

A seguir, o perguntador cumprimenta o conferencista pela excelente palestra e pelo empreendimento realizado.

PERGUNTA — Dr. Pedro Salim Filho — Mineração Reunidas S.A. — BH

Inicialmente queria congratular-me com o coordenador e com o conferencista pela excelente palestra proferida, e gostaria de fazer algumas perguntas.

1.^a — Qual seria a reserva medida na Serra do Saracá, referente à bauxita compacta.

RESPOSTA — São 500 milhões da bauxita compacta. E antecipando a próxima pergunta, é de teor 49,9% de alumina aproveitável e 4,6 de sílica reativa. Enquanto que temos também uma reserva de 6 milhões de toneladas da bauxita nodular, com 6,8% de sílica reativa e 47,1 de alumina aproveitável.

2.^a — Qual seria a relação de estéril minério do capeamento para a bauxita.

RESPOSTA — Fomos bastante felizes de 1:1.

O SR. COORDENADOR — Eu gostaria de ressaltar o seguinte: As reservas prováveis de minas que até agora consistia a maior reserva de bauxita no Brasil são de 60 milhões de toneladas. De modo que Trombetas aparece com uma reserva 10 vezes maior, que a maior reserva que nós tínhamos até então.

3ª PERGUNTA — Quanto ao mercado internacional para bauxita, eu gostaria de saber se é tranquilo ou se poderá haver algum problema, em determinada época, algum problema de mercado como existe com o minério de ferro, por exemplo.

O COORDENADOR — Até agora prevaleceu o regime das minas cativas, no comércio da bauxita. Por isso justificava aqueles preços em que figurava a bauxita em qualquer importação nacional. Com a reação da Jamaica que estabelecia o imposto de US\$ 11.00/t no ano de 1974, este número saltou de 9 para 20 e agora está em 22.

O mercado de bauxita internacional não é um mercado tranquilo, por causa exatamente das reservas muito grandes da Austrália, da Guiné, da Jamaica e outras. Será um mercado a ser disputado, como é o minério de ferro. Não teremos dúvidas sobre isso.

Mas tudo indica que as nossas condições, nas condições favoráveis no minério brasileiro, as condições de jogadas melhores do Ministério Australiano, farão com que possamos oferecer na América do Norte e na Europa um minério sem dúvida em boas condições, sem competição e também o minério africano, por exemplo, de Jamaica é um minério que preocupa as nações industriais, pela instabilidade às vezes dos regimes predominantes na África.

E como são afinal de contas fornecimentos de que depende o funcionamento de uma tremenda máquina industrial, freqüentemente esses países são tentados a negociar em regiões tranquilas sob o ponto-de-vista de execução de contratos. Mas tudo indica que nós poderemos tal qual no minério de ferro, com o qual tivemos uma longa campanha para chegarmos até onde chegamos hoje, que algum dia tenhamos um número muito significativo no mercado internacional da bauxita.

PERGUNTA — Dr. Max Silveira Babsky — PETROBRÁS-XISTO — Mauá-SP
Gostaria de saber, em linhas gerais, quais foram os critérios adotados para estudo das deficiências entre retro-escavadeira e escavadeira cabo-frontal, convencional.

RESPOSTA — A minha parte é mais relativa ao projeto de detalhamento. Mas esse estudo foi iniciado talvez em 1970 pela Alcandi, e depois posteriormente verificado pela própria equipe da Vale do Rio Doce, que deu um grande suporte. Agora, não posso dizer em termos de eficiência de um e de

outro, foi adotado este tipo de retro-escavadeira tipo North-West de 6 ondas cúbicas, "drigline" com 18 yd . Esta não é bem a minha área.

PERGUNTA — o mesmo.

Sabe do prazo elevado da entrega do equipamento do "dragline" especificamente? Gostaríamos de saber como se processou a compra, como foi programada essa compra, já que o prazo de entrega é superior a 4 anos.

O que se tem dessas máquinas em componentes nacionais. O percentual dos componentes nacionais, esse percentual em peso quem fará se for o caso, qual a marca da máquina, o tipo, se diesel, ou elétrica.

RESPOSTA — O Coordenador

Neste caso, deveríamos ter trazido aqui uma equipe mais completa para responder com tanto detalhe.

É tranquila o fornecimento das "draglines" para o nosso projeto. Elas serão totalmente importadas, sem dúvida. A mesma coisa acontece também com as "Retro Sholvers". Nós usaremos o "dragline", de 100 m de braço para o... e usaremos o "retro-sholvers" para a amerização propriamente dita.

Ao que me recorde ambas são totalmente importadas. E a Retro-Escavadeira "North-West". São diesel.

Quanto ao percentual do investimento total do empreendimento não posso responder, não tenho certeza.

PERGUNTA — Qual a seqüência de deposição dos rejeitos no caso, capeamento com vistas à recuperação do solo mineral?

RESPOSTA — Estamos procurando um "slide" para poder responder. Houve uma mistura de seqüência, mas basicamente se nós projetássemos, o Senhor lembra do perfil? Nós falamos do capeamento em cima, a bauxita compacta e depois da argila variegada, que fica abaixo do minério compacto. Então nós somos no momento de opinião que somos obrigados a trabalhar de cima para baixo, devido à fundação, pois o material abaixo da bauxita é argiloso e talvez não terá o suporte. Essa opinião no momento poderá alterar depois do início da lavra. Nossa programação da lavra não quero dizer que seja empírica, mas está baseada em operações em outras partes do mundo, mas cada país tem seus fatores. Então o nosso equipamento será bastante versátil. Por exemplo, o North-West 190B servirá na fase preliminar de guindaste, pois ele é adaptável. Depois a retro-escavadeira poderá ser transformada em "dragline" e poderá ser adaptada com "fontain-lugger", quer dizer é muito versátil.

PERGUNTA — Gostaria que repetisse a capacidade do britador primário.

RESPOSTA — 450 t/h.

PERGUNTA — Quanto à capacidade de carregamento dos navios de 6.000 t/h, o Senhor teria só uma frente de lavra e teria só um equipamento de britagem primária?

RESPOSTA — Nesta fase de 3.350.000, sim.

Como última pergunta, nós solicitamos a seguinte questão:

Foi feito o estudo de alternativa para a utilização de rodas de caçamba no "streaping"?

RESPOSTA — Eu creio que sim, foi feito um estudo pela ALCAN e não foi aconselhado pela nossa consultora. Não tenho dados desse estudo.

Como última pergunta, gostaríamos de saber qual o tipo de caminhão. Se é Real-Dumple, Butter-Dumple, etc.

RESPOSTA — É aquele Ford de estrada, de 35 t, fabricado no Brasil.

Era isto o que tínhamos a perguntar.

PERGUNTA — Rogério Tárzia — ACESITA

Eu gostaria de saber qual o teor de umidade antes e depois da secagem.

RESPOSTA — O minério sai da mina, dependendo da estação do ano. Na Amazônia, o Senhor sabe, há épocas de mais chuvas e épocas de menos chuvas. Então, há uma diferença. Mas respondendo especificamente a sua pergunta, o minério entra na usina de lavagem com 10 a 15% de umidade com uma média de 12 a 13 e sai com cerca de 10 a 11 já beneficiado e drenado. Com esse teor de umidade ele entra no secador de onde sai com 3%.

PERGUNTA — Max Silveira Babsky — PETROBRÁS-XISTO — Mauá-SP.

Gostaria de saber se o Senhor teria incidência do custo da recuperação do solo do produto final.

RESPOSTA — Francamente, não temos esse custo ainda. E digo mais: Isso não tem sido a preocupação das empresas de mineradores do resto do mundo. Nós teríamos o seguinte: O lançamento do detrito nas áreas que foram mineradas. Em Poços de Caldas, faz-se isso. É um custo absolutamente insignificante.

PERGUNTA — Nós discordamos um pouco da opinião do Senhor, com relação a este aspecto, já que nós pertencemos ao Xisto e vamos lavar

aproximadamente de 61 km , aonde este custo tem sido significativo. E tem sido levado em consideração na avaliação econômica e no estudo de viabilidade do projeto.

O COORDENADOR — Compreende-se a preocupação dos Senhores, porque naturalmente vão fazer uma das lavras classicamente mais destrutiva do mundo e que é a lavra do Xisto Betuminoso.

PERGUNTA — Em questão de área, sim. Mas área \times área, nós estamos em igualdade de condições.

O COORDENADOR — Parece-nos o seguinte. Lá nós não teremos problemas com isso. Aquelas áreas revolvidas da amazônia, tudo indica que elas apenas acertadas com um trator terão condições de vegetação, praticamente idênticas às áreas para o que encontramos lá. Para dar-lhe apenas um exemplo: Existe muita generalização sobre a Amazônia. É um tabu dizer-se que a Amazônia é uma área completamente estéril e derrubada a mata aquilo virará um deserto. E freqüentemente, há pouco tempo saiu um livro aqui, dizendo-se que a mata amazônica seria destruída em 27 anos.

Realmente e certamente ele não teria voado sobre a Amazônia porque, em 27 anos seria um espaço ridículo para se pensar retirar qualquer mato da Amazônia.

Mas quando começamos os trabalhos no rio Trombetas, nós tínhamos lá um engenheiro que era quase tão boiadeiro quanto engenheiro. Era o Marcos Velloso. E ele ouvindo tanta conversa de que a Amazônia era absolutamente estéril e que lá nada nascia, ele levou para lá, de Montes Claros, algumas mudas de sementes colônio e as plantou ao longo da pista do aeroporto. Quando eu descí lá o campo de colônio que lá vi encobria certamente um boi.

PERGUNTA — Queríamos dizer ao Senhor, só para complementação que a nossa pergunta se dirige especificamente ao custo de mineração e não ao problema ecológico da região. Muito obrigado.

PERGUNTA — Geol. Wilson Scarpelli — UNIGEO-RJ.

Na sua palestra, o Senhor mencionou que o teor médio é de 49,9% de alumina. Também o Sr. mencionou que no beneficiamento há uma perda por lavagem e algum peneiramento, de argila ou outro material, de 32%. Poderia informar o teor final esperado, do minério produzido o qual será vendido?

RESPOSTA — O Conferencista

Os teores que eu mencionei são teores oficiais da média da nossa jazida de 500 milhões de toneladas. Os teores que serão exportados serão bem melhores.

Saracá é uma das serra contendo acima de 166 milhões de toneladas. E um teor superior ao médio. E esperamos superior ao teor médio, que nós informamos de 49,9 e 4,6. Esperamos poder produzir bauxita com menos de 4% de sílica reativa e mais do que 50% de alumina aproveitável.

O COORDENADOR — Eu agradeço a colaboração dos debates e de minha parte, muito obrigado.

Sessão — dia 03/08/1976

1.0 — INTRODUÇÃO

O aproveitamento
Núcleo Territorial
Minérios S.A.

As jazidas
devido ao relevo
sua localização
facilidade própria

O núcleo
preconizado
composto por
variedade de

30%. Na primeira
30 e 50%, com

Afluente

que tem
a capacidade
necessária à
necessidade
necessária

O núcleo
2,5 metros
sendo estimado
em 1000

1.0 — REFINAÇÃO

Núcleo

O núcleo
de Refinamento
primária (100%)

de 2000
Carabobe

em classificação
avanzada

mais dois
de bridade

50/60

A

Usina de

ICOMI

Mineracao

Ind. e Com. Min. S.A.

“CONCENTRAÇÃO DE MINÉRIOS DE MANGANÊS”

Expositores:

Engº Rotenio Castelo Chaves Filho

Engº Jairo Vasconcelos Reis
ICOMI—Ind. e Com. de Minérios S.A.

Coordenador:

Prof. Dr. Paulo Abib Andery
(EPUSP/PAA—EIM)

1.0 — INTRODUÇÃO

O aproveitamento dos minérios de manganês do Distrito de Serra do Navio, Território Federal do Amapá, é realizado pela Indústria e Comércio de Minérios S/A. - ICOMI, sem interrupções desde o ano de 1957.

As jazidas de manganês ocorrem em elevações com até 200 metros de altura em relação à topografia regional, apresentando um alinhamento geral norte-noroeste. As ocorrências são agrupadas em cinco grupos com denominações próprias: Terezinha, Antunes, Chumbo, Faria e Veado (ver figura 1).

O minério, proveniente do enriquecimento residual por meteorização de protominérios carbonáticos (rodocrosita) e silicáticos (espessartita, rodonita), é composto essencialmente por criptomelana, e ainda pirolusita. O teor de manganês no protominério varia entre 20 e 37%, com média em torno de 30%. No minério propriamente dito (óxidos) o teor de manganês oscila entre 30 e 57%, com teor médio de 39-40%.

Afloramentos do corpo principal de minério, matacões rolados e concreções formadas pela migração lateral de soluções contendo manganês, formam a superfície típica das jazidas. Em profundidade o minério oxidado se restringe à estrutura da camada de protominério até a interface com o nível de intemperismo, mais uma pequena parcela de minério originado por substituição nos xistos decompostos encaixantes.

O minério oxidado é lavrado em minas à céu aberto, com bancadas de 7,5 metros de altura. O aproveitamento do protominério carbonatado está sendo estudado e caso sua extração seja economicamente exequível provavelmente será necessário utilizar a lavra subterrânea.

2.0 — BENEFICIAMENTO PRIMÁRIO DO MINÉRIO NECESSIDADE DE CONCENTRAÇÃO DO MIÚDO E FINO

O minério lavrado (óxidos) é tratado em Serra do Navio, em uma Usina de Beneficiamento que originalmente consistia de um circuito de britagem primária (britador de mandíbulas), seguido de peneiramento (peneira vibratória de 2 "decks"), britagem secundária (britador giratório), lavagem ("scrubber") e classificação final por peneiramento (peneira de 3 "decks") e um classificador de ancinhos (para os produtos abaixo de 5/16"). Na figura 2 apresentamos o fluxograma atual da Usina de Beneficiamento, onde aparecem mais dois circuitos posteriormente instalados para repeneiramento do minério da britagem secundária (peneira nº 3), e repeneiramento da fração 1/2" × 5/16" proveniente da peneira nº 2.

A capacidade de processamento de minério bruto ("run of mine") na Usina de Beneficiamento é de 800 t/hora.

Os produtos desta etapa do processamento do minério são os seguintes, com diferentes designações utilizadas pela ICOMI, de acordo com sua granulometria:

- a) "Grosso" — $3'' \times 1/2''$, com 48,0-48,5% Mn.
- b) "Bitolado" — $1/2'' \times 5/16''$, com 46-48% Mn.
- c) "Miúdo" — $5/16'' \times 20$ Mesh, com 41-44% Mn.
- d) "Fino" — 20×150 Mesh, com 33,0% Mn.

Figura 1 - Distribuição das Jazidas em Serra do Navio

FIGURA: - I

DISTRIBUIÇÃO DAS JAZIDAS EM SERRA DO NAVIO



Obs: (1) Código abreviado das jazidas:

TEREZINHA	(T)
ANTUNES	(A)
CHUMBO	(C)
FARIAS	(F)
VEADO	(V)

(2) USINA DE BENEFICIAMENTO - CONCENTRAÇÃO.

Somente o "Grosso" e "Bitolado" são aceitos pelo mercado internacional de minério de manganês, sendo comercializados regularmente. Ficavam estocados em Serra do Navio os subprodutos com granulometria abaixo de 5/16" — o "Miúdo" e "Fino", correspondendo a 20-30% em peso da alimentação da Usina de Beneficiamento.

Para ser atingida a comercialização total dos produtos do beneficiamento do minério, surgiu o projeto de pelotização das frações até então inaproveitáveis.

Comprovada a viabilidade técnica e econômica do projeto, e assegurado o consumo do produto final, foi decidida a montagem da Usina de Concentração para Miúdo e Fino em série com a Usina de Beneficiamento, com capacidade de produção anual de 300.000 toneladas de concentrados. Simultaneamente foi instalada junto ao Porto de Santana, a Usina de Pelotização para pelotizar os concentrados proveniente da Usina de Concentração.

3.0 — CONCENTRAÇÃO DOS PRODUTOS COM GRANULOMETRIA ABAIXO DE 5/16"

3.1 — Os Ensaios de Concentração

A pesquisa para verificação da viabilidade técnica da concentração do Miúdo (5/16" \times 20 Mesh) e do Fino (20 \times 150 Mesh), teve início no Laboratório de Pesquisas da ICOMI em Serra do Navio, em 1966, sendo concluída em 1968 pelo Homer Research Laboratories da Bethlehem Steel Co.

Inicialmente o método utilizado para concentração do Miúdo nos testes foi a jigagem, enquanto os Finos foram concentrados em espirais de Humphrey, com os seguintes resultados:

A — Miúdo:	— Teor da alimentação :	41,6% Mn
	— Teor de concentrado :	47,7% Mn
	— Recuperação em peso:	71,8%
	— Recuperação de Mn :	80,3%
B — Fino:	— Teor da alimentação :	34,6% Mn
	— Teor do Concentrado :	47,1% Mn
	— Recuperação em peso:	42,8%
	— Recuperação de Mn :	55,5%
C — Concentrado Composto:		
	— Teor de manganês :	47,6% Mn
	— Recuperação em peso:	68,5% Mn

O Concentrado Composto seria a alimentação da Usina de Pelotização.

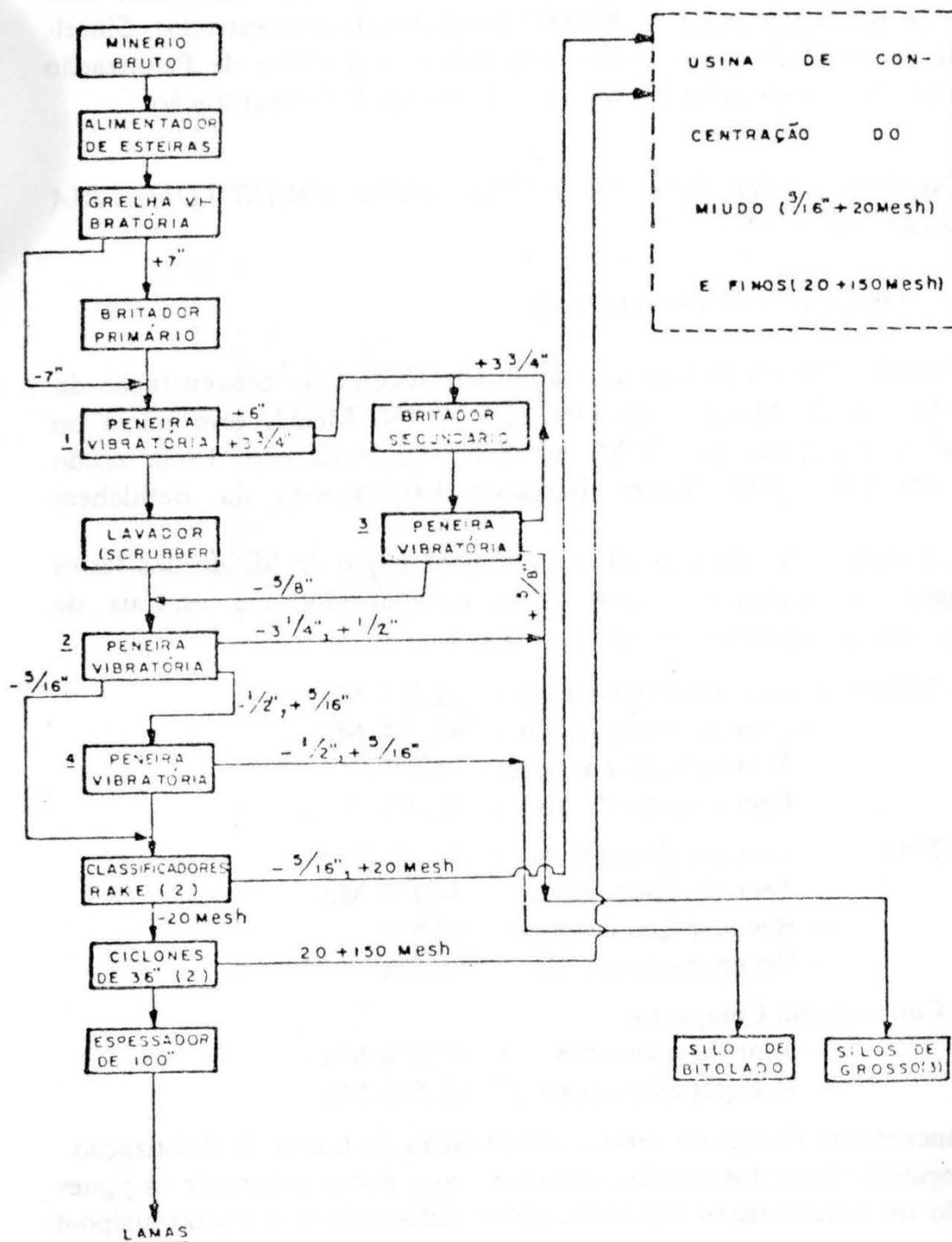
Na segunda etapa dos ensaios tentou-se, com êxito, substituir os jiges pelo método de **concentração em meio denso** utilizando-se o Dynawhirpool

(DWP). Este equipamento demonstrou ser mais eficiente que a jigagem, aumentando a recuperação em peso (ver resultados abaixo), além de ter capacidade mais elevada, possibilitando a utilização de um número menor de unidades concentradoras.

Figura 2 - Fluxograma da Usina de Beneficiamento de Minério (UBM)

FIGURA 2

Fluxograma da usina de beneficiamento de minério (UBM) (WASHING PLANT)



Os resultados dos testes efetuados com o DWP foram os seguintes:

A — Miúdo: — Teor da alimentação : 41,6% Mn
— Peso : 100,0%

B — Concentrado: — Teor de manganês : 48,8% Mn
— Recuperação em peso : 80,0%
— Recuperação de Mn : 88,4%

C — Rejeito: — Teor : 26,2%

Verifica-se que para a mesma alimentação (com 41,6% Mn), no jigue seria recuperado 71,8% em peso, com 47,7% Mn, enquanto no DWP a recuperação no concentrado seria de 80,0%, com 48,8% Mn.

Desse modo chegou-se à definição do projeto final da Usina de concentração, sendo o Miúdo concentrado em Dynawhirpool, e o Fino em espirais de Humphrey.

3.2 — A Usina de Concentração de Miúdo e Fino

O fluxograma básico da Usina de Concentração é apresentado na figura 3. A Usina é um projeto bastante compacto, o que foi possível em parte graças à utilização das Dynawhirpools em lugar de jigues.

A alimentação da Usina de Concentração é feita diretamente a partir da Usina de Beneficiamento. A fração abaixo de 5/16" produzida na peneira nº 2 (ou peneira secundária — ver fig. 2) é alimentada aos classificadores de ancinhos, onde é feita a separação em 20 mesh: o Miúdo 5/16" \times 20 mesh, e Fino abaixo de 20 mesh. O Miúdo produzido à razão de aproximadamente 122 t/hora, segue diretamente para a Usina de Concentração, onde é estocado em um silo de regularização da alimentação do circuito dos Dynawhirpool.

Os finos abaixo de 20 mesh, separados nos classificadores de ancinhos são em seguida deslamados em dois ciclones de 36" (fig. 2), com corte em 150 mesh. A descarga superior dos ciclones ("overflow") alimenta um espessador de 100', para recuperação da água industrial. A descarga inferior ("underflow") do espessador — é eliminada por gravidade para a bacia de rejeitos onde são estocados.

A descarga inferior dos ciclones de 36" ("underflow") — fração 20 \times 150 mesh — é o que denominamos propriamente de Fino, sendo produzido à razão de cerca de 32 t/hora. É bombeado diretamente para as espirais de Humphrey na Usina de Concentração, na forma de polpa contendo 30-40% de sólidos.

A partir do silo de regularização (fig. 3) um alimentador de esteiras transporta o Miúdo para uma peneira de 6' \times 16" — projetada como peneira desaguadora, para uma alimentação de 122 t/hora (tonelagem em base seca) de Miúdo com 15% de água.

Em princípio, somente a fração menos que 20 mesh seria desviada para as espirais de Humphrey, a partir da peneira desaguadora. Entretanto, as

condições operacionais na Usina de Pelotização — fazem com que a fração granulométrica $5/16" \times 1/4"$ seja descartada no "oversize" da peneira desaguadora. Este produto descartado é denominado "bitomiúdo", e está temporariamente sendo estocado para posterior utilização. De maneira esporádica, uma certa tonelagem desse produto tem obtido aceitação junto ao mercado consumidor.

Figura 3 - Fluxograma da Usina de Concentração de Miúdo e Fino (UCMF)

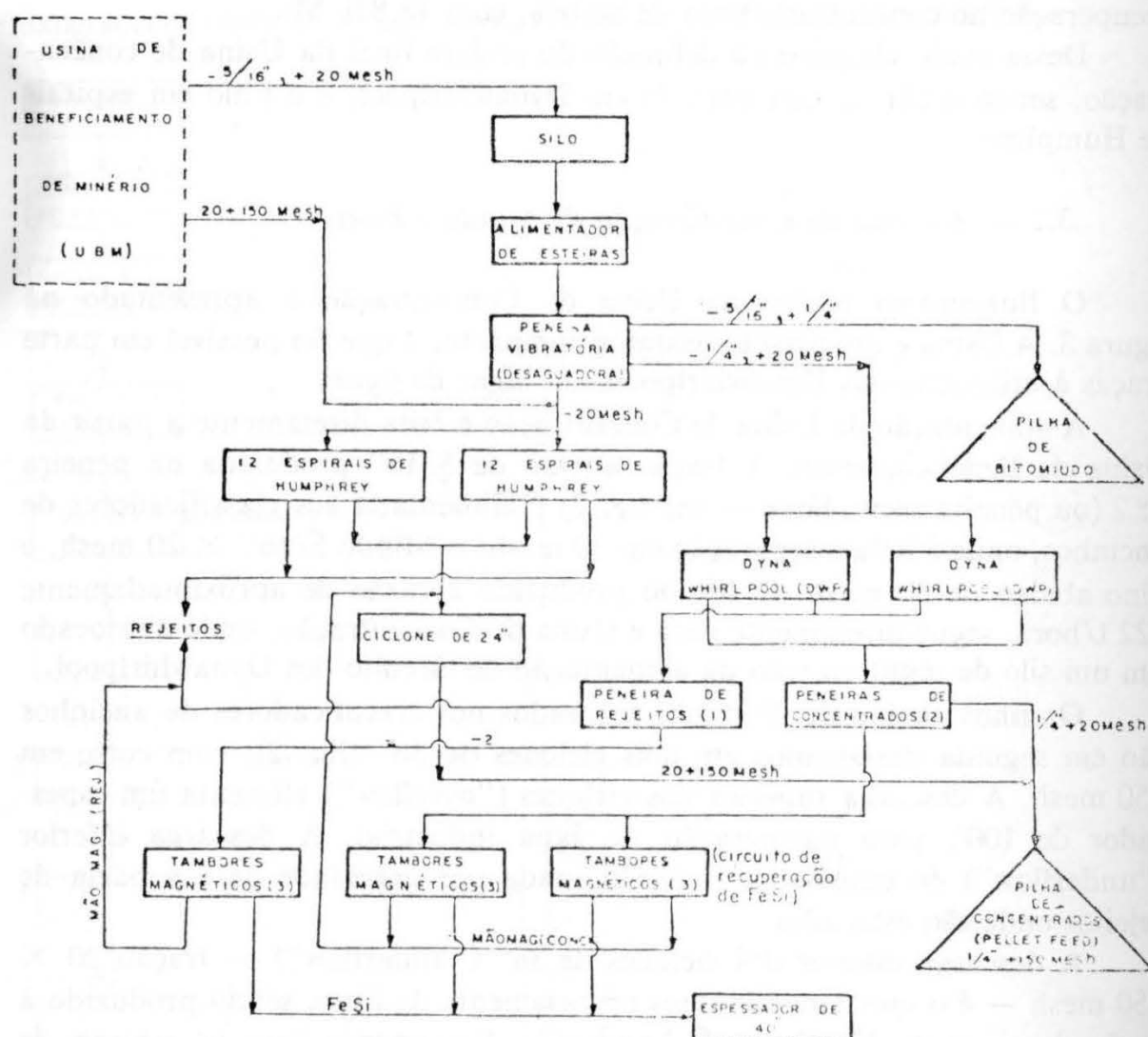


FIGURA 3

Fluxograma da usina de concentração de miúdo e fino (UCMF)

VI Simpósio Brasileiro de Mineração

Em relação ao Miúdo $5/16'' \times 20$ mesh alimentado, as recuperações peso na peneira desaguadora são as seguintes:

A — Bitomiúdo ($5/16'' \times 1/4''$) :	22,3%
B — Fração $1/4'' \times 20$ mesh :	69,6%
C — Abaixo de 20 mesh :	8,1%

A alimentação dos Dynawhirpool consiste então somente da fração $1/4'' \times 20$ mesh do Miúdo.

São utilizadas duas unidades concentradoras Dynawhirpool com diâmetro interno de $15.1/2''$, e $6.1/2'$ de comprimento.

Os volumes e teores envolvidos na operação dos Dynawhirpool são os seguintes:

— Minério alimentado :	57,5 t/hora/Dynawhirpool
— Meio denso alimentado :	$191,0 \text{ m}^3$ /hora/Dynawhirpool
— Recuperação em peso no concentrado :	80%

Duas peneiras de $6' \times 20'$ (fig. 3) de um andar, uma para cada Dynawhirpool são utilizadas para lavagem dos concentrados e recuperação do meio denso. As telas dessas peneiras são painéis de aço inoxidável com abertura de $0,030''$. Nos primeiros painéis é recuperada a maior parte do meio denso, que retorna aos Dynawhirpool. Nos $2/3$ finais das peneiras o ferro silício recuperado é em seguida passado em 2 baterias de 3 tambores magnéticos cada para limpeza (eliminação de finos de minério), para então ser descarregado em um espessador de $40'$, de onde é realimentado ao circuito dos Dynawhirpool.

O concentrado $1/4'' \times 20$ mesh lavado nas peneiras é finalmente estocado na pilha, levado por correia transportadora dotada de balança integradora.

O rejeito dos Dynawhirpool, de maneira análoga ao Concentrado, é lavado em uma peneira, sendo que parte do meio denso recuperado retorna de imediato aos Dynawhirpool, e parte segue para limpeza em uma bateria de 3 tambores magnéticos.

O circuito de concentração do Fino é constituído por duas baterias com um total de 24 unidades concentradoras (espirais de Humphrey).

A alimentação das espirais é proveniente de duas fontes: o Fino propriamente dito, produzido na Usina de Beneficiamento, é bombeado diretamente do "underflow" dos ciclones de $36''$ para as espirais; e o Fino —20 mesh "undersize" da peneira desaguadora na Usina de Concentração.

As espirais foram dimensionadas para os seguintes volumes e toneladas:

— Alimentação de sólidos :	39 t/hora
— Volume de polpa :	133 m^3 /hora
— Água de lavagem (limpa) :	122 m^3 /hora

- Recuperação em peso dos sólidos : 51,2%
- Peso específico da lama : 1,2 g/cm³
- Peso específico dos sólidos : 3,5 g/cm³

O excesso de água no concentrado das espirais é em seguida eliminado em um ciclone de 24". O concentrado desaguado é descarregado na mesma correia transportadora do concentrado dos Dynawhirpool, compondo a alimentação à Usina de Pelotização e estocado em pilha.

O rejeito das espirais é descarregado por gravidade na bacia de decantação de rejeitos.

3.3 — Controle da Produção

A operação da Usina de Concentração é bastante simples, não necessitando mais do que quatro operadores por turno.

O ferro silício, mantido em estocagem intermediária no espessador de 40', é bombeado para um tanque onde o peso específico da polpa é mantido nos níveis desejados com a adição controlada de água limpa. São utilizados dois medidores de peso específico da polpa, sistema Omhart-Honeywell com fonte radioativa: um para a descarga inferior ("underflow") do espessador de 40', outro para o meio denso alimentado aos Dynawhirpool. Também pode ser feita amostragem manual do meio denso, em tomada adaptada no tanque onde é feita a regularização do peso específico da polpa.

O controle dos teores da alimentação da Usina de Concentração e dos produtos é feito com amostragens na peneira desaguadora, ciclones de 36" (Fino para as espirais), e na correia transportadora de concentrados. Existe um controle horário de teores, e um do composto diário. Um Laboratório de Química executa as análises necessárias, por via úmida.

Diariamente também é feito o controle das características granulométricas do concentrado produzido.

3.4 — Problemas Operacionais Encontrados

Além da já citada alteração da granulometria da alimentação dos Dynawhirpool, o principal problema operacional digno de nota foi o entupimento das telas de pequena abertura: no andar inferior da peneira desaguadora e nas peneiras de concentrados do circuito de meio denso.

Nas peneiras mencionadas são utilizados painéis de barras de aço inoxidável de 23" × 23". Originalmente os painéis tinham abertura de vinte milésimos de polegada, ficando obstruídos com finos de minério em poucas horas de operação.

O entupimento dos painéis do andar inferior da peneira desaguadora tinha como conseqüência a contaminação do material alimentado aos Dynawhirpool com fino de minério abaixo de 20 mesh, diminuindo a eficiência de concentração do equipamento.

Nas peneiras de concentrados dos Dynawhirllpool o entupimento dos painéis acarretava quedas acentuadas na recuperação de Ferro Silício.

A providência imediata foi a substituição dos painéis com 0,20", por painéis com 0,030" de abertura. Essa providência permitiu que as condições de peneiramento se tornassem boas: as perdas de Ferro Silício caíram para os níveis previstos no projeto, (1 lb/t de minério alimentado).

No momento estão sendo testados painéis de poliuretano nas peneiras de concentrados, com bons resultados tanto em eficiência de peneiramento quanto em durabilidade.

4.0 — *CONSIDERAÇÕES FINAIS*

A instalação do complexo industrial para pelotização do minério de manganês, representou um sensível avanço dado pela ICOMI no sentido de aumentar o aproveitamento do minério. Hoje o sistema Usina de Concentração/Usina de Pelotização já está perfeitamente integrado na rotina operacional, tendo a pelota — produzida à razão de 210.000/ano — boa aceitação junto ao mercado consumidor.

Entretanto, os méritos de pioneirismo de todo o projeto, com utilização de novas técnicas, não impediram que os estudos para se chegar ao máximo aproveitamento da reserva prosseguissem paralelamente à montagem das novas instalações.

Atualmente a ICOMI está dando início à operação de uma nova instalação para concentração do minério de manganês, desta vez visando as frações de "Grosso" e "Bitolado", que está provocando uma completa revisão nas operações de lavra e tratamento do minério, inclusive na pelotização.

Tradicionalmente a lavra era efetuada dividindo-se o minério em duas categorias:

- A — Minério de alto teor: aquele que somente com o beneficiamento primário era capaz de produzir o produto denominado grosso, com 48,0-48,5% Mn — o principal produto comercializado.
- B — Minério de baixo teor: com este não era possível a produção de grosso vendável no mercado internacional. Ficava então sem aproveitamento uma parcela respeitável da reserva de minério de manganês.

Com a entrada em operação da nova unidade concentradora o quadro se modificou: todo o minério oxidado com teor acima de 30% Mn tornou-se aproveitável. A alimentação da Usina de Beneficiamento teve o teor médio reduzido de 46,5% Mn para aproximadamente 40% Mn. Os produtos com granulometria maior que 5/16" (grosso e bitolado) são desviados para a Usina de Concentração de Grosso e Bitolado, de onde saem com os teores aceitos pelo consumidor. Essa unidade concentradora utiliza o método de concentração em meio denso, em tambor rotativo (WEMCO).

A queda do teor da alimentação da Usina de Beneficiamento alterou as condições operacionais da Usina de Concentração, que passou a produzir um concentrado com 43-44% Mn, em lugar do teor de 47-48% Mn previstos inicialmente.

Já prevendo essa situação, a ICOMI estabeleceu antecipadamente um teor para as pelotas a serem produzidas não em função do máximo alcançável, mas sim em função do teor que representasse a garantia de amplo aproveitamento das suas reservas de minério. O teor das pelotas foi, então, fixado em 54-55% de manganês.

REFERÊNCIAS

1. C.A. MAROTTA, W. SCARPELLI, A.P. BARBOUR, JIRO MARUO: A GRAVIMETRIA COMO MÉTODO AUXILIAR NA LOCALIZAÇÃO DOS CORPOS DE MINÉRIO DE MANGANÊS EM SERRA DO NAVIO — T.F. DO AMAPÁ (Trabalho apresentado no XVII Congresso Brasileiro de Geologia — 1963).
2. JIRO MARUO: MINERAÇÃO, BENEFICIAMENTO E USOS DO MINÉRIO DE MANGANÊS — XXV CONGRESSO BRASILEIRO DE GEOLOGIA.
3. DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA DA ICOMI: "ESTIMATIVA ANUAL DE RESERVAS" — 1º DE JANEIRO DE 1976 — INFORME AO DNPM.

DEBATES

PERGUNTA — Dr. Pedro Salim Filho — Mineração Reunidas S.A. — BH —MG.

Primeiramente, desejaria parabenizar o conferencista pela brilhante palestra proferida.

Eu queria perguntar alguns dados que tenho dúvidas e que talvez tenham sido citados. Gostaria de saber qual era a recuperação do produto final antes e depois da implantação da usina de beneficiamento.

RESPOSTA — Nós falamos em duas usinas de concentrações. A palestra se referiu apenas à Usina de Miúdo e Fino, mas no final citamos a usina de concentração de grosso bitolado em interoperação no momento.

PERGUNTA — Gostaria de saber qual a usina de miúdos e finos. E se V. já tem uma avaliação de pré-operação da Usina de Concentração de grosso bitolado.

RESPOSTA — Para efeitos práticos a nossa usina de tratamento do minério é dividida em 3 usinas atualmente. A usina de beneficiamento, o que seria beneficiamento primário; a usina de concentração de miúdo e fino, que entrou em operação em 1972 juntamente com a usina de pelotização; e a atual usina de concentração de grosso bitolado. A recuperação no pré-beneficiamento é da ordem de 30 a 40% em relação ao minério bruto, em peso, e o teor, tanto antes da usina de concentração de grosso bitolado, como atualmente é de 48 a 48,5% de manganês.

PERGUNTA — Eu queria saber o seguinte: Antes existia usinas de miúdos e finos, essa parte não era vendida porque não havia aceitação comercial. Então V. recuperava de cada tonelada que V. jogava de minério em bruto na instalação e recuperava tantos por cento em produto vendável. Depois da usina de concentração, gostaria de saber de quanto foi acrescido isso.

RESPOSTA — A recuperação em relação ao bruto passou de 40,50 para 60 80%.

PERGUNTA — Pascoal Marmo — Escola Politécnica—USP — Centro Moraes Rego

Poderia informar-me quais foram as modificações na lavra visando ao CGP a nova usina do grosso bitolado e visando à escassez do alto teor, quais as modificações introduzidas na usina de concentração do miúdo.

RESPOSTA — Antes da entrada da usina de concentração de grosso bitolado em operação, a lavra seletiva visando à retirada da mina um minério com teor médio de 46,5%, que resultaria, no grosso em 48 ou 48,5% de Manganês. Atualmente, a lavra é feita com 40% de Manganês apenas. O teor médio caiu para 6,5% na usina de concentração de miúdos e finos, a consequência imediata foi a queda do teor de alimentação, e em função disso, a queda do teor do concentrado final e em consequência a queda do teor da pelota final.

PERGUNTA — E este rebaixamento do teor não chegou ao topo mínimo desejado para a pelota? (no caso da concentração para a pelotização?)

RESPOSTA — Não. O teor da pelota final ainda é vendável.

O SR. JAIR CARVALHO:

Sobre a pasta de concentração do minério fino, primeiro é feito uma lama que entra em um ciclone, a parte do minério fino, e em seguida vai para um espessador?

RESPOSTA — Não. Do ciclone vai diretamente para as espirais de Humphrey. O "overflow" do ciclone, sim, vai para o espessador 100'.

PERGUNTA — O grosso é descartado da barragem, e o "overflow" voltaria à espiral novamente?

RESPOSTA — O "overflow" do espessador é água industrial, que retorna ao circuito.

PERGUNTA — Sr. João Carlos (Escola Politécnica)

Eu gostaria, se fosse possível, que o senhor nos fornecesse alguns dados da "Dynawhirpool" de operação, como pressão de entrada, densidade do material, etc., ou seja, densidade da polpa, e relação entre as aberturas de entrada e saída do equipamento, se o Sr. tem esses dados.

RESPOSTA — Eu acredito que, na época em que tenha sido montado, talvez, o equipamento fosse o de maior dimensão existente no mercado. Nosso "Dynawhirpool", as duas unidades têm 15,5" de diâmetro interno \times 6,5' de comprimento. Tanto a saída de concentrado e a injeção de polpa na parte inferior têm 4,5" de diâmetro. Atualmente, a densidade de trabalho, é 2,90, 2,95, podendo alcançar de 3 a 3,20. E pressão com densidade 3, a pressão de entrada é 17/18 lbs/pol².

O SR. COORDENADOR — Prof. Paulo Abib Andery

Eu perguntaria, em primeiro lugar, se é inevitável a baixa de teor do concentrado nesta fase que está para se iniciar agora no tratamento do bitolado ou se essa é uma decisão econômica porque parece possível, talvez aumentando a densidade de corte, aumentar o teor de concentrado. Mas evidentemente, se o mercado não paga o custo da recuperação perdida pode ser uma decisão econômica não fazer, e só seria problema de má liberação o que não permitiria obter um concentrado maior.

RESPOSTA — A queda do teor ... (inaudível)... no concentrado final não é inevitável, foi uma decisão tomada. Já que o produto final, a pelota, tinha um teor perfeitamente vendável, 54/55% de Manganês...

O COORDENADOR — E a pelota 59 não tem um sobrepreço, é vantagem ter a recuperação a mais.

PERGUNTA — Sr. Paulo Abib Andery

A deslamagem é relativamente grosseira, pelos dados que tomei, entre 150 mesh, parece-me. É necessário também fazer essa deslamagem grosseira para impedir a presença de finos que tornam mais difícil a separação, ou é uma decisão puramente econômica.

RESPOSTA — Esse limite de 150 malhas é aditado pelo Método de Redução do Minério na Usina de Pelotização.

O PROF. PAULO ABIB ANDERY — Se entendi bem a alimentação de miúdos e finos é da ordem de 20 a 30% em massa da alimentação inicial. Então seria da ordem de 200 t/h? É esse o dado.

RESPOSTA — Não. 150-160 t/h, incluindo miúdo e fino.

PERGUNTA — Pascoal Marmo — Escola Politécnica—USP — Centro Moraes Rego

Eu achava que seria interessante V. Sa. apresentar dados sobre a produção anual da ICOMI e quanto o Brasil consome em Manganês atualmente?

RESPOSTA — Eu não tenho dados sobre o consumo de Manganês pela siderurgia brasileira, atualmente. Talvez possamos estimar em 30/40 kg/t de aço produzido, isso daria umas 200-260 t de minério. E a produção da ICOMI em produto vendável é de 1.200.000 t/ano.

O COORDENADOR — Eu lembraria que a CIBRA consome minério da

ICOMI podendo pagar mais caro, porque recebe um teor melhor e mistura com concentrado que ela produz em suas subsidiárias, um teor pior, então ela pode de certa forma pagar um preço maior.

PERGUNTA — O Sr. Rogério Fernando Tárzia — ACESITA — MG.

A ICOMI cogita montar um forno para fabricação da liga ferro-manganês? Neste caso o frete se tornaria viável.

RESPOSTA — Não, a resposta é Não cogita.

PERGUNTA — O Eng^o Nicola Viola

Qual é a relação dos 3 tipos de minério exportável, o minério grosso, que sai da mina, o médio e o fino, que é pelletizado e qual seria a ordem de grandeza de recuperação em peso de manganês desde a saída da mina até o final. Por que foi dado o tipo de teor ou teores de recuperação para cada beneficiamento, e acredito que limitando o enriquecimento das pelotas, de 59 para 50, está de acordo com o mercado, pois acho que a recuperação deve ter aumentado.

RESPOSTA — A recuperação de manganês nos 4 produtos do beneficiamento primário é praticamente total. As perdas no "underflow" do espessador são mínimas, praticamente desprezíveis. Então, podemos considerar em relação ao minério bruto de 40% de manganês, cerca de 60% de manganês metálico, total.

PERGUNTA — O prof. Paulo Abib Andery

Eu desejaria fazer uma pergunta a mais:

A entrada da nova unidade de beneficiamento de concentração de grosso e bitolado vai permitir baixar o teor de alimentação para 40%, isso equivale a um acréscimo de reserva de quanto?

RESPOSTA — Da ordem de 50%.

PERGUNTA — O custo de pelletização comparado com o custo de concentração do miúdo e fino, e pelletização, vamos dizer, a lucratividade do acréscimo, corresponde ao acréscimo do miúdo e fino, que passou a ser vendido, é hoje uma parcela importante no movimento da empresa, ou foi feita mais para aumentar a eficiência total da recuperação?

RESPOSTA — Foi feita para aumentar a eficiência total da operação e representa uma parcela substancial do faturamento.

O COORDENADOR — Não havendo mais perguntas, eu gostaria de concluir agradecendo a palestra com que nos brindou, os dados que nos trouxe e chamar a atenção para o auditório, dessa realização da ICOMI em melhorar e fazer um avanço tecnológico importante, porque se trata de uma concentração de minério de tipo não comum no mundo, uma concentração por "Dynawhirlpool" e creio que uma inovação também no que se refere à pelletização em relação à prática mundial é um projeto também pioneiro nessa área. E como corresponde normalmente a avanços tecnológicos, essa inovação tecnológica tem efeitos muito benéficos para a economia, como um todo, ou seja aumentando as reservas disponíveis, comerciáveis, ou aproveitáveis economicamente, seja aumentando o rendimento da empresa e portanto a sua capacidade de investir e crescer, e finalmente, quase com certeza, beneficiando o consumidor, apresentando-lhe um produto mais controlado em qualidade e utilização melhor e até mesmo com um teor mais arlequado, porque se sabe que está se transportando um material de 55% no final e não de 47 ou 48%, como se transportava anteriormente.

Cumprimento mais uma vez os apresentadores do tema e a sua empresa. Obrigado.

Sessão — dia 04/08/1976

1 — INTRODUÇÃO

O objetivo do trabalho é comparar os custos de lavra em escalas diferentes.

— Pedreira A

— Pedreira B

Amplas tratativas

devido às condições

de dados de

obtidos no

Os cálculos são

realizados

O sistema de

trabalho adotado

é de "Gocher"

em Lavra a

São trabalhos

realizados, não

O trabalho é

**CUSTOS COMPARATIVOS DE LAVRA
EM DUAS MINERAÇÕES
DE ESCALAS DE PRODUÇÕES DIFERENTES**

1 — INTRODUÇÃO

2 — SISTEMA

2.1 —

2.2 —

2.3 —

3 — PEDREIRA

3.1 —

3.2 —

3.3 —

3.4 —

3.5 —

3.6 —

4 — PEDREIRA

4.1 —

4.2 —

Expositor:

Eng.^o Wilson Molina Ribas
LAVRITA S/A

Coordenador:

Prof. Dr. Antonio Stellin Jr.
EPUSP — CMR

1 — INTRODUÇÃO

O objetivo deste trabalho é apresentar os custos de duas Pedreiras que operam em escalas industriais diferentes:

—Pedreira A — 30.000 m³/mês de brita

—Pedreira B — 60.000 m³/mês de brita

Ambas trabalham na exploração de Granito para fornecimento de brita às obras de construções civis e pavimentações.

Os dados de Custos Operacionais apresentados referem-se a números médios obtidos no 1º semestre de 1976, através dos Mapas de Custos Mensais.

Os cálculos dos investimentos e Depreciações das duas instalações foram atualizados, tomando-se por base os preços de equipamentos de Julho/76.

O sistema de Apropriação e Custos adotado nessas Pedreiras é o mesmo do trabalho apresentado no "I Simpósio de Mineração" e publicado no volume nº 32 de "Geologia e Metalurgia", sob o título "Sistema de Custos Operacionais em Lavra a Céu Aberto", do mesmo autor.

Este trabalho restringe-se somente aos Custos Operacionais e Custos Industriais, não foram considerados os Custos Comerciais e Financeiros.

O trabalho compõe-se das seguintes partes:

1 — INTRODUÇÃO

2 — SISTEMÁTICA DE CUSTO

2.1 — Custo Operacional

2.2 — Custo Industrial

2.3 — Mapas Auxiliares

3 — PEDREIRA A — PRODUÇÃO MÉDIA DE 30.000 M /MÊS

3.1 — Lavra

3.2 — Equipamentos

3.3 — Trabalho — Rendimentos

3.4 — Depreciação

3.5 — Mapas de Custos

3.6 — Custos por Elementos

4 — PEDREIRA B — PRODUÇÃO MÉDIA DE 40.000 M /MÊS

4.1 — Lavra

4.2 — Equipamentos

- 4.3 — Trabalho
- 4.4 — Depreciação
- 4.5 — Mapas de Custos
- 4.6 — Custos por Elementos

5 — CONCLUSÕES

2 — SISTEMÁTICA DE CUSTO

A sistemática de custo adotada apresenta a seguinte composição.

2.1 — CUSTOS OPERACIONAIS (Folhas 1 e 2)

Os Custos Operacionais Folhas 1 e 2 dos Mapas, referem-se a a resumos sintéticos dos Centros de Custos de participação direta na Produção.

O “Plano de Contas” com seus Centros de Custos e respectivas Contas, têm sua sequência de acordo com o fluxo de operações necessárias para a Produção, ou seja

Centro de Custo A — Preparação da Lavra

Centro de Custo B — Lavra — Perfuração Primária
Perfuração Secundária
Desmonte Primário
Desmonte Secundário
Carregamento
Transporte

Centro de Custo C — Britagem

Centro de Custo D — Rebritagem

Centro de Custo E — Expedição e Estocagem

A somatória desses Centros de custos nos dá o “Custo Operacional de Produção”.

2.2 — CUSTO INDUSTRIAL

O Custo Industrial é composto pela soma do “Custo Operacional” e a “Depreciação”.

2.3 — MAPAS AUXILIARES (Folhas 3 e 4)

Esses Mapas apresentam os Centros de Custos e suas respectivas Contas, com participação indireta na Produção.

(Centro de Custo — Serviços Auxiliares).

Apresentam também os Centros de Custos de Manutenção e Operação dos Equipamentos que nos permitem analisar individualmente o desempenho e a participação de cada equipamento na Produção assim como os seus custos unitários de operação.

3 — PEDREIRA A: PRODUÇÃO MÉDIA DE 30.000 M³/MÊS

A Pedreira apresenta as seguintes características de operação e equipamentos:

3.1 — LAVRA

As frentes em exploração estão com suas praças de trabalhos na cota — 10 m em relação a cota do pátio de britagem e a uma distância média de transporte de 300 m.

As bancadas são desenvolvidas com:

Furação	12 m
Inclinação	10 graus
Diâmetro	Ø 3"
Malha	2,5 m × 4,00 m
Explosivos	SL 45M — Rupturita Anfex — Rupturita SD—2 — Dupont Nitron — Dupont

É mantido permanentemente o trabalho de "Preparação da Lavra", referente a decapagem da Rocha.

3.2 — EQUIPAMENTOS

Perfuração

2 Compressores estacionários, Atlas Copco, modelo DT-4 de 600 pcm, cada.

1 Compressor portátil, Gardner Denver, modelo PR-600 de 600 pcm.

1 Carreta de Perfuração sobre esteiras, marca Atlas Copco, modelo Roc-601.

6 Perfuratrizes leves de bancadas e fogacho, marca Atlas Copco, modelo RH-571-3L.

Carregamento

3 Carregadeiras Caterpillar, modelo 966-C equipadas com caçambas de 3,06 m³ (4 jc).

Transporte

2 Caminhões fora de estrada, marca Rondon-Kockum, modelo RK-424, com capacidade de 23 ton.

Obs: Esse transporte é feito por Empreiteiro.

Auxiliares

- 1 Trator Caterpillar, modelo D-7, série F.
- 1 Carregadeira Caterpillar, modelo 950
(máquina em trabalho na Expedição)

Britagem

Os equipamentos de britagem são de marca Faço e apresentam o seguinte Esquema de Instalação.

(Anexo: Esquema de Instalação)

3.3 — *TRABALHO*

O trabalho tem apresentado os seguintes rendimentos:

Produção	— 30.983 m ³
Horas de Jornadas	— 308 Horas
Horas Produtivas	— 285 Horas
Rendimento Efetivo	— 100 m ³ /h
Rendimento Nominal	— 108 m ³ /h

3.4 — *DEPRECIAÇÃO*

Para cálculo da depreciação aplicamos a fórmula:

$$D = I_i - V_r : T$$

onde: D — Depreciação
 I_i — Investimento inicial
 V_r — Valor residual
 (20% de I_i)
 T — Tempo (mêses)

Foram aplicados três períodos: 4 anos (48 mêses), 5 anos (60 mêses) e 10 anos (120 mêses), ou seja:

48 meses	Cr\$ 3.968.643,00
Carregadeiras	Cr\$ 2.505.051,00
Auxiliar	Cr\$ 1.463.592,00
	Cr\$ 3.968.643,00

60 meses

Cr\$ 6.270.625,00

Ar Comprimido	Cr\$ 1.171.441,00
Perfuração	Cr\$ 1.074.184,00
Móveis e Utensílios	Cr\$ 30.000,00
Equip. Industriais	Cr\$ 3.995.000,00

120 meses

Cr\$ 2.405.500,00

Bases e Montagens	Cr\$ 850.000,00
Edificações	Cr\$ 307.500,00
Inst. Elétricas	Cr\$ 1.248.000,00

$$D = 3.968.643 - 793.728:48 = \text{Cr\$ } 66.144,00/\text{mês}$$

$$D = 6.270.625 - 1.254.125:125 = \text{Cr\$ } 83.608,00/\text{mês}$$

$$D = 2.405.500 - 481.100:120 = \text{Cr\$ } 16.036,00/\text{mês}$$

$$\text{Total da Depreciação} \quad \text{Cr\$ } 165.788,00/\text{mês}$$

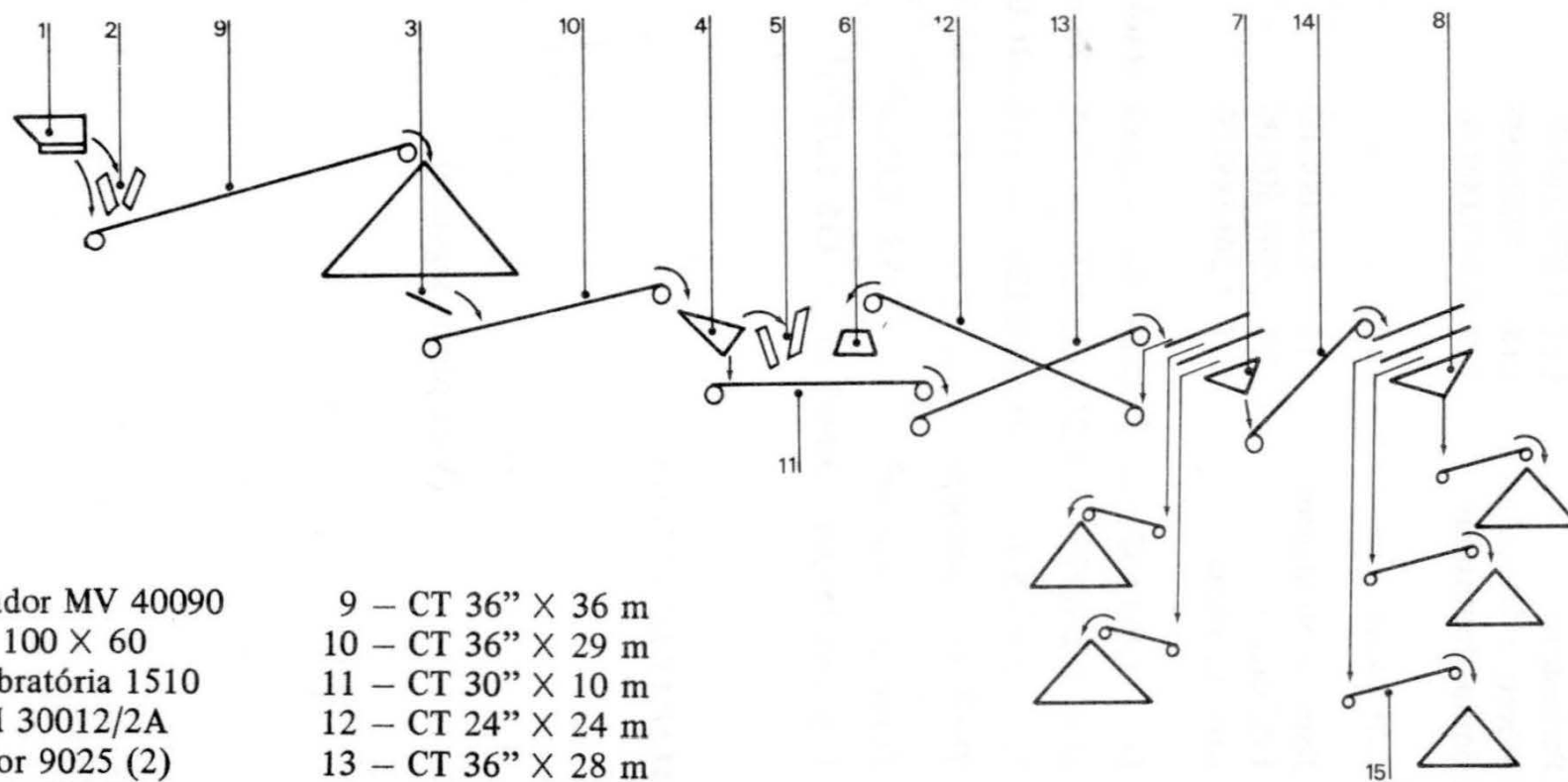
$$\text{Depreciação por m}^3 - \text{Cr\$ } 5,35/\text{m}^3$$

$$\text{Cr\$ } 165.788,00 : 30983 \text{ m}^3 = \text{Cr\$ } 5,35/\text{m}^3$$

3.5 — MAPAS DE CUSTOS

(Vide página seguinte)

ESQUEMA DE INSTALAÇÃO – PEDREIRA A



- 1 – Alimentador MV 40090
- 2 – Britador 100 X 60
- 3 – Calha Vibratória 1510
- 4 – Grelha M 30012/2A
- 5 – Rebritador 9025 (2)
- 6 – Rebritador 120-S
- 7 – Peneira MN 50020/2A
- 8 – Peneira MN 50020/3A

- 9 – CT 36" X 36 m
- 10 – CT 36" X 29 m
- 11 – CT 30" X 10 m
- 12 – CT 24" X 24 m
- 13 – CT 36" X 28 m
- 14 – CT 30" X 19 m
- 15 – CT 20" X 20 m (5)

CONTA	DI	DISCRIMINAÇÃO	PROD.	C/UNIT.	%	MATERIAIS	M. OBRA	ENC. SOC.	EQUIP. PROP.	SERV. TERC.	ENERG. ELET.	M. MEC-LUB.	MANUT. ELE.	COMB- LUB.	GASTOS GER.	RAT. ADMIN.	RAT. GERAL	TOTAIS
A : 1		TERRA REMOVIDA				—	—	—	34.657,18	—	—	—	—	—	—	1.684,93	—	36.342,11
A : 2		TERRA CARREGADA				—	—	—	11.388,30	—	—	—	—	—	—	1.684,93	—	13.073,23
A : 3		TERRA TRANSPORTADA				—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
A : 4		PONTA DE ATERRO				—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
A : 5		PERFURAÇÃO DE MOLEDO				—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
A : 6		DESMONTE				—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
TOTAL DO CENTRO DE CUSTO : A PREPARAÇÃO DA LAVRA			30 983	2,32	7	—	—	—	46.045,48	—	—	—	—	—	—	5.054,79	—	72.025,27
B : 1 : 1		PERFURAÇÃO PRIMÁRIA		1,55	5	—	—	—	45.601,38	—	—	—	—	—	—	2.527,40	—	48.128,78
B : 1 : 2		PERFURAÇÃO SECUNDÁRIA		1,74	5	—	—	—	51.623,21	—	—	—	—	—	—	2.527,39	—	54.150,60
TOTAL CONTAS B : 1 — PERFURAÇÃO			30 983	3,30	10	—	—	—	97.224,59	—	—	—	—	—	—	5.054,79	—	102.279,38
B : 2 : 1		DESMONTE PRIMÁRIO		3,82	12	108.645,60	5 090,85	2.290,88	—	—	—	—	—	—	—	2.527,40	—	118.554,73
B : 2 : 2		DESMONTE SECUNDÁRIO		2,12	6	59.049,40	2 766,91	1.245,11	—	—	—	—	—	—	—	2.527,39	—	65.588,81
TOTAL CONSTAS B : 2 — DESMONTE			30 983	5,94	18	167.695,00	7.857,76	3.535,99	—	—	—	—	—	—	—	5.054,79	—	184.143,54
B : 3 : 1		CARREGAMENTO		3,08	9	—	—	—	92.933,71	—	—	—	—	—	—	2.527,49	—	95.461,11
B : 3 : 2		TRANSPORTE		4,13	12	—	—	—	—	125.488,00	—	—	—	—	—	2.527,39	—	128.015,39
TOTAL CONTAS B : 3 — CARREG. TRANSP.			30 983	7,21	21	—	—	—	92.933,71	125.488,00	—	—	—	—	—	5.054,79	—	223.476,50
TOTAL DO CENTRO DE CUSTO : B LAVRA			30 983	16,45	49	167.695,00	7.857,76	3.535,99	190.158,30	125.488,00	—	—	—	—	—	15.164,37	—	509.899,42
C : 1		ALIMENTADOR 7.3.1				—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
C : 2		BRITADOR 7.2.1				—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
C : 3		C.T. 7.3.1				—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
C : 4		C.T. 7.3.2				—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
C : 5		C.T. 7.3.18				—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
TOTAL DO CENTRO DE CUSTO : C OPERAÇÃO — BRITAGEM			30.983	2,50	8	23.022,24	6.982,06	3.141,92	—	—	4.361,36	24.036,70	—	668,40	—	15.164,37	—	77.377,05

CUSTO OPERACIONAL

CUSTO TOTAL CR\$ 861.859,15
CUSTO UNITÁRIO CR\$ 27,81/ M3
CUSTO HORA CR\$ 2.780,19/ H

TRABALHO

PRODUÇÃO 30.983 m3
HORAS DE JORNADAS 310 H
HORAS TRABALHADAS 285 H
RENDIM. EFETIVO 100 M3/H
RENDIM. NOMINAL 109 M3/H

CUSTO INDUSTRIAL

CUSTO OPERACIONAL Cr\$ 861.859,15
DEPRECIACÃO Cr\$ 165.788,00 (16%)
CUSTO INDUSTRIAL Cr\$ 1.027.647,15
CUSTO UNITÁRIO Cr\$ 33,17/M3

Engenharia Consultoria e Projetos Ltda.

CUSTOS OPERACIONAIS

FL. 2/5

REF. MÊS Média de 1º Sem. 70

[illegible]

DISCRIMINAÇÃO MATERIAIS

LAVRITA S/C

Engenharia Consultoria e Projetos Ltda.

MAPAS AUXILIARES - CUSTOS OPERACIONAIS

FLS 3/5

REF.

MÊS Média

de 1º Sem. 76

CONTA	DISCRIMINAÇÃO	PRODUÇÃO	C. UNIT.	MATERIAIS	MÃO OBRA	ENC. SOC.	EQUIP. PROP.	SERV. TERC.	ENER. ELET.	M. MEC. LUB.	MANUT. ELE	COM. LUB.	GASTOS GER.	RAT. ADMIN.	RAT. GER.	TOTAIS
G:1	ADMINISTRAÇÃO			80,58	40.292,03	18.131,41	18.195,97	—	1.817,48	—	—	5.729,02	—	—	—	84.246,49
G:2	OFICINA MECÂNICA - LUBRIFIC.			10.273,23	20.148,59	9.066,87	—	—	1.090,49	—	—	589,93	—	6.739,73	—	47.908,84
G:3	OFICINA MANUT. IND. - LUBRIFIC.			10.755,21	19.200,07	8.640,03	464,28	—	1.090,48	—	—	—	—	5.054,79	—	45.204,87
G:4	OFICINA ELETRICA INDUSTRIAL			2.106,84	7.493,39	3.372,03	—	—	727,01	—	—	57,97	—	3.369,86	—	17.127,10
	TOTAL DO CENTRO DE CUSTO : G SERVIÇOS AUXILIARES	—	—	23.215,86	87.134,08	39.210,34	18.660,25	—	4.725,47	—	—	6.376,92	—	15.164,38	—	194.487,30
H:1	COMPRESSORES 1:1:1/2/5			340,00	—	—	—	625,00	—	—	—	—	—	—	—	965,00
H:15	COMPRESSORES PR-600 6:1:6			4.240,00	—	—	—	—	—	2.126,00	—	—	—	—	—	6.366,00
H:2	ROCK - DRILL 6:2:1			1.298,78	—	—	—	—	—	2.216,11	—	—	—	—	—	3.514,89
H:3	MARTELETES 6:3:13/37			3.176,09	—	—	—	—	—	234,22	—	—	—	—	—	3.410,31
H:4	CARREGADEIRA 966 - 8:2:6			2.509,09	—	—	—	—	—	6.044,97	—	—	—	—	—	8.554,06
H:5	CARREGADEIRA 966 - 8:2:7			5.129,51	—	—	—	—	—	7.927,55	—	—	—	—	—	13.057,06
H:6	CARREGADEIRA 966 - 8:2:8			2.318,11	—	—	—	—	—	6.756,75	—	—	—	—	—	9.074,86
H:7	CARREGADEIRA 966 - 8:2:			—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	TOTAL CARREG. 966			9.956,71	—	—	—	—	—	20.729,27	—	—	—	—	—	30.685,98
H:8	CARREGADEIRA 950 8:2:5			6.716,18	—	—	—	—	—	5.324,00	—	—	—	—	—	12.016,42
H:9	TRATOR CAT. 07 8:3:1			4.841,79	—	—	—	—	—	15.303,00	—	—	—	—	—	20.144,49
H:10	CAM. F600 - GUINCHO 8:1:3			15.303,00	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
H:11	CAM. FNM - BASO 8:1:4			—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
H:12	PERUA RURAL 8:1:1			356,40	—	—	—	—	—	500,00	—	—	—	—	—	856,40
H:13	PICK - UP F-350 8:1:2			1.557,98	—	—	—	—	—	1.000,00	—	—	—	—	—	2.557,98
H:14	KOMBI 8:1:5			1.173,14	—	—	—	—	—	500,00	—	—	—	—	—	1.673,14
	TOTAL DO CENTRO DE CUSTO : H MANUT. EQUIPAMENTOS MÓVEIS	—	—	33.657,01	—	—	—	625,00	—	47.908,84	—	—	—	—	—	82.190,85
1:1	COMPRESSORES 6:1:1/2/5	557 H	27,37	—	1.417,70	637,97	—	—	10.541,41	965,00	—	—	—	1.684,93	—	15.247,01
1:15	COMPRESSORES PR-600 6:1:6	198 H	87,52	—	—	—	—	—	—	6.366,00	—	9.278,08	—	1.684,93	—	17.329,01
1:2	ROCK - DRILL 6:2:1	2133 m	21,37	6.050,00	10.873,48	4.893,07	17.329,01	—	—	3.514,89	—	1.256,00	—	1.684,93	—	45.601,38
1:3	MARTELETES 6:3:13/37	8442 m	6,11	7.300,67	15.489,86	6.970,44	15.247,01	—	—	3.410,31	—	1.520,00	—	1.684,93	—	51.623,21
1:4	CARREGADEIRA 966 8:2:6	256 H	123,02	6.000,00	4.695,04	2.112,77	—	—	—	8.554,06	—	8.447,02	—	1.684,93	—	31.493,82
1:5	CARREGADEIRA 966 8:2:7	213 H	164,76	6.000,00	3.906,42	1.757,81	—	—	—	13.057,06	—	8.689,56	—	1.684,93	—	35.095,78
1:6	CARREGADEIRA 966 8:2:8	328 H	115,03	6.000,00	6.018,81	2.708,51	—	—	—	9.074,86	—	12.245,20	—	1.684,93	—	37.732,41
1:7	CARREGADEIRA 966 8:2:	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	TOTAL OPER. CARREG. 966	797 H	130,90	18.000,00	14.620,37	6.579,09	—	—	—	30.685,98	—	29.381,78	—	5.054,79	—	104.322,01
1:8	CARREGADEIRA 950 8:2:5	221 H	119,24	3.500,00	2.569,60	1.156,05	—	—	—	12.016,42	—	5.425,20	—	1.684,93	—	26.351,60
1:9	TRATOR CAT. 07 8:3:1	195 H	177,73	2.725,40	2.460,76	1.107,34	—	—	—	20.144,79	—	6.533,96	—	1.684,93	—	34.657,18
1:10	CAM. F600 - GUINCHO 8:1:3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	464,28	—	—	—	464,28
1:11	CAM. FNM - BASO 8:1:4	—	—	—	—	—	—	—	—	856,40	—	—	—	—	—	—
1:12	PERUA RURAL 8:1:1	2724 Km	3,14	—	2.559,49	1.151,77	—	—	—	2.557,92	—	821,23	—	—	—	1.677,63
1:13	PICK - UP F-350 8:1:2	4993 Km	1,59	—	2.750,00	1.237,60	—	—	—	1.673,14	—	2.288,22	—	—	—	8.557,39
1:14	KOMBI 8:1:5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2.300,31	—	—	—	7.960,95
	TOTAL DO CENTRO DE CUSTO : I OPERAÇÃO DE EQUIPAMENTOS MÓVEIS	—	—	37.576,07	52.740,65	23.733,23	32.576,02	—	10.541,41	82.190,85	—	59.269,06	—	15.164,37	—	318.791,65

Engenharia Consultoria e Projetos Ltda.

MAPAS AUXILIARES – CUSTOS OPERACIONAIS

FL. 4/5

REF. MÊS Média de 1º Sem. 76

[illegible]

3.6 — CUSTOS POR ELEMENTOS

Os Elementos de Custos dos “Mapas de Custos — Pedreira A” apresentam os seguintes valores e incidências:

<i>Materiais e Componentes</i>	Cr\$	349.585,64	34%
Consumo	Cr\$	306.738,81	
Manutenção	Cr\$	42.846,83	
<i>Mão de Obra</i>	Cr\$	179.706,27	18%
Direta	Cr\$	99.572,19	
Indireta	Cr\$	87.134,08	
<i>Encargos Sociais s/M.C.</i>	Cr\$	80.867,75	8%
Direto	Cr\$	41.657,41	
Indireto	Cr\$	39.210,34	
<i>Serviços de Terceiros</i>	Cr\$	147.038,00	14%
Transportes Internos	Cr\$	146.413,00	
Assist. Tec. Manut.	Cr\$	625,00	
<i>Energia Elétrica</i>	Cr\$	36.349,00	3%
<i>Combustíveis e Lubrificantes</i>	Cr\$	68.312,38	7%
<i>Depreciação</i>	Cr\$	165.788,99	16%
<i>Custo Industrial</i>	Cr\$	1.027.647,15	100%

4 — PEDREIRA B: PRODUÇÃO MÉDIA DE 60.000 M³/MÊS

A Pedreira em questão iniciou sua operação há 2 anos e apresenta as seguintes características e equipamentos:

4.1 — LAVRA

O maciço rochoso tem aproximadamente as seguintes dimensões:

Comprimento	1 500 m
Largura	500 m
Altura	180 m
Inclinação	40 a 45 graus

É totalmente desprovido de capeamento o que dificultou a abertura de acessos para as bancadas.

Sua exploração está sendo feita através de 4 bancadas superpostas, de 15 m de altura cada com 160 m de largura e o material desmontado é jogado para o pátio inferior, por trator.

A Praça de carregamento está no mesmo nível do pátio de britagem e a uma distância média de 80 m.

As bancadas são desenvolvidas com:

Furação	15 m
Inclinação	10 graus
Diâmetro	Ø 3"
Malha	2,5 m × 7 m
Explosivos	SD-2 Dupont Nitron Dupont

4.2 — EQUIPAMENTOS

Perfuração

- 3 Compressores estacionários, Atlas Copco, modelo DT-4 de 600 pcm cada.
- 2 Carretas de Perfuração, sobre esteiras, marca Atlas Copco, modelo Roc 301.
- 6 Perfuratrizes leves de bancadas e fogachos marcas Atlas Copco, modelo RH-571-3L.

Carregamento

- 2 Carregadeiras Caterpillar, modelo 988 equipadas com caçambas de 4,60 m³ (6 jc).

Transporte

- 2 Caminhões fora de estrada, marca Euclid, modelo R-35, com capacidade de 35 ton.

Auxiliares

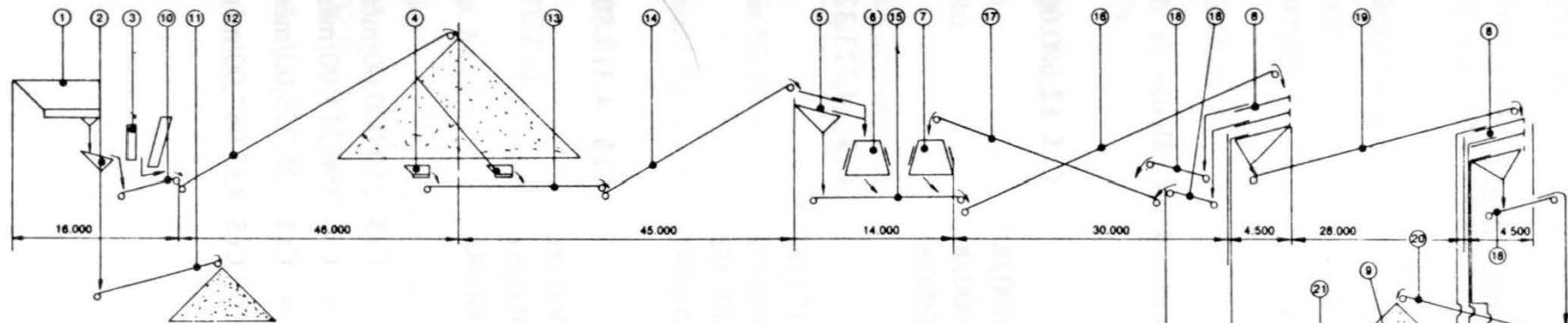
- 1 Trator Komatzo, modelo 155-A
- 1 Carregadeira Caterpillar, modelo 930
(máquina em trabalho na Expedição)

Britagem

Os equipamentos de britagem são de marca Faço-Allis e apresentam o seguinte esquema de instalação.

(anexo: Esquema de Instalação)

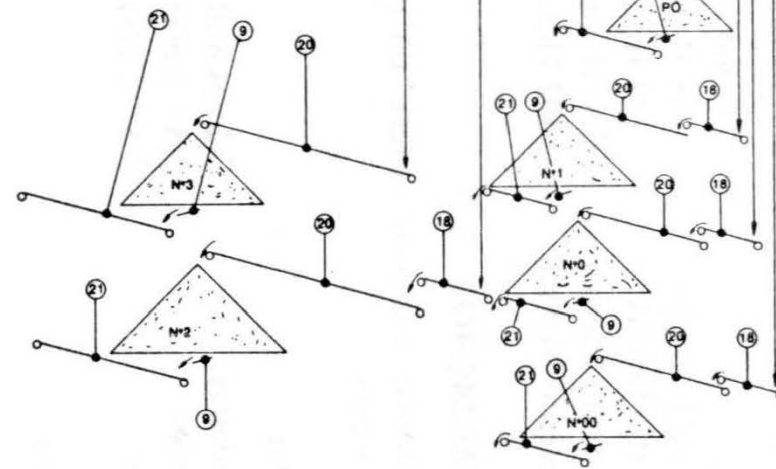
ESQUEMA DE INSTALAÇÃO – PEDREIRA B



ESQUEMA DE INSTALAÇÃO DA PEDREIRA

EQUIPAMENTOS SEGUINDO O FLUXOGRAMA

- 1 - ALIMENTADOR VIBRATÓRIO - V-60120 25 + 12 HP
- 2 - PENEIRA VIBRATÓRIA - 25010/1A 5 HP - POLIA, CORREIA E BASE
- 3 - BRITADOR - 150120 - 200 HP (ANÊIS) - POLIA, CORREIA E TRILHO
- 4 - 2 ALIMENTADORES VIBRATÓRIOS - V-40090 10 + 3 HP
- 5 - PENEIRA VIBRATÓRIA - M 40015/2A 20 HP - POLIA, CORREIA E BASE
- 6 - HYDROCONE - 1560 - 300 HP - POLIA, CORREIA E BASE
- 7 - HYDROCONE - 460 - 300 HP - POLIA, CORREIA E BASE
- 8 - 4 PENEIRAS VIBRATÓRIAS - 50020/3A 20 HP - CORREIA, POLIA E BASE
- 9 - 6 CALHAS VIBRATÓRIAS - 1005 CV - 1,5 HP
- 10 - TRANSPORTADORA - 42" X 6 m - 7,5 HP
- 11 - TRANSPORTADORA - 20" X 15 m - 5,0 HP - C/PASSADIÇO E COBERTURA INFERIOR
- 12 - TRANSPORTADORA - 42" X 45 m - 50 HP - C/APOIO, PASSADIÇO E COBERTURA INFERIOR
- 13 - TRANSPORTADORA - 42" X 30 m - 15 HP - C/COBERTURA INFERIOR
- 14 - TRANSPORTADORA - 42" X 30 m - 40 HP - C/COBERTURA INFERIOR E PASSADIÇO
- 15 - TRANSPORTADORA - 42" X 12 m - 10 HP
- 16 - TRANSPORTADORA - 42" X 35 m - 50 HP - C/PASSADIÇO E COBERTURA INFERIOR
- 17 - TRANSPORTADORA - 30" X 28 m - 10 HP - C/PASSADIÇO E COBERTURA INFERIOR
- 18 - 7 TRANSPORTADORAS - 20" X 6 m - 3 HP - C/COBERTURA INFERIOR
- 19 - 2 TRANSPORTADORAS - 30" X 35 m - 12 HP - C/PASSADIÇO E COBERTURA INFERIOR
- 20 - 6 TRANSPORTADORAS - 20" X 28 m - 6 HP - C/PASSADIÇO E COBERTURA INFERIOR
- 21 - 6 TRANSPORTADORAS - 20" X 26 m - 6 HP - C/PASSADIÇO E COBERTURA INFERIOR
- 22 - 6 SILOS DE CARGA - CAP. 12 m³



4.3 — *TRABALHO*

Os trabalhos têm apresentado os seguintes dados:

Produção	— 60.069 m ³
Horas de Jornadas	— 265 Horas
Horas Produtivas	— 199 Horas
Rendimento Efetivo	— 226 Horas
Rendimento Normal	— 302 Horas

4.4 — *DEPRECIAÇÃO*

Aplicando-se o mesmo critério do item 3.4 no cálculo de depreciação temos:

48 meses Cr\$ 12.600.000,00

Carregadeiras	Cr\$ 4.800.000,00
Caminhões	Cr\$ 5.600.000,00
Auxiliar	Cr\$ 2.200.000,00

60 meses Cr\$ 14.723.321,00

Ar Comprimido	Cr\$ 1.171.471,00
Perfuração	Cr\$ 1.631.650,00
Móveis e Utensílios	Cr\$ 40.000,00
Equip. Industriais	Cr\$ 11.880.200,00

120 meses Cr\$ 4.313.500,00

Bases e Montagens	Cr\$ 1.550.000,00
Edificações	Cr\$ 517.500,00
Inst. Elétricas	Cr\$ 1.746.000,00

$$D = 12.600.000 - 2.520.000 : 48 = \text{Cr\$ } 210.000,00/\text{mês}$$

$$D = 14.723.321 - 2.944.664 : 60 = \text{Cr\$ } 196.311,00/\text{mês}$$

$$D = 4.313.500 - 862.700 : 120 = \text{Cr\$ } 28.756,00/\text{mês}$$

$$\text{Total da Depreciação} \quad \text{Cr\$ } 435.067,00/\text{mês}$$

4.5 — *MAPAS DE CUSTOS*

(Anexos)

4.6 — CUSTOS POR ELEMENTOS

Os Elementos de Custos dos “Mapas de Custos — Pedreira B”, têm os seguintes valores:

<i>Materiais e Componentes</i>	Cr\$ 369.288,00	28%
Consumo	Cr\$ 245.254,00	
Manutenção	Cr\$ 124.134,00	
<i>Mão de Obra</i>	Cr\$ 214.980,00	16%
Direta	Cr\$ 77.152,00	
Indireta	Cr\$ 137.828,00	
<i>Encargos Sociais</i>	Cr\$ 128.404,00	9%
Direto	Cr\$ 46.246,00	
Indireto	Cr\$ 82.158,00	
<i>Serviços de Terceiros</i>	Cr\$ 32.953,00	2%
Assist. Tec. Manut.	Cr\$ 32.953,00	
<i>Energia Elétrica</i>	Cr\$ 53.390,00	4%
<i>Combustíveis e Lubrificantes</i>	Cr\$ 64.566,00	5%
<i>Depreciação</i>	Cr\$ 435.067,00	33%
<i>SUB TOTAL</i>	Cr\$ 1.298.648,00	
<i>Transp. Externo</i>	(- Cr\$ 38.370,00)	(3)
(Rateios: Administração, Oficina)		
<i>CUSTO INDUSTRIAL</i>	Cr\$ 1.260.278,00	

CUSTO OPERACIONAL

CUSTO TOTAL (A – E)	<u>CR\$ 825.211,00</u>
CUSTO UNITÁRIO	<u>CR\$ 13,74 / m³</u>

CUSTO INDUSTRIAL

CUSTO OPERACIONAL	<u>CR\$ 825.211,00</u>
DEPRECIAÇÃO (35%)	<u>CR\$ 435.067,00</u>
EXAUSTÃO	<u> </u>
CUSTO TOTAL INDUST.	<u>CR\$ 1.260.278,00</u>
CUSTO UNIT. INDUST.	<u>CR\$ 20,98 / m³</u>

TRABALHO

PRODUÇÃO	<u>60.069 m³</u>
HORAS JORNADAS	<u>265 H</u>
HORAS TRABALHADAS	<u>199 H</u>
RENDIMENTO EFETIVO	<u>226 m³ / H</u>
RENDIMENTO NOMINAL	<u>302 m³ / H</u>

CUSTOS OPERACIONAIS

FL 1

REF.	MÊS	Custo Médio
------	-----	-------------

de 1º Sem/76

[illegible]

LAVRITA S/C
Engenharia Consultoria e Projetos Ltda.

CUSTOS OPERACIONAIS

FL 2

REF.

MÊS.....Custo Médio.....

de 1º Sem. 76

CONTA	DISCRIMINAÇÃO	PRODUÇÃO	C. UNIT.	%	MATERIAIS	MÃO OBRA	ENC. SOC.	EQUIP.PROP.	SERV. TERC.	ENER. ELET.	M. MEC. LUB.	MANUT. ELE	COMB-LUB.	GASTOS G.	RAT. ADMIN.	RAT.GERAIS		TOTAIS
D : 1	ALIMENTADOR 3.2.2																	
D : 2	ALIMENTADOR 3.2.3																	
D : 3	C.T. 42" x 20 m 3.4.3																	
D : 4	C.T. 42" x 36 m 3.4.4																	
D : 5	PENEIRA 3.3.2																	
D : 6	HIDROCOME 15 – 60 3.1.2																	
D : 7	HIDROCOME 7 – 60 3.1.3																	
D : 8	C.T. 42" x 12 m 3.4.5																	
D : 9	C.T. 42" x 35 m 3.4.6																	
D : 10	PENEIRA 3.3.3																	
D : 11	PENEIRA 3.3.4																	
D : 12	C.T. 20" x 7 m 3.4.11																	
D : 13	C.T. 20" x 8 m 3.4.10																	
D : 14	C.T. 30" x 8 m 3.4.25																	
D : 15	C.T. 30" x 33 m 3.4.7																	
D : 16	C.T. 20" x 28 m 3.4.17																	
D : 17	CALHA VIBRATÓRIA 3.2.4																	
D : 18	C.T. 20" x 26 m 3.4.18																	
D : 19	C.T. 20" x 25 m 3.4.12																	
D : 20	CALHA VIBRATÓRIA 3.2.5																	
D : 21	C.T. 20" x 26 m 3.4.19																	
D : 22	C.T. 30" x 37 m 3.4.8																	
D : 23	C.T. 30" x 37 m 3.4.9																	
D : 24	PENEIRA 3.3.5																	
D : 25	PENEIRA 3.3.6																	
D : 26	C.T. 20" x 7 m 3.4.26																	
D : 27	C.T. 20" x 7 m 3.4.27																	
D : 28	C.T. 20" x 7 m 3.4.28																	
D : 29	C.T. 20" x 30 m 3.4.15																	
D : 30	CALHA VIBRATÓRIA 3.2.6																	
D : 31	C.T. 20" x 26 m 3.4.20																	
D : 32	C.T. 20" x 25 m 3.4.13																	
D : 33	CALHA VIBRATÓRIA 3.2.7																	
D : 34	C.T. 20" x 26 m 3.4.21																	
D : 35	C.T. 20" x 30 m 3.4.16																	
D : 36	CALHA VIBRATÓRIA 3.2.8																	
D : 37	C.T. 20" x 26 m 3.4.22																	
D : 38	C.T. 20" x 7 m 3.4.29																	
D : 39	C.T. 20" x 25 m 3.4.14																	
D : 40	CALHA VIBRATÓRIA 3.2.9																	
D : 41	C.T. 20" x 26 m 3.4.25																	
TOTAL DO CENTRO DE CUSTO : D OPERAÇÃO DA REBRITAGEM		60.069	3.62	17	14.014,00	6.973,00	4.137,00	—	—	25.867,00	144.277,00	—	2.741,00	—	12.741,00	—	19.348,00	217.412,00
E : 1	CARREGAMENTO																	
E : 2	TRANSPORTE INTERNO																	
E : 3	EMPILHAMENTO																	
TOTAL DO CENTRO DE CUSTO : E ESTOCAGEM E EMBARQUE		60.069	10.85	4	—	6.190,00	3.714,00	37.436,00	—	—	—	—	—	—	—	—	3.870,00	51.210,00

CONTA	DISCRIMINAÇÃO	PRODUÇÃO	CUSTO UNIT.	MATERIAIS	MÃO OBRA	ENC. SOC.	EQUIP. PROP.	SERV. TERC.	ENER. ELET.	M. MEC.—LUB.	MANUT. ELET.	COMB. LUB.	GASTOS GER.	RAT. ADMIN.	RAT. GERAIS	TOTAIS
G : 1	ADMINISTRAÇÃO			6.053,00	36.750,00	22.710,00	5.608,00	3.244,00	3.244,00	—	1.109,00	1.109,00	2.947,00	—	—	98.465,00
G : 2	OFICINA MECÂNICA—LUBRIFICAÇ.			6.748,00	39.501,00	23.701,00	202,00	573,00	2.812,00	—	—	936,00	588,00	6.772,00	—	81.833,00
G : 3	OFICINA MANT. IND.			15.521,00	44.241,00	26.545,00	6.118,00	959,00	2.812,00	—	—	718,00	—	6.772,00	—	103.686,00
G : 4	OFICINA MANT. IND. ELÉTRICA			3.659,00	15.336,00	9.202,00	—	32,00	1.125,00	—	—	—	—	3.870,00	—	33.224,00
G : 5	SERVIÇOS GERAIS			—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
TOTAL DO CENTRO DE CUSTO : G SERVIÇOS AUXILIARES				31.981,00	137.828,00	82.158,00	11.928,00	17.608,00	9.993,00	—	—	2.763,00	3.535,00	17.414,00	—	315.208,00
H : 1	COMPRESSORES 1.1.1/3			575,00	—	—	—	145,00	—	158,00	—	—	—	—	—	878,00
H : 2	ROCK-DRILL-301 1.2.1/2			21.118,00	—	—	—	—	—	60,00	—	—	—	—	—	2.178,00
H : 3	MATELETES 1.3.1(9)			2.186,00	—	—	—	—	—	984,00	—	—	—	—	—	3.170,00
H : 4	CARREGADEIRA—CAT-988 2.1.1.			11.652,00	—	—	—	585,00	—	6.975,00	—	—	—	—	—	19.212,00
H : 5	CARREGADEIRA—CAT-988 2.1.2			13.495,00	—	—	—	1.664,00	—	6.602,00	—	—	—	—	—	21.761,00
H : 6	CARREGADEIRA—CAT-930 2.1.3			5.531,00	—	—	—	527,00	—	4.455,00	—	—	—	—	—	10.513,00
H : 7	CARREGADEIRA-YALE 250A			3.483,00	—	—	—	357,00	—	2.139,00	—	—	—	—	—	5.979,00
H : 8	CAMINHÃO-EUCLID R-35 2.2.1			5.986,00	—	—	—	903,00	—	2.348,00	—	—	—	—	—	9.237,00
H : 9	CAMINHÃO-EUCLID R-35 2.2.2			4.556,00	—	—	—	587,00	—	3.647,00	—	—	—	—	—	8.790,00
H : 10	TRATOR KOMATSU-D-155A 2.3.1			22.483,00	—	—	—	755,00	—	12.563,00	—	—	—	—	—	35.801,00
H : 11	TRATOR A-CHALMERS-HD16 2.3.2			—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
H : 12	TRATOR CAT. D 2.3.3			—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
H : 13	PICK-UP CHEVROLET 4.1.1			825,00	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	825,00
H : 14	MASSEY-FERGUNSON 2.1.5			616,00	—	—	—	—	—	1.187,00	—	—	—	—	—	1.802,00
H : 15	GRUPO GERADOR			—	—	—	94,00	—	—	—	—	—	—	—	—	94,00
H : 16	CARREG. CAT 988 2.1.6			1.689,00	—	—	—	—	—	1.835,00	—	—	—	—	—	3.524,00
H : 17	COMPRESSOR VT-6 1.1.4			56,00	—	—	—	313,00	—	—	—	—	—	—	—	369,00
H : 18	TROJAN 2.1.7			909,00	—	—	—	—	—	113,00	—	—	—	—	—	1.022,00
H : 19	GERADOR TOSHIBA			71,00	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	71,00
TOTAL DO CENTRO DE CUSTO : H MANUTENÇÃO DOS EQUIP. MÓVEIS				76.230,00	—	—	—	5.930,00	—	43.066,00	—	—	—	—	—	125.226,00
I : 1	COMPRESSORES 1.1.1/3	624 : H	24,05	—	1.192,00	715,00	—	—	9.429,00	4.878,00	—	148,00	1.680,00	968,00	—	15.010,00
I : 2	ROCK-DRILL-301 1.2.1/2	2.260 : m	12,41	6.196,00	7.111,00	4.267,00	5.491,00	—	—	2.178,00	—	886,00	—	1.935,00	—	28.064,00
I : 3	MATELETES 1.3.1(9)	7.836 : m	5,43	5.843,00	13.799,00	8.279,00	9.519,00	—	—	3.170,00	—	40,00	—	1.935,00	—	42.575,00
I : 4	CARREGADEIRA-CAT 988 2.2.1	217 : H	240,00	11.605,00	4.566,00	2.740,00	—	—	—	19.212,00	—	11.979,00	—	1.908,00	—	52.010,00
I : 5	CARREGADEIRA-CAT 988 2.1.2	266 : H	244,00	18.357,00	5.578,00	3.347,00	—	—	—	21.761,00	—	14.016,00	—	1.908,00	—	64.967,00
I : 6	CARREGADEIRA-CAT 930 2.1.3	316 : H	76,00	2.315,00	3.467,00	2.080,00	—	—	—	10.513,00	—	4.386,00	—	1.136,000	—	23.897,00
I : 7	CARREG.-YALE 250 2.1.4	—	—	413,00	133,00	80,00	—	—	—	5.979,00	—	284,00	—	643,00	—	7.532,00
I : 8	CAMINHÃO-EUCLID R-35 2.2.1	263 : H	94,00	3.394,00	3.812,00	2.287,00	—	—	—	9.237,00	—	4.176,00	—	1.935,00	—	24.841,00
I : 9	CAMINHÃO-EUCLID R-35 2.2.2	189 : H	122,00	4.048,00	2.806,00	1.684,00	—	—	—	8.790,00	—	3.771,00	—	1.935,00	—	23.034,00
I : 10	TRATOR KOMATSU-D-155A 2.3.1	199 : H	285,00	—	5.973,00	3.584,00	—	—	—	35.801,00	—	9.429,00	—	2.012,00	—	56.799,00
I : 11	TRAT. A-CHALMERS-HD-16 2.3.2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
I : 12	TRATOR CAT. D 2.3.3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
I : 13	PICK-UP CHEVROLET 4.1.1	4.146 Km	1,33	119,00	1.551,00	931,00	—	—	—	824,00	—	2.098,00	—	—	—	5.524,00
I : 14	GRUPO GERADOR	—	—	9,00	583,00	350,00	—	—	—	1.802,00	—	477,00	—	934,00	—	4.164,00
I : 15	CARREG. CAT-988 2.1.6	—	—	—	—	—	—	—	—	94,00	—	—	—	—	—	94,00
I : 16	CARREG. CAT-988 2.1.6	—	—	1.345,00	2.616,00	1.570,00	—	—	—	3.524,00	—	6.833,00	—	495,00	—	16.383,00
I : 17	COMPRESSOR VT-6 1.1.4	—	—	—	—	—	—	—	—	369,00	—	—	—	—	—	369,00
I : 18	TROJAN 2.1.7	—	—	358,00	350,00	210,00	—	—	—	1.022,00	—	185,00	—	—	—	2.125,00
I : 19	GERADOR TOSHIBA	—	—	—	—	—	—	—	—	71,00	—	—	—	—	—	71,00
TOTAL DO CENTRO DE CUSTO : I OPERAÇÃO DOS EQUIP. MÓVEIS				54.002,00	53.537,00	32.124,00	15.010,00	—	9.429,00	125.226,00	—	58.708,00	1.680,00	17.753,00	—	367.469,00

CONTA	DISCRIMINAÇÃO	PRODUÇÃO	CUSTO UNIT.	MATERIAIS	MÃO OBRA	ENC. SOC.	EQUIP. PROP.	SERV. TERC.	ENER. ELÉT.	M.MEC-LUB.	MANUT.ELET	COMB-LUB.	GASTOS GER.	RAT. ADMIN.	RAT. GERAIS	TOTAIS
J:1	ALIMENTADOR 3.2.1															
J:2	PENEIRA 3.3.1															
J:3	BRITADOR 3.1.1															
J:4	C.T. 20" x 15 m 3.4.24															
J:5	C.T. 48" x 6 m 3.4.1															
J:6	C.T. 42" x 45 m 3.4.2															
TOTAL DO CENTRO DE CUSTO : J MANUTENÇÃO DA BRITAGEM		—	—	10.542,00	—	—	—	1.037,00	—	28.406,00	9.960,00	—	—	—	—	49.953,00
K:1	ALIMENTADOR 3.2.2															
K:2	ALIMENTADOR 3.2.3															
K:3	C.T. 42" x 20 m 3.4.3															
K:4	C.T. 42" x 36 m 3.4.4															
K:5	PENEIRA 3.3.2															
K:6	HIDROCONTE 15 — 60 3.1.2															
K:7	HIDROCONTE 7 — 60 3.1.3															
K:8	C.T. 42" x 12 m 3.4.5															
K:9	C.T. 42" x 35 m 3.4.6															
K:10	PENEIRA 3.3.3															
K:11	PENEIRA 3.3.4															
K:12	C.T. 20" x 7 m 3.4.11															
K:13	C.T. 20" x 8 m 3.4.10															
K:14	C.T. 30" x 8 m 3.4.25															
K:15	C.T. 30" x 33 m 3.4.7															
K:16	C.T. 30" x 28 m 3.4.17															
K:17	CALHA VIBRATÓRIA 3.2.4															
K:18	C.T. 20 x 16 m 3.4.18															
K:19	C.T. 20" x 25 m 3.4.12															
K:20	CALHA VIBRATÓRIA 3.2.5															
K:21	C.T. 20" x 26 m 3.4.19															
K:22	C.T. 30" x 37 m 3.4.8															
K:23	C.T. 30" x 37 m 3.4.9															
K:24	PENEIRA 3.3.5															
K:25	PENEIRA 3.3.6															
K:26	C.T. 20" x 7 m 3.4.26															
K:27	C.T. 20" x 7 m 3.4.27															
K:28	C.T. 20" x 7 m 3.4.28															
K:29	C.T. 20" x 30 m 3.4.15															
K:30	CALHA VIBRATÓRIA 3.2.6															
K:31	C.T. 20" x 25 m 3.4.20															
K:32	C.T. 20" x 25 m 3.4.13															
K:33	CALHA VIBRATÓRIA 3.2.7															
K:34	C.T. 20" x 26 m 3.4.21															
K:35	C.T. 20" x 30 m 3.4.16															
K:36	CALHA VIBRATÓRIA 3.4.8															
K:37	C.T. 20" x 26 m 3.4.22															
K:38	C.T. 20" x 7 m 3.4.29															
K:39	C.T. 20" x 25 m 3.4.14															
K:40	C.T. 20" x 25 m 3.4.14															
TOTAL DO CENTRO DE CUSTO : K MANUTENÇÃO DA REBRITAGEM		—	—	37.362,00	—	—	—	8.378,00	—	75.280,00	23.257,00	—	—	—	—	144.277,00

5 — CONCLUSÕES

Reunindo-se os dados de Custos obtidos nos Mapas das Pedreiras A e B, temos:

CENTROS DE CUSTOS	PEDREIRA A		PEDREIRA B	
	Cr\$/m ³	%	Cr\$/m ³	%
A—PREPARAÇÃO DA LAVRA	2,32	7	—	—
Perfuração Primária	1,55	5	0,51	2
Perfuração Secundária	1,74	5	0,76	4
Desmonte Primário	3,82	12	2,00	9
Desmonte Secundário	2,12	6	0,32	2
Remoção	—	—	0,97	5
Carregamento	3,08	9	2,15	10
Transporte	4,13	12	0,83	4
B—LAVRA	16,45	49	7,55	36
C—BRITAGEM	2,50	8	1,71	8
D—REBRITAGEM	5,03	15	3,62	17
E—EXPEDIÇÃO	1,50	5	0,85	4
DEPRECIAÇÃO	5,35	16	7,24	33
CUSTO INDUSTRIAL	33,17	—	20,98	—

E concluímos:

- 1 — O dimensionamento das bocas dos britadores, Pedreira A 1,00 m × 0,60 m e Pedreira B 1,50 m × 1,20 m é principal fator que determina a diferença de custo unitário (Cr\$/m³) na Perfuração e Desmonte.
- 2 — Quanto maior o dimensionamento do equipamento, menor seu Custo Operacional.
- 3 — O custo da Pedreira B (60.000 m³/mês) é 37% mais baixo que o custo da Pedreira A (30.000 m³/mês).
- 4 — O investimento da Pedreira A (Cr\$ 12.644.768,00) é 40% menor do que o investimento da Pedreira B (Cr\$ 31.636.821,00).

Eng. Wilson Molina Ribas

DEBATES

PERGUNTA —Eng. Neuclair Martins Pereira

Primeiramente quero cumprimentar o conferencista pela brilhante conferência que fez e pelos dados que apresentou, bastante interessante. Conheço bastante o trabalho do Molina, inclusive com mais detalhes dos que foram apresentados aqui e dos dados que possui a respeito dos diversos custos de pedreiras e a importância que tem.

Gostaria apenas de frizar que este tipo de trabalho apresentado neste simpósio tem um grande mérito que é o de possibilitar àqueles que trabalham em projeto e em Operação propriamente dita. Os de projeto com o fim de permitir, fazer um projeto decente e estimar os seus custos, enfim ter dados básicos de projetos.

SUGESTÃO:

Este tipo de trabalho, para quem vai trabalhar em projeto de mineração, é extremamente útil e realmente eu gostaria que muitos dos trabalhos aqui apresentados, e os que fossem apresentados em simpósios de mineração tivessem este tipo de trabalho, saindo assim dos temas bastante políticos e bastante polêmicos.

Eu acho que os simpósios de mineração deveriam ter este tipo de trabalho para podermos trabalhar com eles.

E obviamente quem trabalha em mineração terá condições de poder comparar as suas condições com os trabalhos apresentados e poder tirar as conclusões sobre o que deve fazer em termos de otimização, nas suas operações.

Sobre as conclusões tiradas eu acho que primeiro notamos claramente que infeliz do consumidor de pedra britada que terá que pagar sempre pelo preço maior.

Ele terá que pagar pela pedreira de 30.000 m³ e não pela de 60.000 m³ ou 120.000 ou maiores. Então acho que não se deveria nivelar os preços por cima e nem por baixo, o que seria conveniente para o consumidor.

Este talvez seja um dos fatores que contribuem para os elevados custos em construções civis no Brasil, que tem muitas pedreiras pequenas.

Alguns aspectos que não foram ressaltados aqui, talvez valesse a pena vermos.

Pela descrição dos equipamentos utilizados, me parece que os mesmos equipamentos são utilizados na carga, no transporte da primeira e da segunda. São 2 caminhões de 35 ton em ambas as pedreiras?

RESPOSTA — Não. Na pedreira de 30.000 é o caminhão de 23 ton, da RONDON. E o outro, é de 35 ton. Há uma parte que, para efeito de custos, não poderíamos comparar, porque o da primeira pedreira é feito através de empreiteiros. Então é pago X Cr\$ por metro cúbico.

PERGUNTA — Pela ordem da comparação, o de 30 mil tem que comprar comprar os teus caminhões, não é? (Ê. diz o conferencista).

Eu acredito que V. tenha dados de outras pedreiras de 30.000 m³ e que poderia talvez dar uma comparação em termos de mesma coisa com o problema da britagem. Acho que o fato de o britador ser de maior boca, dando uma maior produção, eu não sei qual seria a influência para uma pedreira semelhante de um britador maior.

Você tem dados sobre isso?

RESPOSTA — Em termos de 60 mil, não. Em termos de 30 mil, eu tenho.

Então, por exemplo, 2 pedreiras de 30 mil, poderíamos estabelecer uma relação de caminhões fora de estrada e os Alfa Romeu, que também são muito utilizados em mineração. (porte pequeno).

PERGUNTA — Em termos qualitativos, V. poderia dizer para nós, se diante do caso de 2 pedreiras de 30.000; um que tenha o mesmo britador, comparando com este que V. tem, um britador maior. Qual é a influência dos caminhões fora de estrada e dos caminhões Alfa Romeu, pelo menos em termos qualitativos?

RESPOSTA — Em termos de 60.000.

Há um aspecto que V. deve levar em consideração é que dificilmente V. encontra duas pedreiras com distância de transporte iguais, então aí já é um fator que fica difícil. Mas nós temos pedreira de 30 mil metros cúbicos com distância de transporte de 150 a 180 m e o custo unitário, feito o transporte por caminhões Alfa Romeu, transportando 5 mil metros cúbicos, na faixa de Cr\$ 2,80/m³.

Enquanto que uma pedreira de um mesmo porte, mas com caminhões Euclid R.22, com uma distância um pouco maior, 250/300 m para a faixa de Cr\$ 1,50 e 1,60.

PERGUNTA — O projeto correto é contar com caminhões fora de estrada, mesmo numa pedreira de 30 m³.

RESPOSTA — Esses dois Rodon's vieram substituir 6 Alfa Romeu's, para 30 mil metros, com uma distância de 300 m, de transporte.

PERGUNTA — E sobre os britadores de tamanhos diferentes, tem algum dado aí? Dados de 1 pedreira de 30 mil metros cúbicos, com britadores de tamanhos diferentes de boca. Mesmo nesse tipo de pedreira, mudando o tamanho do britador alteram-se os custos de perfuração?

RESPOSTA — Aí, fica difícil porque os equipamentos de rocha são dimensionados também em função da boca do britador. Quando se coloca um britador maior, ele já está pensando em produzir além dos 30 mil.

Os britadores acima dos 100×60, 110×80 ou 120×90, conseqüentemente também o equipamento de rocha é maior. Então fica difícil de estabelecer uma relação. Nós estamos pensando em preparar um trabalho para apresentação futura de pedreiras de 5.000 m³ por mês, com arruamento à mão, transporte em caminhões pequenos. Pedreira de 15, 25, 30, 45, 60.000 m³/mês, temos todos esses elementos e quem sabe se numa próxima oportunidade possamos apresentar.

PERGUNTA — do Coordenador — Eng. Antonio Stellan

No estabelecimento dos valores residuais, o conferencista se referiu a um valor de 20% e me parece que adotando este valor para todos os equipamentos da pedreira. Esse é um valor médio de todos, ou há diferentes valores residuais para os diferentes equipamentos? Qual o critério utilizado para a escolha desse valor?

RESPOSTA — Nós tomamos um critério que a legislação permite. Realmente, no Brasil, para nossa realidade, 20% não representa essa realidade, porque o equipamento às vezes depreciado, após 5 anos de uso, ele ainda alcança bom valor de revenda.

O material e o equipamento usado em pedreira normalmente o pessoal vende para pequenas empresas de terraplenagens, pequenas empreiteiras, etc. Então ele tem um valor de mercado. Eu usei um valor contábil, foi baseado nisso que usei os 20%. E o tempo de amortização de 4, 5, 10 anos é de acordo com a legislação também.

PERGUNTA — Fábio Pires Leal

Gostaria de saber se o investimento considerado no caso das pedreiras em questão foram determinados numa mesma época ou em época diferente.

RESPOSTA — Logo no início da palestra, dissemos que foram considerados os valores atuais do equipamento, em julho de 1976. Fizemos uma reavaliação dos equipamentos, para efeito somente de depreciação. Os custos apresentados referem-se a custos médios obtidos durante o 1º semestre de 1976. E os números de atualização foram tomados por base, segundo o valor de aquisição do equipamento em julho de 1976.

PERGUNTA — Seria o investimento total?

RESPOSTA — Exatamente.

PERGUNTA — Sr. Carlos Eduardo C. Bezerra — PETROBRÁS

De que maneira foi feito o rateio da taxa de administração?

RESPOSTA — Nesse rateio foi tomado por base a experiência de alguns coeficientes. Foi adotado o critério Despesa por Centro de custo. Outro critério também foi a incidência da mão-de-obra em cada centro de custo. Então estabeleceu-se através destes dois critérios e os pesos deram origem ao rateio da administração. Seriam os valores de consumo de materiais e a incidência da mão-de-obra em cada um dos setores, em cada conta.

PERGUNTA (O mesmo perguntador)

Na pedreira de 60.000 m³, o custo da operação de compressores elétricos é Cr\$ 2,00 inferior ao dos compressores diesel por m³?

RESPOSTA — Não. Os compressores são elétricos também da outra pedreira.

PERGUNTA — Nestes custos entraram também o consumo elétrico?

RESPOSTA — Nos custos de compressores entrarão a mão-de-obra e encargos sociais dos operadores, a energia elétrica, a manutenção mecânica, combustível e lubrificante e uma taxa de administração sobre esta operação.

A parte de instalações elétricas entrou no investimento, para efeito de depreciação. A manutenção da rede elétrica, etc., entra no item Manutenção Elétrica, que já é rateada em cima de todas as fontes de consumo de energia elétrica.

Uma outra pergunta, é sobre uma peneira elétrica a que se referiu o conferencista, que separa alimentos, não é?

RESPOSTA — Não, seria uma grelha no alimentador.

PERGUNTA — Manoel Jorge Diniz Dias — Escola Politécnica—SP.

Pelos dados apresentados pelo conferencista, dá a entender que é desvantagem para o Brasil ter-se pedreira pequena. Gostaria de saber se no Brasil temos o maior número de pedreiras de pequeno porte e se houver realmente maior número, que providências estão sendo tomadas?

RESPOSTA — O maior número é de pedreiras menores. Vou dar uma estatística rápida. Na Grande São Paulo, por exemplo, temos cerca de 30 a

32 pedreiras. Com produção acima de 80.000 m, teríamos praticamente 5 grupos. Grupos, porque há grupos que têm 2 pedreiras para dar essa produção. Então seriam de 30×5 acima de 80.

Na faixa de 40 a 80.000 m por mês, temos umas 10, no total de 15 restantes, 50% é abaixo de 30.000 m de produção.

No Rio de Janeiro, por exemplo, temos 18 pedreiras, no Grande Rio somente 2 instalações fazem acima de 60.000 m, 5 ou 6 instalações na faixa de 25 a 35.000 m e o restante é abaixo de 20.000.

Quanto a providências tomadas, os próprios custos indicam, quanto maior o volume de produção, menor o custo. Como o mercado é competitivo a tendência das pedreiras menores é desaparecer, é uma consequência natural.

Se há algum controle por parte do governo neste sentido eu não posso responder se há. Mas o próprio mercado já está fazendo com que os empresários pensem em termos de um grande volume de produção, grande instalação.

PERGUNTA — Pascoal Marmo — Escola Politécnica-SP.

Gostaria de saber se seria vantajoso ou desvantajoso — no caso, por exemplo, um corretivo de solos, a importância de se aumentar a boca do britador visando a moagem já. Se seria vantajoso no sentido de diminuir os custos de perfuração secundária, e aumentar os custos de moagem. Se o Senhor teria algum caso.

RESPOSTA — Eu não tenho. Mas por sentimento, parece que é aconselhável aumentar a boca do britador, porque o custo da lavra vai ser reduzido numa proporção muito maior do que aumentar o custo de britagem.

Pelos percentuais, Você vê que a pedreira de 30.000 com um britador 170 tem 49% do custo somente na lavra. Enquanto que a pedreira de 60.000 m³ tem cerca de 32%. Essa diferença de percentual é compensadora, em relação a V. colocar um britador maior e ter que colocar mais um secundário, um terciário, etc. etc. até a moagem. A introdução de mais u'a máquina na sua rebritagem deve acrescer o custo de rebritagem e moagem, pouca coisa em relação ao que V. vai diminuir no percentual numa lavra de grande porte.

Isso é por sentimento, porque não tenho elementos concretos.

UMA SUGESTÃO — Eng. Gilberto Damasceno — Esc. Engenharia UFMG

Eu gostaria de aproveitar a oportunidade para fazer uma sugestão aos organizadores do próximo simpósio no sentido de introduzir no programa de debates, uma relação de termos usados em Mineração. Eu ouvi agora, pela primeira vez, um termo muito interessante, com relação ...“....pile”, o que chamamos de pilha reguladora, o que achei bastante interessante. E nós que militamos no campo de mineração e fazemos visitas a várias minerações em

todo o Brasil, temos uma certa dificuldade de distinguir os termos às vezes bastante diferentes, e não existe uma uniformidade. Por exemplo, o "shovel" (cavadeira), uns chamam de cavadeira, outros chamam escavadeira, outros chamam pá-mecânica e assim por diante.

Há uma série de termos para uma mesma coisa. Então seria interessante que nos próximos simpósios houvesse um trabalho para debatermos sobre isso, a fim de que pudéssemos nos entender melhor.

Por exemplo, no Rio Grande do Sul, e em determinados lugares, o caminhão vaculhante, é chamado de tombadeira, e outros mais, inclusive componentes de equipamentos que têm nomes completamente diferentes de um lugar para outro, de Minas Gerais para São Paulo, para Rio Grande do Sul, para Bahia, etc.

Então fica aqui esta sugestão para os organizadores do próximo simpósio, para que pudéssemos arranjar uma terminologia mais uniforme no nosso setor de atividade, obrigado.

Aproveito a oportunidade para apresentar meus cumprimentos ao conferencista, que abordou um assunto muito interessante e como frisou nosso colega aqui, muito próprio. Obrigado.

O CONFERENCISTA — Muito obrigado. Apenas para complementar: Em termos de diversificação de nomes, o fogo secundário, chamamos de "matá-co", no Rio de Janeiro ainda é bode e mais para a Bahia e para o Norte é o boi.

UMA PERGUNTA: (complementando o problema de custos e desenvolvimento)

Na apresentação, foram mostradas duas pedreiras em escalas diferentes ambas com carregamentos, com pás-carregadeiras. É prática, é corrente na literatura de Mineração o fato de que na frente de lavra é preferível o uso das escavadeiras as "sholvers". É comum, é normal no Brasil, nas pedreiras de pedra britada, não gostarem da escavadeira. Acho que isso leva um pouco da necessidade de Você quebrar mais no fogo primário e no secundário, elevando os custos, em termos de perfuração a troco de que uma carga talvez mais barata. Acredito, inclusive, que a carga não seja mais barata. Gostaria de saber, de sua parte, se existe algum termo de comparação entre as pás carregadeiras frontais, e de escavadeiras. Qual o reflexo no custo total. Se V. tem algum dado sobre isso.

RESPOSTA — Como V. bem frizou, as pedreiras e mesmo as minerações de calcários, capimento, etc., preferem trabalhar com pá carregadeira. Então não temos nenhum dado de escavadeira assim para podermos estabelecer uma relação.

PERGUNTA — Você veria, pelo menos em termos qualitativos, por que essa tendência?

RESPOSTA — Acredito que seja mais um problema de investimento inicial. O empresário de pedreira, de empresa média, pensa muito em termos de investimento inicial. Ele não pensa no resultado de custo, o que vai refletir no custo a longo prazo. Então isso nós observamos para a aquisição de uma pá carregadeira, de uma maca e outro custo operacional de um e de outro, eles não levam muito em consideração. É levado em consideração o investimento que ele terá que fazer.

Creio que talvez por isso, possamos estabelecer a relação entre a compra da carregadeira e da escavadeira. Deve ser também a questão de investimento, investimento inicial.

UM ESCLARECIMENTO — Dr. Gilberto Damaceno — UFMG

Realmente, o fator que mais influi quanto à escolha de um equipamento de um custo operacional mais barato, é o investimento inicial. Uma escavadeira e uma carregadeira, do porte, por exemplo, de 5 yd³: a escavadeira deve custar, pelos menos, 4 vezes mais. Em termos de vida, uma carregadeira sobrevive cerca de 10.000 h e aqui no Brasil costuma ir um pouquinho mais, uma escavadeira costuma ir a 100.000 h, então a vida de 5 a 10 vezes maior.

E estudos feitos recentemente nos EE.UU mostram que antigamente, antes da elevação do preço do petróleo, o ponto definido estava em torno de 28/30 meses mais ou menos. Atualmente já há casos de máquinas elétricas usadas em pedreiras de cimento, calcáreo, para a fabricação de cimento, em que o "breaking point" está em torno de 14 meses.

Realmente, há outros empecilhos, aqui no Brasil, por exemplo, as pedreiras de pequeno porte exigem que um equipamento tenha muita mobilidade e também mais flexibilidade. Usa-se para mais de uma operação. E a escavadeira realmente não oferece essas características. Um outro detalhe é que o problema do pequeno porte implicando no equipamento de perfuração também de pequeno porte, exige desmontes, dinamitações com maior frequência. é o inconveniente da escavadeira estar saindo e voltando.

Já em mineração de maior porte, em pedreiras de maior porte, aliás, em São Paulo, já existe uma, usando uma escavadeira elétrica de 10 jardas aqui em Sorocaba, foi a primeira a usar máquina elétrica de grande porte em pedreira de calcáreo.

E realmente, as causas principais de não se usar escavadeira e preferir a carregadeira frontal é quanto ao investimento inicial, a questão da mobilidade, a flexibilidade, e de um certo modo as carregadeiras são mais difundidas no Brasil, pois já existem as de fabricação nacional e a relativa facilidade

de peças de reposição e rede de distribuição em larga escala ajuda as pequenas pedreiras a dar preferência a um equipamento que realmente dá um custo bem mais elevado.

Há pouco tempo, recebi um relatório dos EE.UU, em que foi feito um levantamento desta natureza, feito nos EE.UU, em que dava para uma escavadeira elétrica um custo de US\$ 600.00/yd³ contra 18, três mais para a carregadeira frontal.

Outro grande inconveniente dos equipamentos de pequeno porte é a questão da disponibilidade, isto é, a utilização.

Numa escavadeira elétrica, durante um ano se consegue disponibilidade da ordem de 90%, 92%. E o equipamento de pequeno porte, isso não ocorre, no primeiro ano de uso, se consegue disponibilidade da ordem de 60%, no segundo ano, já vai para 50% e no terceiro ano, vai a 30 e poucos por cento. Então isso reflete violentamente no custo. Mas realmente aqueles fatores ainda pesam muito.

O CONFERENCISTA — Só para complementar:

O que ocorre nessas pedreiras de pequeno porte, devido ao não comparecimento freqüente da máquina, mesmo nas que citamos no trabalho, eles precisam de 2 pás-carregadeiras para operarem com uma produção de 30.000, mas eles têm 3. É necessária u'a máquina sempre de reserva e também devido ao preço ser ainda compensador.

Um trabalho de 2 anos, no máximo com uma pá carregadeira já é feito uma reposição. Em 3 máquinas, anualmente, ele vai trocando uma. Cada ano tem u'a máquina nova, dentro do mesmo raciocínio que o Senhor expôs.

O COORDENADOR — Encerramos aqui os debates e agradecemos mais uma vez ao Eng. Ribas e aos Senhores participantes. Muito obrigado. Está encerrada a sessão.

Carb. - Pr. (SC.)

NOVOS PLANOS DE LAVRAS DE CARVÃO.

Expositor:

Eng. Rüter Antonio Borges.
Cia Carbonífera Metropolitana S/A

Coordenador:

Prof. Dr. Wildor Theodoro Hennies.
EPUSP — CMR

210

“NOVOS PLANOS DE LAVRA DE CARVÃO”

Em atendimento ao honroso convite que nos foi formulado pelo “Centro Moraes Rego” do Departamento de Minas e Metalúrgica da USP, nos propusemos a apresentar os dados básicos e os principais parâmetros do projeto elaborado pela equipe de engenharia da Carbonífera Metropolitana S.A., para a mecanização de sua mina, projeto este aprovado pelo Ministério das Minas e Energia, e já em fase final de implantação.

O projeto básico prevê a produção de carvão pré-lavado, minerando a camada Barro Branco, com cinco unidades integradas de mineração mecanizada no subsolo e instalação de beneficiamento na boca da mina. A mina foi concebida para atingir em três etapas, o nível de produção de 70 mil toneladas/mês de carvão pré-lavado, com 29% de cinzas, o que corresponde a uma produção mensal de 212 mil toneladas de R.O.M. A área apresenta reservas totais da ordem de 17 milhões de toneladas de carvão pré-lavado, com uma reserva recuperável de 10 milhões de toneladas, adequada a uma mina com produção anual de 840 mil toneladas no período de 11 anos.

O projeto foi elaborado dentro das técnicas mais modernas e adequadas ao carvão Catarinense, contendo os seguintes parâmetros principais:

- 1 — Produção na 1ª etapa — 18.000 ton CPL/mês
- 2 — Produção na 2ª etapa — 50.000 ton CPL/mês
- 3 — Produção Final a ser atingida em Novembro de 1976 — 70.000 ton CPL/mês
- 4 — *Mão de Obra*: O quadro de mão de obra prevê um efetivo de 400 homens no subsolo e 300 na superfície, sendo 62% da mão de obra, especializada e 38% não especializada.
- 7 — *Produtividade*:

No subsolo	— 21,20 ton de ROM/homem-dia
	— 7,0 ton de CPL/homem-dia
Mina	— 12,00 ton de ROM/homem-dia
	— 4,00 ton de CPL/homem-dia
- 8 — *Equipamentos de Frente*: A mina possuirá cinco unidades integradas de mineração, cada uma delas completamente independente e responsável por um quinto da produção total. Cada unidade é constituída dos seguintes equipamentos:
 - 8.1 — Uma cortadeira universal elétrica, montada sobre pneus, com lança de corte de 2,70 m de comprimento e altura de corte de aproximadamente 15 cm. Potência de 265 HP.

- 8.2 — Uma perfuratriz hidráulica rotativa elétrica, montada sobre pneus, com curso suficiente para execução de furos com 3,30 m de profundidade. Potência de 60 HP.
- 8.3 — Um carregador elétrico mecânico, montado sobre esteiras, com capacidade de carregamento de 12 a 20 toneladas por minuto. Potência de 160 HP.
- 8.4 — Dois carros transportadores elétricos, montados sobre pneus, com capacidade de 12 toneladas. Potência de 90 HP.
- 8.5 — Duas perfuratrizes percussivas, a ar comprimido, para execução da furação vertical ascendente, para instalação dos parafusos de teto.
- 8.6 — Um compressor portátil, com adaptações especiais, para serviços no subsolo.
- 8.7 — Um alimentador de correia transportadora elétrico, com quebrador, e montado sobre esteiras. Potência de 125 HP.
- 8.8 — Um centro de força, montado sobre pneus, sem tração própria. Alimenta todo o conjunto de máquinas e possui potência de 750 KVA. Recebe energia em 6.600 VOLTS e alimenta em 460 VOLTS.
- 8.9 — Um comboio de lubrificação, montado sobre pneus e especialmente projetado para serviços de subsolo.

9 — *Investimento*: O investimento total será de aproximadamente 130 milhões de cruzeiros, sendo 90 milhões aplicados no subsolo e 40 milhões na superfície.

LOCALIZAÇÃO E CARACTERÍSTICAS DA JAZIDA

A bacia Carbonífera de Santa Catarina está situada no sudeste do estado e sua parte conhecida, conforme recentes estudos da CPRM, se estende das proximidades de Morro dos Conventos, ao sul, até as cabeceiras do Rio Hipólito, ao norte. O limite oeste está nas proximidades do meridiano de Nova Veneza e a leste é a linha de afloramento, que vai do sul de Içara até Lauro Muller e Brusque do Sul. A bacia tem um comprimento conhecido de 95 Km, uma largura média de 20 Km e uma reserva de aproximadamente 800 milhões de toneladas, na camada "Barro Branco" e 800 milhões na camada "Bonito".

Ocorrem várias camadas de carvão em Santa Catarina, todas situadas na formação Rio Bonito, que se encontra na parte inferior do conjunto de rochas sedimentares, integrantes da bacia do Paraná. De todas as camadas existentes, a "Barro Branco" é a que apresenta, atualmente, o maior interesse para a mineração, em grande escala. A concessão da Carbonífera Metropolitana apresenta reservas da ordem de 300 milhões de toneladas, na camada Bonito e 75 milhões, na camada "Barro Branco". A área onde está implan-

tada a nova mina, com 16 milhões de m², se encontra na parte central da bacia Carbonífera de Santa Catarina, no município de Crisciúma.

Foi pesquisada através de geologia de superfície e de sondagem, tendo sido executados 150 furos de sonda.

O capeamento varia de 40 a 200 m e a camada de carvão não apresenta mergulho superior a oito graus. Ficou evidenciado, pela sondagem e parcialmente confirmado pelos serviços de desenvolvimento já realizados, que as encaixantes, nesta área, são camadas de arenito cinza esbranquiçada, extremamente resistentes. A camada de arenito que constitui a capa tem uma espessura que varia entre os limites 2 e 6 metros e a que constitui a lapa, entre 3 e 12 metros. Nesta área, economicamente minerável, existe somente a camada "Barro Branco", que é constituída de leitos de carvão, intercalados com folhelhos e siltitos, em proporções equivalentes. A descrição de seu perfil, utilizando as denominações usadas na região, pode assim ser resumida: (DESENHO Nº 0)

FORRO: É um leito de carvão, situado na parte superior da camada "Barro Branco", com espessura média de 40 cm e com considerável quantidade de piritita. Normalmente é separado do arenito por um pacote de folhelho, denominado "Alevante", de espessura variável entre 15 e 30 cm, atingindo por vezes até 50 cm.

QUADRAÇÃO: É um pacote de siltitos e folhelhos, de cor escura, intercalados por delgados leitos de carvão. Constitui a parte intermediária da camada e apresenta uma espessura média de 50 cm.

CORINGA: É um leito de carvão com espessura média de 7 cm, que ocorre entre a quadração e o siltito Barro Branco.

BARRO BRANCO: É um leito de siltito cinza claro, muito duro, com espessura média de 20 cm.

BANCO: É um pacote de carvão com intercalação de leitos de folhelhos e siltitos pretos. Apresenta normalmente 4 leitos de carvão e 3 de material estéril. A espessura média é de 70 cm.

Como pode ser observado, a camada "Barro Branco" apresenta sérias restrições à aplicação de métodos mecânicos, no seu desmonte, principalmente em virtude da elevada dureza do "siltito barro branco", que ocorre abaixo da quadração.

A heterogeneidade da camada (quadração e banco) é também um aspecto negativo, quando se considera os inconvenientes à realização de cortes simultâneos, em rochas de diferentes durezas, com a mesma velocidade.

A SELEÇÃO DO MÉTODO DE LAVRA: A mineração subterrânea de carvão, em todo o mundo, usa, de um modo geral, apenas dois métodos de lavra, o "long-wall" e o método de câmaras e pilares. O primeiro baseia-se no princípio do abatimento controlado do teto e o segundo no princípio de abandono sistemático de pilares, com, ou sem recuperação posterior. A aplicação de um, ou de outro método, depende fundamentalmente da profundidade, da natureza das rochas que constituem o teto e do comportamento da camada. O método de câmaras e pilares exige, para a sua aplicação com sucesso, que o "*teto imediato*" seja, para uma determinada abertura, auto sustentável, pelo menos durante o lapso de tempo que decorre entre o escoramento e as outras operações do ciclo, que o antecedem. O método de câmaras e pilares, em outras palavras, requer "*teto bom*" e "*teto bom*", quase sempre somente é encontrado em áreas com pequenas e médias coberturas. Para a aplicação do Long-wall, é desejável um "*teto imediato*", resistente, mas que sob a ação das pressões da cobertura, quebre em pequenos fragmentos e encha parcialmente as aberturas, imediatamente após o deslocamento do sistema de escoramento.

A espessura do "*teto imediato*" depende das características do teto secundário.

Nas minas Americanas, considera-se que, quando o "*teto imediato*" possui espessura de 3 e 4 vezes a altura da camada de carvão, obtém-se uma boa ação do teto, impedindo o despreendimento do "*teto secundário*", nas proximidades da face do long-wall, evitando, portanto, o aparecimento de esforços não verticais, que podem, em certas circunstâncias, comprometer a segurança do sistema de escoramento. A espessura da cobertura tem uma influência fundamental no controle do teto. Com coberturas superiores a 400 metros, normalmente as pressões na face do long-wall são uniformes e o controle do teto é relativamente simples, podendo, muitas vezes, um escoramento com madeira ser plenamente satisfatório. Por outro lado, verifica-se que, para coberturas abaixo de 300 metros é necessária a utilização de escoramento extremamente robusto, para suportar as grandes pressões dos blocos resultantes da não fragmentação do "*teto imediato*". Em algumas minas de W. Va., onde implantou-se o long-wall em áreas de pequenas e médias coberturas, constatou-se que as pressões são cíclicas e que, numa área com 80 metros de cobertura, os ciclos eram menos freqüentes e as pressões muito mais severas do que nas áreas com coberturas de 300 m. Os Long-walls situados nas áreas de 80 m de cobertura exigem investimentos substancialmente maiores e quase sempre conduzem a menores produções, em virtude de paralizações por problemas com escoramento.

Considerando que a área onde iríamos implantar a nova mina apresentava pequenas e médias coberturas e que o "*teto imediato*" era constituído por uma camada de arenito extremamente resistente, julgamos que o "Long-wall" não seria recomendado, em primeiro lugar pelas dificuldades de controle de teto e em segundo lugar por não acreditarmos que os equipamentos atual-

mente usados para o desmonte da face do Long-wall cortassem a camada "Barro Branco" em virtude da intercalação de rochas muito duras, principalmente o siltito "Barro Branco". (DESENHO Nº 1, 2, 3, 4)

Por outro lado, todas as características da jazida, conforme já salientamos anteriormente, são favoráveis à aplicação do método de câmaras e pilares, o que nos levou à adoção deste método, embora contrariando, a opinião de várias equipes de técnicos estrangeiros, que indicaram o Long-wall como a melhor solução para a lavra na bacia Carbonífera Sta. Catarina.

Feita a opção pelo método de câmaras e pilares, a seleção do equipamento deveria recair no "sistema Convencional Americano", ou no "Minerador Contínuo", que são os dois sistemas mundialmente empregados na lavra de carvão em "câmaras e pilares".

O minerador contínuo, no nosso entender, não corta a camada "Barro Branco" na razão desejada, restando-nos somente a opção pelo "sistema Convencional".

DESENVOLVIMENTO:

O acesso à camada de carvão é provido por três aberturas — dois poços verticais e um plano inclinado. O poço U-1 tem seção retangular $6 \times 2,70$ m, com profundidade de 70 metros e totalmente escorado com jogos de madeira de lei. Possui três compartimentos, sendo dois deles utilizados para acesso de pessoal e suprimentos e o terceiro para instalação das tubulações do sistema de drenagem. O poço U-2 tem seção retangular de $4,10 \times 3,10$ m, com profundidade de 40 metros e também escorado com jogos de madeira de lei, sendo utilizado exclusivamente para ventilação. O plano inclinado tem um comprimento de 308 metros, inclinação de 15° e seção livre de $12 \text{ m}^2 (6 \text{ m} \times 2 \text{ m})$. Em 5% de seu comprimento não foi necessário escoramento, em 20% usamos parafusos de teto e nos 75% restantes, jogos de madeira de lei. O plano está dividido pelo escoramento em dois compartimentos, num dos quais está alojada a correia transportadora, que faz a transferência do carvão do nível da camada, até a pilha de R.O.M., na entrada da instalação de beneficiamento.

O outro compartimento é utilizado para descida e subida de equipamentos pesados, acesso dos Jeeps ao subsolo, saída de emergência e entrada de ar fresco.

O eixo principal de transporte, no subsolo, foi locado na parte mais baixa da jazida e todos os eixos secundários são perpendiculares a ele. Esta disposição nos permitirá conduzir a lavra ascendentemente, o que facilitará a drenagem local e global da área de mineração.

Todas as galerias possuem 6 metros de largura e altura média de 2 metros (altura da camada). O sistema de escoramento adotado é o "parafusamento do teto". Usamos parafusos de $3/4"$ de diâmetro e comprimento de 1 e 2 metros, dependendo das necessidades locais. Praticamente todo o desenvolvimento é realizado na camada de carvão e como se trata de desenvolvimento

produtivo, projetamos 5 (cinco) galerias paralelas ao eixo de transporte, com a finalidade de prover número suficiente de frentes, para que a unidade integrada possa atingir sua capacidade total de produção, mesmo durante a fase de desenvolvimento.

A partir do eixo principal, a jazida foi dividida em 10 painéis, no interior dos quais se processa a lavra. Cada painel tem largura de 234 m e comprimento variável de 200 a 2.000 metros. (DESENHO Nº 5 — PLANTA SUBSOLO)

A VENTILAÇÃO:

Adotamos o sistema aspirante de ventilação.

Um exaustor axial, com pás reguláveis, promoverá uma depressão de 400 mm de coluna d'água e aspirará o ar a uma razão de 5.600 m³ por minuto. A velocidade do ar, nas vias principais de acesso, não ultrapassará a 3,9 m/s, devendo atingir 7,8 m/s no poço de ventilação e nos cruzamentos. A resistência total será de 37×10^{-3} KMURGUES, quando o circuito atingir 8.000 metros, seu comprimento máximo.

No projeto, a ventilação de segurança foi considerada secundária, já que não se verificam emanações de metano em quantidades perigosas. O dimensionamento foi, portanto, baseado na ventilação de higiene.

Os índices básicos são 0,66 m³ /min t/dia e 43 m³ /min homem/turno

(DESENHO Nº 6 — CIRCUITO VENTILAÇÃO)

O SISTEMA DE TRANSPORTE:

O carvão extraído é transportado das frentes de serviço até a superfície por correias transportadoras tipo estrutura tubular, com um metro de largura, velocidade de 2,5 metros por segundo e capacidade de 600 toneladas por hora. Serão instaladas 13 unidades iguais, cada uma com comprimento de 600 metros e acionadas por cabeças motrizes de 110 KW. Após estarem instaladas todas as unidades, o subsolo contará com 7,5 Km de correias.

O transporte de pessoal e material será realizado por Jeeps com carretas. Foram feitas adaptações especiais nos Jeeps e instalados filtros para eliminação do monóxido de carbono.

OPERAÇÕES ENVOLVIDAS NA LAVRA COM O SISTEMA CONVENCIONAL

O sistema convencional exige um número mínimo de frentes, com uma determinada largura, para que não ocorram atrasos no conjunto das opera-

ções. No caso específico da Mina União verificou-se que o número ideal de frentes não deve ser inferior a cinco. Atualmente, estamos trabalhando com sete entradas de seis metros de largura. Um ciclo completo envolve cinco operações, que passaremos a descrever: (DESENHO N° 7)

1.ª OPERAÇÃO: Corte realizado na parte inferior do banco, com uma altura de 15 centímetros e profundidade média de 2,50 metros, abrangendo toda a largura da galeria. O corte é realizado por uma cortadeira universal, que usa em sua corrente de corte, bits com pastilhas de carboneto de tungstênio. Cada corte provê uma face livre de 15 m² e desagrega 2,25 m³ de material. O tempo médio necessário para a completa execução de um corte com seis metros de largura é, atualmente, de 25 minutos. O consumo de bits é de uma unidade para cada 10 metros quadrados cortados. A máquina requer um operador e um ajudante, sendo que a intervenção deste último é necessária quase somente durante o deslocamento da máquina, de uma frente para outra. Esta é indiscutivelmente a operação, no ciclo, mais difícil e que requer os maiores cuidados da supervisão. A cortadeira universal permite a realização do corte em qualquer posição na camada, entretanto, por razões práticas, preferimos realizá-lo, sistematicamente, na parte inferior da camada.

2.ª OPERAÇÃO: Furação, realizada com uma perfuratriz hidráulica rotativa. Os furos são paralelos e conduzidos somente nos leitos de carvão possuem comprimento de 2,35 metros e diâmetro de 41 milímetros. São usadas hastes helicoidais de 3,30 metros de comprimento e coroas com pastilha de carboneto de tungstênio. A vida média das coroas é de 120 metros lineares e a da haste helicoidal é de 6000 metros lineares. Em uma frente de 6 metros de largura são realizados nove furos e o tempo necessário para a completa execução da operação não ultrapassa 18 minutos. A máquina requer um operador e é a operação mais simples do ciclo.

3.ª OPERAÇÃO: Desmonte, realizado por explosivo. Os nove furos são carregados com 36 bananas de 1.1/4" × 8" de semi-gelatina amoniacal, iniciadas com espoletas comuns e estopim. A razão de carregamento é 210 gramas/m³. O tempo decorrente entre o início do carregamento e a total limpeza dos gases é de 15 minutos. (DESENHO N° 8)

4.ª OPERAÇÃO: Carregamento — transporte. O carregamento é realizado pelo "carregador" eletro-mecânico, montado sobre esteiras, e com capacidade de até 20 toneladas por minuto. O carregador transfere o material desmontado, através dos braços me-

cânicos e da corrente transportadora, diretamente para os carros transportadores, que se deslocam das frentes até a estação de descarga, onde descarregam o material no alimentador da correia transportadora. Cada frente desmontada libera em média, 66 toneladas de material, transportadas através de 3 (três) viagens de cada carro transportador. O tempo necessário para a completa limpeza de uma frente é, em média, de 30 minutos. Dependendo, entretanto, das condições da lapa, este tempo pode sofrer grandes modificações e como se trata da operação mais demorada no ciclo, estas modificações influem diretamente na produção. O carregador necessita de um operador e um ajudante e os carros transportadores de um operador por carro.

5.^a OPERAÇÃO: Escoramento. As aberturas são escoradas com parafusos de teto de 3/4" de diâmetro e comprimento de 1 a 2 metros. Para a obtenção de uma maior área de influência por parafuso instalado, usamos pranchas de madeira de lei, em substituição às usuais chapas metálicas. Atualmente estamos instalando um parafuso para cada 4 metros quadrados de abertura. Para a execução da furação utilizamos perfuratrizes pneumáticas (Stoper) alimentadas por compressor móvel, situado junto às frentes de trabalho. São usadas brocas integrais de 40, 80, 120 cm de comprimento com diâmetros de 36, 35, 34 mm, respectivamente. Em virtude da ação altamente abrasiva do arenito, a vida média das brocas é extremamente baixa, não ultrapassando a 50 metros lineares por broca.

Durante a fase de recuperação de pilares, usamos somente madeira e o consumo é de um prumo (esteio) por metro quadrado de área minerada. Nesta fase, os parafusos de teto não são usados de modo sistemático, instalando-os apenas como medida de segurança, em pontos isolados. Nesta operação, são necessários 3 homens, um realizando a furação e dois instalando os parafusos. Durante a fase de recuperação de pilares, por vezes, torna-se necessária a adição de um homem na equipe.

TURNOS DE PRODUÇÃO E MANUTENÇÃO: Adotamos três turnos de seis horas para a produção de um turno, também de seis horas, para a manutenção do equipamento.

Cada unidade integrada necessita, por turno de produção, de uma equipe de 15 homens, e, por turno de manutenção, de uma equipe de 11 homens. Essas equipes são assim constituídas:

Equipe de Produção:

Supervisor	1
Operador de máquina II	5
Ajudante de Operador	2
Detonador	1
Bombeiro (serviços de drenagem)	1
Escorador de teto	3
Mecânico	1
Eletricista	1

Supervisor de Man. Mecânica	1
Mecânicos	4
Lubrificador	1
Soldador	1
Supervisor de Man. Elétrica	1
Vulcanizador de Cabos	1
Eletricistas	2

RESULTADOS OBTIDOS:

Os índices que constam nos quadros abaixo são os valores médios obtidos no últimos seis meses de operação.

1 — ÍNDICES DE OPERAÇÃO:

	PREVISTO	OBTIDO
Produção de R.O.M. (Ton./Turno)	756	558
Nº de Rafas Transportadas por Turno	12	8,92
Profundidade do Corte (M)	2,50	2,47
Largura da Entrada (M)	6	5,75
Área Minerada p/Turno (M ²)	180	126,75

A produção de R.O.M., por turno, por unidade integrada apresenta uma diferença de aproximadamente 200 toneladas para menos em relação à nossa previsão.

Os motivos desta grande discrepância residem nas paradas do equipamento por falta de peças de reposição, principalmente cabos elétricos e pneus para os carros transportadores.

Experiências com cabos e pneus nacionais estão sendo realizadas, mas os resultados obtidos até agora nos mostram que as soluções definitivas não serão atingidas a curto prazo.

2 — ÍNDICES DE CONSUMO:

	PREVISTO	OBTIDO
Dinamite (G/M ³)	210	210
Estopim (M/M ³)	0,73	0,75
Espoleta (U/M ³)	0,35	0,35
Parafuso de Teto (M ² /U)	2	4
Bits p/Cortadeira (M ² /U)	15	10
Coroas p/Perfuratriz (M/U)	150	130
Brocas Integrais (M/U)	70	50
Energia (Kwh/Turno)	700	500

A LAVRA (DESENHOS Nº 9, 10, 11, 12)

A lavra, no painel, obedece à seguinte sistemática:

1.ª Fase: O equipamento abre simultaneamente sete galerias (SE) paralelas entre si, coincidindo o eixo da galeria central com o eixo longitudinal do painel. Estas galerias tem seis metros de largura e são separadas por pilares de 12×12 metros. A galeria central constitui o eixo secundário de transporte e o conduto de ar fresco. Quando as galerias atingem um comprimento de 114 a 120 m, medidos inicialmente a partir do pilar de entrada do painel, o equipamento é deslocado para uma das laterais do painel.

2.ª Fase: Na lateral do painel são abertas perpendicularmente ao seu eixo longitudinal, galerias paralelas, que individualizam pilares de 14 metros de comprimento por 12 m de largura. Quando as

frentes atingem o pilar de separação dos painéis terão sido individualizados 18 pilares. Inicia-se, em recuo, o desmonte destes pilares, após o que o equipamento será deslocado para a outra lateral do painel.

3.^a Fase: Análogo à segunda, realizada na lateral oposta. Terminada a terceira fase, o equipamento retorna às galerias paralelas ao eixo longitudinal do painel, iniciando um novo ciclo.

Uma vez atingido o final do painel, inicia-se, em recuo, a recuperação dos pilares centrais, até chegar no pilar de proteção do eixo principal. O equipamento é, então, transferido para um painel adjacente, após o que são feitos tapumes de alvenaria nas três entradas do painel, já minerado, tornando-o completamente isolado do restante da mina.

DEBATES

PERGUNTA — Ricardo Vieira dos Santos

Qual é o rendimento da lavra que se estima?

RESPOSTA — Em torno de 20% de perda. Vamos chegar a este ponto em virtude do que já constatamos, e eu acredito que globalmente vamos chegar a este número. A previsão está entre 25 e 30%.

É lógico, que se o comportamento de teto se mostrar como atualmente possivelmente vamos conseguir 20%, o que é um índice muito bom.

PERGUNTA — Sérgio Catão Aguirar - COBRAPI

Eu queria saber se a alimentação desse centro de força é feito por cabo através do plano inclinado ou por furo de sonda?

RESPOSTA — Por furo de sonda. Nós realizamos 2 furos de sonda com 73 m e outro com 110 m e usamos um cabo elétrico especial com a alma de aço galvanizado para realizar a ancoragem devido o peso próprio que era grande e poderia haver rompimento. O cabo é de 9 kV e o do subsolo usamos 15 kV, embora com tensão de 6.600 por medida de segurança.

No subsolo, o cabo está sujeito a uma série de condições que normalmente não deveria estar, então, como medida preventiva, estamos trabalhando com 15 kV em todos eles.

PERGUNTA: A faixa granulométrica, o peso específico e a umidade, você tem?

RESPOSTA — A umidade vai até 15% e o peso específico está em volta de 2 t/m³.

A taxa granulométrica entre 1 e 1,5" é de 30% aproximadamente, e abaixo de 1,5" é de 50% mais ou menos.

PERGUNTA -- A camada minerada apresenta muitas falhas ou ficou limitada por um conjunto de falhas?

RESPOSTA — Ela está limitada por uma falha com rejeito de 30 m e temos duas outras falhas um pouco menores.

PERGUNTA — E não vai fazer mineração posteriormente?

RESPOSTA — Vamos atravessar uma falha dessa através de um plano inclinado também com 15° e com as mesmas dimensões. Falhas dentro da área de mineração propriamente dita, não encontramos.

Encontramos já 3 "dixies" com 80 cm de largura, e outro com inclinação de 15° em relação ao eixo principalmente.

PERGUNTA — Este acesso pelo plano inclinado vai ser através dessa camada já minerada?

RESPOSTA — Sim.

PERGUNTA — Eng.º José Botelho — Mineração Morro Velho S/A — Nova Lima

PERGUNTA — E esses dois poços são equipados?

RESPOSTA — Um é equipado com guincho, com tambor, com 2 elevadores, com velocidade de 1,8 atualmente, isto é, 1,8 m/seg. A capacidade é de até 2.500 t; cabo de 1.1/8", sistema balanceado.

PERGUNTA — Qual a temperatura ambiente do local?

RESPOSTA — Em torno de 20°.

PERGUNTA — Só existe um exaustor?

RESPOSTA — Um exaustor instalado no plano, no posto de ventilação, com uma depressão de 400 mm de volume d'água. E o volume é relativamente grande de 5.600 m³/min. E para o nosso caso é uma ventilação muito boa.

PERGUNTA — Qual seria o custo do desenvolvimento por metro linear?

RESPOSTA — Realmente, eu não disponho desse dado.

PERGUNTA — Martinho Uchoa — Mineração Ferro/Manganês

A Metropolitana está se aparelhando para lavagem do carvão, beneficiamento, etc.?

RESPOSTA — Estamos com uma instalação de beneficiamento já pronta. Mas para lavar. É um carvão de 29% de cinza e dali então todas as empresas irão optar por este sistema.

PERGUNTA — As outras minerações também estão se aparelhando da mesma forma que a Metropolitana?

RESPOSTA — Sim. Estão se aparelhando.

PERGUNTA — Isso é muito confortável ouvir.

PERGUNTA — Antonio Sergio Borges — Minerfluor S.A.

Sabemos que essas limitações do governo em relação à importação de equipamento refere-se à economia de divisas evidentemente e inclusive provocar a fabricação dos equipamentos aqui no Brasil.

Tendo em vista um mercado pequeno de carvão, tendo em vista as limitações de nossas reservas e tendo em vista que as companhias siderúrgicas no momento estão precisando inclusive de mais carvão, grande parte importado e as previsões de produção das companhias carboníferas não estão atingindo o que o Governo quer; como o conferencista explicaria, já que o problema é de economia de divisas, e já que um cabo custa tão pouco, em relação ao que está se deixando de produzir, como é que o governo está encarando isso?

RESPOSTA — O problema de limitação de importação deve ser olhado de uma maneira global e eu acredito que é impossível, porque se se permite importar o equipamento, o equipamento que não existe a mínima possibilidade de ser fabricado no Brasil, dado o mercado pequeno, forçosamente eles terão que importar peças. Até agora não se tem solução pra isso. A importação é uma luta realmente grande.

Para V. ter uma idéia, nós fomos forçados, em janeiro, a importar duas esteiras do "lodder" e uma corrente transportadora, por avião, com um peso, como V. bem sabe, relativamente alto, sendo que pagamos todos os impostos, todas as taxas, a fim da máquina não parar. Isso porque estávamos com o processo em andamento há mais de 2 meses.

De maneira que objetivando a sua pergunta: não tenho uma atitude neste sentido. Mas o que acreditamos é que virão a estudar este caso em detalhes especificamente. E com um equipamento deste, acredito que vão conceder a importação.

Veja você: o caso dos pneus, especificamente, o consumo de pneus na região carbonífera, não vai ultrapassar 500 por ano.

Qual a empresa, eu pergunto, que vai projetar uma matriz, uma borracha especial, porque o problema não é só de lona, é problema de borracha, para vender 400 pneus por ano?

Então não entendemos como é que uma empresa tranca essa importação para um mercado tão pequeno.

Mas acredito que o governo vá olhar isso detalhadamente e creio que, dentro de um futuro bem próximo, teremos possibilidades de importar.

O SENHOR COORDENADOR — Ninguém mais querendo fazer perguntas, só me resta agradecer em nome do VI Simpósio Brasileiro de Mineração esta brilhante palestra e dando a palavra ao Acad. Sérgio Luiz Volmer para o encerramento desta sessão. Obrigado.

O Presidente da sessão, a seguir, faz entrega do diploma ao conferencista pela apresentação de sua conferência, e também ao coordenador. Em seguida encerra a sessão. (palmas).

"O FOSFATO DE *PATOS DE MINAS*
E SUAS POSSIBILIDADES ECONÔMICAS"



Expositor:

Eng. Gildo de Araújo Sá Cavalcanti de Albuquerque
C.P.R.M. — Rio de Janeiro

Coordenador:

Eng.º Antenor Firmino Jr.

PAA — EIM

1 — INTRODUÇÃO

Em nome do Dr. Yvan Barretto de Carvalho, Presidente da CPRM, e no meu próprio, desejo, inicialmente, externar as mais sinceras congratulações ao Departamento de Minas e Metalurgia da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo pelo brilhantismo deste VI Simpósio Brasileiro de Mineração.

Durante Simpósio anterior, em 1974, tive oportunidade de apresentar, neste mesmo local, algumas considerações sobre o projeto do Centro de Tecnologia Mineral—CETEM, que a CPRM estava objetivando implantar na Ilha da Cidade Universitária, no Rio de Janeiro e cujas obras civis já se encontram, atualmente, bastante adiantadas.

Hoje, após conhecer o interesse e o dinamismo dos que fazem o Centro Moraes Rego, é com o maior prazer que aqui retorno, honrado e agradecido pelo convite, abordando alguns aspectos relacionados com a problemática do fosfato e, em particular, com o Projeto Fosfato, desenvolvido pela CPRM em Patos de Minas—MG.

Antes de mais nada julgo imprescindível procurar transmitir a importância do problema do fosfato no Brasil, não só pelo seu intrínseco valor mineral, porém, e principalmente, pelo que ele representa para a agricultura brasileira, um dos grandes propulsores e sustentáculos do nosso desenvolvimento harmônico.

No decorrer desta palestra, após vermos alguns aspectos do fosfato no mercado internacional e no País, objetivarei mostrar aos Senhores, através de transparências, dispositivos e explicações orais, aspectos relacionados com a implantação da Usina Engenheiro Adamir Gonçalves Chaves, a quem todo o Brasil deve a descoberta dos grandes depósitos fosfáticos do Grupo Bambuí.

Ressalte-se aqui nossa homenagem a esse grande Engenheiro de Minas, prematuramente falecido, e que no V Simpósio Brasileiro de Mineração apresentou excepcional trabalho sobre os jazimentos de Patos de Minas.

2 — GENERALIDADES

Causaram impacto internacional as perspectivas reveladas pela FAO de que, em 1975, a população mundial era constituída de 4.000.000.000 de habitantes, havendo 1.300.000.000 em estado de fome crônica.

As condições climáticas, em muitas regiões do mundo, principalmente na URSS e na África, têm diminuído grandemente os estoques mundiais de alimento, e hoje temos apenas uma reserva estratégica para trinta dias.

As recessões climáticas, previstas para os futuros 40 anos, deverão ampliar mais ainda as perspectivas de péssimas safras o que conduzirá, indubitavelmente, a uma maior carência de alimento e aumentará o espectro da fome em massa por todo o mundo.

Como aconteceu com o petróleo na conjuntura da Economia Mundial, pelo controle da OPEP, o mesmo poderá acontecer com os alimentos, e recentemente esta organização ofereceu à ONU uma contribuição de US\$ 800 milhões como subsídio à expansão das investigações destinadas ao assunto da produção de alimento.

Presentemente, os Estados Unidos produzem dois terços das exportações mundiais de cereais e, se sua agricultura empobrecer, o mundo estará a depender de outros pequenos produtores, vivendo assim os bilhões de seres humanos sob uma verdadeira espada de Dâmocles, que cairá sobre estes bilhões, desde que a natureza prodigiosa não permita uma safra que possa cobrir as necessidades mínimas de suas massas humanas.

Se este é o quadro atual, embora tristonho, o que não será daqui a mais vinte e cinco anos, quando só na Ásia teremos mais 1 bilhão de criaturas para alimentar? E daqui a mais 40 anos com 2 bilhões?

É claro que a expansão de alimentos deverá surgir, necessariamente, em decorrência de quatro aspectos fundamentais que envolvem o problema:

- 1 — aumento da área cultivada: as terras aráveis disponíveis em alguns países africanos e sul-americanos, particular e notadamente no Brasil, que são ainda vastíssimas e de incomensuráveis possibilidades;
- 2 — aumento de produtividade pela introdução de outros fatores aprimorados, tais como:
 - a) desenvolvimento tecnológico;
 - b) *aplicação de insumos agrícolas*;
 - c) irrigação.
- 3 — alimentos obtidos do mar; e
- 4 — alimentos sintéticos.

Dentro deste aspecto, o segundo, no qual a aplicação de insumos tem sido um dos objetos de todos os Governos, será parte do assunto que abordaremos a seguir.

Nesse contexto, a importância do nosso setor agropecuário avulta a aspectos até então não vislumbrados. A expansão populacional do Brasil na década vindoura, exigirá do País uma quantidade crescente de alimentos necessários à sua sobrevivência, seja pelo aumento da área cultivável com a ocupação da região oeste ou da região norte, seja pela aplicação intensa de insumos agrícolas nas regiões de maior cultivo, próximas aos centros populacionais.

Não há dúvida de que a fome, em escala além-fronteiras, será o desafio que muito em breve seremos chamados a enfrentar. Dono de um amplo território e de largos recursos de terras aráveis, com clima ameno durante todo o ano, com insolação farta e água abundante, tudo indica estar o Brasil predestinado a se constituir num verdadeiro celeiro do mundo.

O setor agrícola tem, ainda, importância fundamental participando com 17% do produto interno bruto e já contribuindo — note-se — com 50% das exportações brasileiras. Se computarmos os manufaturados ou semi-manufaturados, derivados de produtos agropecuários, aumentar-se-á este índice de exportações para 80%. Considerando-se, por outro lado, que o endividamento externo gerado pelos produtos relacionados com a agropecuária corresponde a 9% desse endividamento, é fácil avaliar-se a grande importância que vem assumindo, a cada dia, a agricultura no desenvolvimento brasileiro.

No entanto, para que nossa agricultura continue a crescer a ritmos apreciáveis, é fundamental a produção de fertilizantes a baixo custo, não só para suprir as atuais necessidades como, e mais importante, as necessidades a curto, médio e longo prazos, que tendem a crescer em face da expansão da fronteira agrícola, aliada à intensificação de modernas práticas de agricultura, bem como a programas de longo alcance como o PROVALE, PRODOESTE, PRONORDESTE, POLOCENTRO e, sobretudo, na Recuperação de Cerrados, entre outros.

No setor dos fertilizantes nitrogenados, a PETROQUISA, visando à auto-suficiência a médio prazo, projetou grande expansão em Camaçari-Ba, em Aracaju, em Araucária e em Paulínea, onde utilizará, como matéria-prima, toda a disponibilidade de gás natural doméstico, resíduo asfáltico e nafta importada para a produção de amônia, em unidades industriais de maiores portes que quaisquer outras já existentes no País. Os planos para os nitrogenados, a prazos mais longos, estão na dependência de novas descobertas econômicas de gás natural e/ou da concretização das negociações com possíveis fornecedores de tal matéria-prima.

No setor dos fertilizantes potássicos, muito embora, atualmente, todo o consumo brasileiro seja atendido por importações, há viabilidade de auto-suficiência a médio prazo. Com efeito, as reservas de sais potássicos, em Carmópolis-SE, são de porte a não deixar dúvidas quanto à potencialidade doméstica no setor. É plausível, pois, que, apenas a curto prazo, continue a dependência externa de fertilizantes potássicos.

No setor dos fertilizantes fosfatados, a capacidade produtiva nacional está localizada no litoral, tendo em vista facilitar as importações de que depende, na sua totalidade. Somente agora, com a intensificação do aproveitamento de depósitos já conhecidos, e a recente descoberta de novos jazimentos, da maior importância econômica, inicia-se a interiorização da produção de fertilizantes fosfatados. Um ponto, porém, cumpre de imediato destacar: toda a indústria setorial foi assentada sobre a disponibilidade de matéria-prima barata, situação existente antes de 1974.

3 — O FOSFATO NO MERCADO INTERNACIONAL

O mercado internacional de rocha fosfática caracterizou-se, nos últimos 3 anos, por uma situação de transição, cujos principais reflexos foram a

emergência de novas lideranças no tocante às fontes de oferta e à escalada acelerada dos preços dessa matéria-prima.

Paralelamente, observaram-se deslocamentos substanciais dos fluxos do comércio mundial e o início de uma crescente tendência de substituição das transações de rocha fosfática pelas de ácido fosfórico ("liquid rock trade"), o que hoje se manifesta como a grande aspiração dos países em desenvolvimento detentores de reservas de fosfato.

Em 1974, a produção mundial estimada de fosfato natural atingiu o montante de 110 milhões de toneladas, contra um total de 97 milhões do ano anterior. (Tabela I)

Cerca de 76% desse total foi produzido por apenas 3 países (EUA, URSS e Marrocos, pela ordem), sendo os 24% restantes provenientes de outros países, principalmente africanos e asiáticos.

TABELA I
EVOLUÇÃO DA PRODUÇÃO MUNDIAL DE ROCHA FOSFÁTICA
(t x 10³)

PAÍS	1968	1969	1970	1971	1972	1973	1974
China	1.200	1.400	1.700	2.200	2.600	3.000	—
Ilha Natal	1.209	1.176	1.043	1.141	1.151	1.497	1.809
Israel	902	1.120	1.241	930	872	858	—
Jordânia	1.162	1.094	891	509	683	1.247	1.600
Marrocos	10.519	10.662	11.399	12.013	14.467	16.524	19.326
Nauru	2.805	2.809	2.012	1.842	1.337	2.323	2.288
Oceania	—	—	515	642	503	744	—
Senegal	1.270	1.201	1.528	1.546	1.419	1.693	1.878
África do Sul	1.111	1.271	1.248	1.232	1.198	1.333	1.500
Togo	1.375	1.473	1.508	1.715	1.928	2.272	2.553
Tunísia	3.456	2.000	3.023	3.161	3.206	3.444	3.903
URSS	15.285	15.807	17.960	19.011	20.023	21.250	22.540
USA	37.423	34.224	35.053	34.306	37.741	38.629	41.500
Saara Espanhol	—	—	—	33	150	696	2.179
Argélia	357	410	492	495	471	562	—
Mundial				89.200	89.099	97.489	110.083

FONTE: Phosrock e Mining Review, junho/75

Entretanto, curiosa e sintomaticamente, os mesmos 3 países maiores produtores responderam por 72% do total das exportações, observando-se, no entanto, uma inversão significativa das posições relativas, assumindo o Marro-

cos a liderança do comércio mundial de rocha fosfática, com uma participação de 33% no mercado, em substituição aos EUA, anteriormente o maior exportador. (Tabela II)

TABELA II

EVOLUÇÃO DAS EXPORTAÇÕES MUNDIAIS DE ROCHA FOSFÁTICA
(t x 10³)

PAIS	1969	1972	1973	Variação 72/73(%)
Marrocos	10.262	13.559	15.014	+ 18,1
EUA	10.287	12.605	12.623	+ 0,1
URSS e Vietnã do Norte	5.756	6.456	6.530	+ 1,1
Nauru	2.193	1.340	2.323	+ 73,0
Togo	1.464	1.855	2.292	+ 23,6
Tunísia	1.850	2.306	2.225	- 3,5
Senegal	1.003	1.553	1.672	+ 7,7
Ilha Natal	1.050	924	1.329	+ 4,4
Jordânia	925	949	1.080	+ 13,8
Ilhas da Oceania	565	512	742	+ 45,0
Saara Espanhol	—	73	655	+800,0
Israel	852	638	540	- 15,4
Egito e Síria	386	237	342	+ 44,0
Argélia	360	340	285	- 16,2
Curaçao e México	135	96	70	- 27,0
Total	37.088	43.443	48.811	+ 12,4

FONTE: Phosrock

Em termos de crescimento relativo, são também notáveis as taxas alcançadas pelo Saara Espanhol, Nauru, Ilhas da Oceania, Egito e Síria. Por outro lado, observam-se retrações das posições dos EUA e URSS, provocadas pelo incremento do consumo interno de rocha fosfática nesses países.

No caso norte-americano, também as limitações de ordem ecológica têm imposto severas restrições à expansão das minerações da Flórida e do Oeste, resultando, assim, em crescentes restrições à exportação de rocha americana, que procuraria atender, apenas, ao mercado interno.

Paralelamente, existem evidências de que a URSS deverá, nessa década, inverter sua posição, passando de grande exportadora a importadora de rocha fosfática. Demonstram tal assertiva os contratos firmados recentemente entre aquele país e o Marrocos, para a aquisição do fosfato de Meskala.

Dessa forma, a posição marroquina deverá ser ainda mais fortalecida nos próximos anos, com importantes reflexos na política de preços do mercado mundial.

Em virtude do desequilíbrio entre a oferta e a demanda de rocha fosfática, a partir de 1971, o nível dos preços dos fosfatos, após um período de grande estabilidade, teve uma expansão explosiva e que levou o *Jornal Corriere Della Sera* — *Jornal de Milão*, a fazer, em abril próximo passado, o seguinte comentário sobre os produtos alimentícios:

“Uma arma que pode ser ainda mais decisiva que a do petróleo é a de alguns produtos alimentícios, e se trata de uma arma concentrada particularmente nas mãos dos políticos norte-americanos, pois, nos últimos anos, mais de 70% das exportações mundiais de trigo e até 98% das de feijão de soja foram feitas pelos Estados Unidos. Na espera do acordo definitivo para a compra de oito milhões anuais de toneladas de cereais, por cinco anos seguidos, a União Soviética teve uma atitude reservada em relação às negociações entre Washington e o Cairo e Tel Aviv. O Presidente dos Estados Unidos da América, por ocasião da intervenção soviética em Angola aludiu claramente à possibilidade de esgrimir o trigo como arma de pressão. O Ministro da Agricultura dos Estados Unidos, Earl Butz, afirmou que “no mundo de hoje existem apenas dois poderes reais: o do petróleo e o dos alimentos, este mais importante que o primeiro”. Sem dúvida — trigo e soja dão aos Estados Unidos um formidável meio de pressão e negociação política nos próximos anos”.

A elevação dos preços do fosfato no mercado internacional estimulou, por sua vez, a implantação de projetos para a exploração de reservas de rochas fosfáticas de baixo teor, abundantes em diversos países. Contudo, seus custos de produção serão necessariamente mais elevados que aqueles dos países africanos, o que, de certa forma, contribuirá na manutenção dos preços altos.

A bem sucedida experiência do cartel do petróleo, conduzida por países árabes, parece ter contribuído marcantemente para que uma nova política de preços de rocha fosfática tenha sido estabelecida pelo Marrocos, num estilo similar ao da OPEP.

A posição da OCP (Office Chérifien des Phosphates) marroquina surpreendeu pela escala dos aumentos verificados, tendo triplicado o preço FAS da rocha fosfática que, em janeiro de 1974, era de US\$ 14.00 passando a US\$ 42.00 por tonelada. Aumentos posteriores elevaram esse nível para US\$ 63.00/t, para rochas 75-77% BPL ($\pm 35\%$ de P_2O_5), prática logo seguida

TABELA III
EVOLUÇÃO DOS PREÇOS DE CONCENTRADOS FOSFÁTICOS NO
MERCADO MUNDIAL

PROCEDÊNCIA E TIPO	ANTES DE 01/01/74	DE 01/01/74 A 30/06/74	A PARTIR DE 30/06/74
USA – FLÓRIDA			
US\$/t curta, FOB			
Tampa ou Jacksonville			
66–68% BPL (30,3–31,2% P_2O_5)	9.90	20.00	37.00
70–72% BPL (32,1–33,0% P_2O_5)	11.50	24.00	47.00
72–74% BPL (33,0–33,9% P_2O_5)	13.10	27.50	55.50
76–77% BPL (34,9–35,3% P_2O_5)	14.50	30.00	63.00
MARROCOS			
US\$/t métrica FOB			
Safi ou Casablanca			
70–72% BPL (32,1–33,0% P_2O_5)			60.50
75–77% BPL (34,4–35,3% P_2O_5)	14.50	42.50	63.50
77–79% BPL (35,3–36,2% P_2O_5)			71.50
80–82% BPL (36,7–37,6% P_2O_5)			75.50

FONTES: Phosphorus & Potassium, CCP, Industrial Minerais

por outros produtores africanos, como a Tunísia, a Argélia, o Senegal e o Togo.

Por sua vez, a Associação Americana dos Exportadores de Rocha Fosfática (Phosrock), promoveu, em 1974, novos aumentos dos preços, que passaram a se aproximar daqueles estabelecidos pela OCP. (Tabela III)

Como resultado da expansão do consumo de fertilizantes nos países da Europa Ocidental (especialmente a França), Canadá, Austrália e Japão, assim como nos países em desenvolvimento, a demanda de rocha fosfática apresentou, em 1973, um crescimento de 12,4% sobre o nível verificado em 1972. (Tabela IV)

Um ano agrícola excepcionalmente bom favoreceu a Austrália que, assim, apresentou o maior crescimento na importação, tornando-se a quarta

TABELA IV
EVOLUÇÃO DAS IMPORTAÇÕES MUNDIAIS DE ROCHA FOSFÁTICA
 (1.000 t)

PAÍS	1969	1972	1973	Variação 73/72 (%)
Europa Ocidental	17.386	20.805	22.584	+ 8,6
França	3.538	4.130	4.849	+ 17,4
Alemanha Ocidental	2.617	2.936	2.870	- 2,2
Bélgica	1.869	2.404	2.381	- 0,1
Espanha	1.357	2.009	2.255	+ 12,3
Holanda	1.209	1.850	2.129	+ 15,1
Itália	1.976	2.109	1.983	- 6,0
Grã-Bretanha	1.662	1.735	1.979	+ 14,0
Outros	3.158	3.632	4.138	+ 11,4
Europa Oriental	6.598	8.437	8.700	+ 3,1
Polônia	1.851	2.854	2.747	- 3,8
Alemanha Oriental	1.263	1.352	1.398	+ 3,4
Rumânia	828	1.138	1.358	+ 19,4
Iugoslávia	718	949	1.006	+ 0,6
Tchecoslováquia	952	1.051	987	- 6,1
Outros	986	1.039	1.204	+ 15,9
América do Norte	2.334	2.721	3.220	+ 18,3
Canadá	2.210	2.670	3.153	+ 18,1
Outros	124	51	67	+ 31,3
América Latina	1.182	2.267	2.623	+ 15,7
México	755	1.111	1.391	+ 20,1
Brasil	287	858	949	+ 8,1
Outros	140	278	283	+ 1,7
Ásia	5.871	6.345	7.345	+ 13,8
Japão	2.960	2.962	3.270	+ 10,4
China	1.072	1.132	1.424	+ 26,0
Índia	707	885	856	- 3,3
Outros	2.313	1.477	1.795	+ 21,5
Oceania	3.689	2.719	4.261	+ 56,0
Austrália	2.613	1.699	3.011	+ 77,0
Nova Zelândia	1.076	1.020	1.251	+ 22,6
África	25	38	79	+108,0
TOTAL	37.088	43.443	48.811	+ 12,4

FONTE: Phosrock

maior importadora na expansão do mercado internacional de fosfato, no período de 1972/73.

A longo prazo, consideram-se como os melhores mercados em expansão a Espanha, a Holanda, a Romênia, o México e o Brasil, os quais tiveram suas importações aumentadas em mais de 50%, a partir de 1969.

O decréscimo de importações de alguns países da Europa Ocidental revela, também, marcantes tendências no mercado internacional. De um lado, a queda das importações da Itália é atribuída ao congelamento dos preços de fertilizantes fosfatados estabelecido pelo governo, na busca de uma contenção dos preços de produtos agrícolas. Por sua vez, a redução das importações da Alemanha Ocidental parece ser explicada pelo aumento das importações de ácido fosfórico.

Nesse sentido, existem evidências de que diversos países tenderão, no futuro, a substituir suas importações de rocha por ácido fosfórico. Tal situação, que vem de encontro às aspirações dos países em desenvolvimento, produtores de rocha fosfática, parece constituir uma tendência irreversível para a afirmação do chamado "liquid rock trade", com reflexos também importantes na política de preços no futuro.

Em virtude do desbalanceamento entre a oferta e a demanda de rocha fosfática, a partir de 1971, e do deslocamento do centro de controle do mercado dos EUA para o Marrocos, o nível de preços dos fosfatos experimentou, após um período de longa estabilidade, uma impressionante escalada.

TABELA V

EVOLUÇÃO DE PREÇOS EM 1974, 1975 E 1976 (US\$)

		JUN/74	JUL/74	OUT/74	JAN/75	FEV/76
OCF: (Marrocos)						
Khouribga	75/73 BPL	42,00	63,00	—	68,00	48,50
	70/72 BPL	40,00	60,00	—	65,00	46,00
Youssoufia	70/72 BPL	37,50	56,25	—	60,75	—
Phosrock (E.U.A.):						
	75/74 BPL	27,07	41,34	55,00	—	47,00
	72/70 BPL	23,62	35,43	48,00	—	41,00
	68/66 BPL	19,68	29,53	39,00	—	37,00

As exportações de rocha fosfática respondem por 70% das receitas minerais do Marrocos e 20% de toda a sua pauta de exportação. Essa grande dependência da economia marroquina ao comércio de fosfatos e a consoli-

dação de sua liderança no mercado mundial explicam, parcialmente, a atitude desse país face aos preços de rocha fosfática.

O ano de 1975 mostrou-se atípico, com colocação de estoques no mercado, relativa estabilidade de preços e aumento na produção.

Os países do Norte da África aumentaram sua capacidade de exportação em mais de 20% e os planos atuais do Marrocos são de continuar até 1977, aumentando sua capacidade até 25 milhões de toneladas de rocha.

A evolução de preços nestes anos pode ser esquematizada pela tabela V.

Atualmente, os preços apresentam tendência à baixa, pois os Estados Unidos estão em período de entressafra e os exportadores estão colocando toda a produção no mercado externo. A situação deve se inverter ou estabilizar nos próximos meses, haja visto que não se fazem contratos a longo prazo aos preços atuais.

É aceitável, no entanto, como já está ocorrendo, que o nível dos preços internacionais de rocha fosfática, a curto prazo, venha a sofrer modificações para menos, em face de novas condições de oferta e procura. Porém, tal inversão da curva de preços contará com um mercado vendedor atento e controlado, o que impedirá uma retroação aos níveis anteriores a 1974.

As previsões a longo prazo indicam que o equilíbrio entre a oferta e a procura de rocha fosfática poderá ser reestabelecido em 1977, conforme o estima a Phosrock.

Atenção merecem, também, os recentes acontecimentos abrangendo os países do noroeste africano. Nos conflitos pela posse das reservas de fosfato do Saara Espanhol, além deste, está envolvido o Marrocos.

Tudo isto sugere uma idéia de extrema insegurança para nós em face da dependência de importação dessa matéria-prima. Além do espectro constante da formação de cartel, nos moldes da OPEP e do conseqüente reflexo negativo de uma política altista de preços sobre a nossa economia, há perigo permanente de cessação total do fornecimento, em conseqüência de uma conflagração.

Forçoso é, pois, desenvolver nossa auto-suficiência na produção de fosfato.

4. O FOSFATO NO BRASIL

No Brasil, os depósitos fosfáticos ocorrem nas seguintes modalidades:

- a. jazidas sedimentares de origem marinha, sob a forma de fosforito (na costa do Estado de Pernambuco e demais Estados do Nordeste Brasileiro); em áreas de distribuição do Grupo Bambuí: Cedro do Abaeté, Quartel de São João, Patos de Minas e Coromandel;
- b. jazidas relacionadas com atividades magmáticas, sob a forma de apatita (Araxá, Catalão, Jacupiranga, etc.);

- c. jazidas de concentração residual e enriquecimento secundário, constituindo bauxitas fosforosas (Pirocáua e Trauíra, no Estado do Maranhão);
- d. depósitos denominados guanos, constituindo-se em acumulações de fosfato de cálcio provenientes de dejetos de aves marinhas (Ilhas Rata e Fernando de Noronha).

Empregam-se todas essas rochas na técnica corrente de fertilização de solos. Seu valor, quanto à resposta agrícola, é tanto maior quanto mais rápida for a absorção, pelo vegetal, do fósforo contido.

Há vários tipos de fertilizantes fosforosos como:

- a. fosfato *in natura*;
- b. superfosfato;
- c. fosfato desfluorizado.

O fosfato *in natura* é aquele que, extraído de seus depósitos e concentrados, oferece qualidades que permitem sua utilização imediata na agricultura; essa utilização é ditada, sobretudo, pela sua solubilidade e pela inexistência de elementos nocivos que, por vezes, se encontram nas rochas fosfáticas. Se não oferece qualidades para utilização *in natura*, o fosfato deve sofrer um processamento, de que resultam os diversos tipos de fertilizantes macronutrientes fosforosos.

No caso específico de Patos de Minas, o concentrado fosfático que será produzido na Usina Protótipo enquadra-se no primeiro tipo. Apresenta-se sob

TABELA VI

**BRASIL – IMPORTAÇÃO DE ROCHA FOSFÁTICA
(1.000 t)**

PAÍSES EXPORTADORES	1969	1970	1971	1972	1973	1974
Estados Unidos	235	421	563	720	581	622
Marrocos	44	59	43	93	241	543
Tunísia	5	21	41	63	85	140
Israel	3	—	—	2	—	46
Sahara Espanhol	—	—	—	—	42	—
Senegal	—	—	—	—	—	15
TOTAL	287	501	647	878	949	1.366

a forma de minério apatítico, porém, diferindo dos demais dessa classe pela sua alta solubilidade, o que lhe permite uso *in natura*, inclusive para culturas de ciclo rápido. Suas características assemelham-se às dos demais fosforitos, figurando na sua composição mineralógica, dahalita e grande quantidade de colofanita.

Ressalte-se, aqui, tratar-se de descoberta sem precedentes na área mineral do Brasil, a qual poderá concorrer para que o País alcance, em breve, auto-suficiência na produção de concentrados fosfáticos.

Atualmente, com uma produção de fertilizantes fosfáticos da ordem de 300.000 t/ano de P_2O_5 , quantidade atingida em 1974, o Brasil dispõe de pouco mais de 1/4 desse total abastecido por rocha nacional, sendo cerca de 3/4 importados. A Tabela VI a seguir, demonstra a evolução dessa importação.

No início da década dos anos 70, a indústria nacional começou a importar ácido fosfórico, ao invés de, apenas, concentrados fosfáticos, o que lhe trouxe uma possibilidade de mais rápida expansão, a menores custos fixos, aumentando, porém, em contrapartida, nossa dependência externa, no que concerne aos fertilizantes fosfáticos, já que a produção doméstica de concentrados não cresceu.

Por outro lado, os programas governamentais, desenvolvidos desde 1957, com a finalidade de incrementar a utilização de insumos em nossa agricultura, vêm se expandindo rapidamente com a utilização, pelos agricultores, de fertilizantes. No período 1960/70, a expansão atingiu cerca de 228,3%. Em 1960 foram consumidos cerca de 304 mil t, atingindo 998 mil t em 1970, o que representa uma taxa média de aumento de 19,3% a.a. Mais recentemente, com a introdução de vários mecanismos financeiros, o panorama voltou a mostrar a mesma expansão. No período 1970/75, o crescimento do consumo atingiu um aumento de 84,4%.

No período 1963/75, os fosfatos obtiveram um crescimento de 510,0%, com 156.800 t de P_2O_5 em 1963 para, em 1975, alcançar cerca de 957.900 t de P_2O_5 ; comparando com o consumo global de fertilizantes, houve uma expansão acelerada dos fosfatos neste período.

No grupo dos fertilizantes, o fosfato tem assumido uma posição de liderança, com um mínimo de 40% no período 1963/75, evidenciando claramente a sua importância frente às necessidades de nossos solos. (Tabela VII)

CONSUMO APARENTE DE FERTILIZANTES NO BRASIL

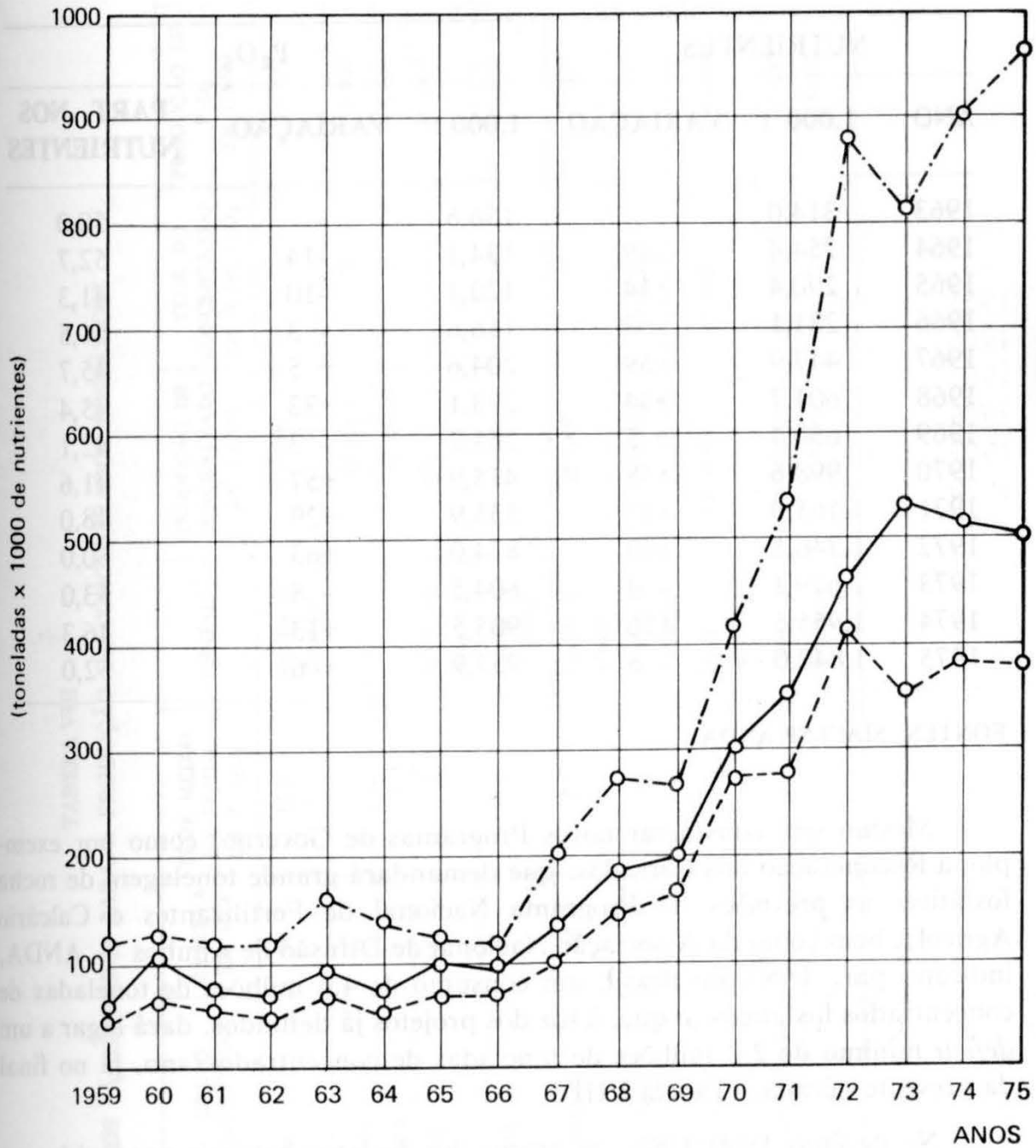


TABELA VII

**CONSUMO APARENTE DE FERTILIZANTES NO BRASIL EM
RELAÇÃO AO FOSFATO**

NUTRIENTES			P ₂ O ₅		
ANO	1.000 t	VARIAÇÃO	1.000 t	VARIAÇÃO	PART. NOS NUTRIENTES
1963	314,0	-	156,8	-	50,0
1964	254,4	-19	134,1	-14	52,7
1965	290,4	+14	120,1	-10	41,3
1966	281,1	- 3	116,6	- 3	41,5
1967	447,9	+59	204,6	+ 5	45,7
1968	601,7	+34	273,1	+33	45,4
1969	630,4	+ 5	265,7	- 3	42,1
1970	998,6	+58	415,9	+57	41,6
1971	1.165,0	+17	535,9	+29	48,0
1972	1.746,5	+50	874,0	+63	50,0
1973	1.679,1	- 4	804,5	- 8	53,0
1974	1.955,6	+16	905,5	+13	46,3
1975	1.842,0	- 6	957,9	+ 6	52,0

FONTES: SIACESP/ANDA

Mesmo sem considerar novos Programas de Governo, como por exemplo, a Recuperação dos Cerrados, que demandará grande tonelagem de rocha fosfática, as previsões do Programa Nacional de Fertilizantes e Calcário Agrícola, bem como da Associação Nacional de Difusão de Adubos — ANDA, indicam, para 1980, no Brasil, um consumo de 4,8 milhões de toneladas de concentrados fosfáticos, o que, à luz dos projetos já definidos, dará lugar a um *deficit* mínimo de 2,3 milhões de toneladas de concentrados/ano, já no final da presente década. (Tabela VIII)

No decênio 1960/1969, os preços dos fosfatos naturais produzidos no País mantiveram-se aparentemente estáveis, principalmente no período 1965/69, alcançando uma expansão da ordem de 76,9% entre 1973/74, com um preço médio crescendo de US\$ 25.23/t, em 1973, para US\$ 44.46/t em 1974.

Para as substâncias fosfatadas naturais importadas, os preços médios mantiveram-se instáveis, elevando-se constantemente acima de US\$ 22.94/t a partir de 1966, alcançando um mínimo, em 1972, representado por

TABELA VIII
PROJETOS JÁ DEFINIDOS PARA A PRODUÇÃO DE CONCENTRADOS FOSFÁTICOS

JAZIDA	GRUPO INDUSTRIAL	RESERVA EM 10 ⁶ t	TEOR MÉDIO DA JAZIDA EM % P ₂ O ₅	GÊNESE	PRODUÇÃO DE CONCENTRADO EM t/ANO	TEOR DO CONCENTRADO Em % DE P ₂ O ₅	PRODUÇÃO DE P ₂ O ₅ EM t/ANO	OBSERVAÇÃO
Araxá (MG)	Arafertil	90	15.0	Apatita de chaminé	570.000	34	193.000	Produção P/1977
Araxá (MG)	Camig	—	—	—	40.000(*)	24	9.600	Aplicação direta
Araxá (MG)	Camig	—	—	—	30.000(*)	28	8.400	P/termosfato
Tapira (MG)	Valep	184	7.9	Apatita de chaminé	1.000.000	36	350.000	Produção p/1978
Catalão (GO)	Metago	80	10.0	Apatita de chaminé	570.000	34	193.000	Produção p/1978
Jacupiranga (SP)	Quimbrasil	80	5.0	Apatita de chaminé	250.000	35	87.500	Em Produção
Ipanema (SP)	Quimbrasil	60	10.0	Apatita de chaminé	em definição	em definição	97.500	Em Estudo
Trauíra (MA)	Nordon	10	12.0	Fosfato de alumínio	em definição	em definição	em definição	—
Olinda (PE)	Fasa e Profertil	10	21.2	Fosforita	em definição	em definição	105.000	Em Estudo
Patos de Minas (MG)	CPRM	256(**)	13.0	Fosforita	150.000	26	39.000	Em produção a partir de 31.03.76

(*) Recebida sob Contrato (**) Somente computada a reserva medida.

US\$ 14.19/t. No entanto, entre 1973/74 houve um elevado aumento dos preços, atingindo US\$ 57.98/t em 1974, indicando um aumento de 569,4% da média do ano anterior. Estes preços têm permitido que grandes reservas minerais do País, que não possuíam uma viabilidade econômica de extração, venham, no futuro próximo, incorporar-se à produção mineral.

Para os fosfatos químicos, estes mantiveram uma cotação estável até 1971, com um maior preço em 1970, cerca de US\$ 48.81/t. No entanto, a partir de 1972, obtiveram uma extrema valorização, com aumentos sucessivos de 43,5% entre 1971/72, 85% entre 1972/73 e 88% entre 1973/74, estabilizando-se ao preço médio de US\$ 300.00/t no decorrer de 1975.

O avultamento dos preços dos fosfatos químicos em 400% no período 1971/74 foi seguido, em parte, pelo dos fosfatos naturais. Estes preços têm permitido uma grande polarização do setor industrial, no sentido de investimentos na produção de fosfatos solúveis, tanto no País como no exterior. A expansão prevista de mais de 200% na capacidade de produção do País define claramente este objetivo.

A produção dos fosfatos naturais e sua comercialização alcançaram cerca de US\$ 52.904 mil no período de 1973/74, com a elevação do valor da venda dos fosfatos domésticos em 107,6%.

Comparando a produção dos fosfatos naturais com a produção mineral bruta, estes alcançaram o insignificante valor de 0,7%, mostrando, assim, sua pequeníssima participação.

É de notar que a exploração mineral de rochas fosfáticas de baixo teor só é viável economicamente quando associada à produção de fosfato solúvel. Em muitos empreendimentos nacionais ligados à apatita — fosfato de baixa solubilidade e alto conteúdo de fluor —, cujos custos de extração são próximos ou iguais à venda do concentrado no mercado doméstico, só haverá possibilidade dos mesmos participarem do mercado quando os concentrados obtidos em tais unidades industriais forem localmente transformados em fosfatos solúveis, como vem sendo desenvolvido pelas empresas detentoras dos jazimentos de Catalão-Ouvidor-GO (METAGO), Tapira-MG (VALEP-VALE-FÉRTIL), Araxá-MG (ARAFÉRTIL) e Jacupiranga-SP (QUIMBRASIL). Pelos dados obtidos, somente Patos de Minas teria possibilidade econômica de desenvolver-se sem integração vertical.

DEPENDÊNCIA ECONÔMICA

No período 1965/74, foram consumidos cerca de US\$ 707,415 mil de fertilizantes fosfatados, e a produção doméstica situou-se em, apenas, US\$ 52,904 mil, o que absorveu divisas da ordem de US\$ 654,511 mil, correspondendo a uma taxa de 92,5% de dependência econômica. Isto identifica, claramente, o baixo estágio em que se acha a economia dos fertilizantes fosfatados no País.

TABELA IX
VALOR DA IMPORTAÇÃO DE FOSFATOS EM RELAÇÃO AOS FERTILIZANTES
1965/74

ANO TIPOS	1965	1966	1967	1968	1969	1970	1971	1972	1973	1974
Fosfatados A	7.190	8.516	14.724	21.656	22.050	35.337	47.475	106.732	418.122	352.172
Fertilizantes B	31.180	30.180	41.667	52.684	56.076	78.777	85.769	168.670	183.058	569.753
A/B participação	23,0	28,2	35,3	41,1	39,3	44,8	55,3	63,3	64,5	61,8

FONTE: Importações e Exportações de Bens Minerais – CPRM – DECOM.

TABELA X
BALANÇO ECONÔMICO DO FOSFATO
1965/74

US\$ 1,000.00

ANO	1965	1966	1967	1968	1969	1970	1971	1972	1973	1974	TOTAL
-----	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	-------

FOSFATOS NATURAIS

Produção	1.290	2.107	3.794	3.073	2.742	4.500	6.687	5.586	6.180	16.945	52.904
Importação	3.459	2.574	4.225	6.230 ¹	5.175 ¹	6.783 ¹	8.946 ¹	12.178 ¹	17.783	76.253	143.606
Particip. Produção	27,2	45,0	47,3	33,0	34,6	39,9	42,8	31,4	25,8	18,2	26,9
Consumo	4.794	4.681	8.019	9.303	7.917	11.283	15.633	17.764	23.963	93.198	196.510

FOSFATOS QUÍMICOS

Produção	24.338	20.787	30.176	30.625	40.487	66.230	85.971	121.246	176.993	178.462	765.315
Importação	4.190	4.291	10.499	15.425 ¹	16.875 ¹	28.554 ¹	38.529 ²	94.554 ¹	100.339 ¹	275.919	564.219

FONTES: ¹ Anuário Estatístico – IBGE² Importação e Exportação de Bens Minerais e substâncias correlatas – CPRM–DECOM

TABELA XI

CONSUMO PER CAPITA DE NUTRIENTES FOSFATOS

ANO	População ⁴ mil habitantes	Consumo ² em toneladas *	Per capita kg/hab.	Crescimento
66	83.343,2	116.648	1,40	- 2,9
67	85.748,1	204.606	2,39	75,4
68	88.222,4	272.791	3,09	33,3
69	90.768,1	265.761	2,92	- 2,6
70	93.387,2	395.938	4,24	48,9
71	96.081,9	486.127	5,06	22,8
72	98.854,3	874.935	8,85	79,9
73	101.706,6	804.512	7,91	- 8,7
74	107.660,9	994.462	9,24	23,6
75	110.767,5	872.566 ³	7,88	-13,9

* em P₂O₅

FONTES: ¹ Anda
² Anda-Previsão. Conj.Econômica-Fev.1975
³ Conjuntura Econômica - Fev.1976
⁴ Estimativas Preliminares Urbana e Rural
1960/80 - J.L. Madeira & Celso C.S. Simões
Rev.Bras.Estat. - Ano XXXIII - n.º 129 - 1972

No período 1966/75, o consumo de fertilizantes fosfatados cresceu de 648,9%, alcançando uma taxa média de 25,5% ao ano e passando de 116.648 t para 872.566 t. O maior crescimento ocorreu no ano de 1973, com aproximadamente, 80%. A variação do crescimento, com taxas positivas e negativas, refletiu a necessidade de formação de estoque de uma safra agrícola para outra a fim de evitar colapso no fornecimento de fertilizantes, através das importações.

No entanto, quanto aos aspectos de valores de consumo *per capita*, estes mostraram uma elevação acentuada de 1,40 kg/habitante, em 1966, para 9,34 kg/habitante, em 1974, ano de maior consumo no decênio indicado.

Os fosfatos naturais produzidos, representaram a insignificante participação de 6,6%, mostrando, assim, que o setor da mineração de fertilizantes fosfatados do País mostra-se apático, quanto às necessidades domésticas,

este vital insumo agrícola que participa com mais de 40% de todo o consumo de fertilizantes do País.

CONSUMO PER CAPITA DE NUTRIENTES FOSFATADOS (kg/habitante)

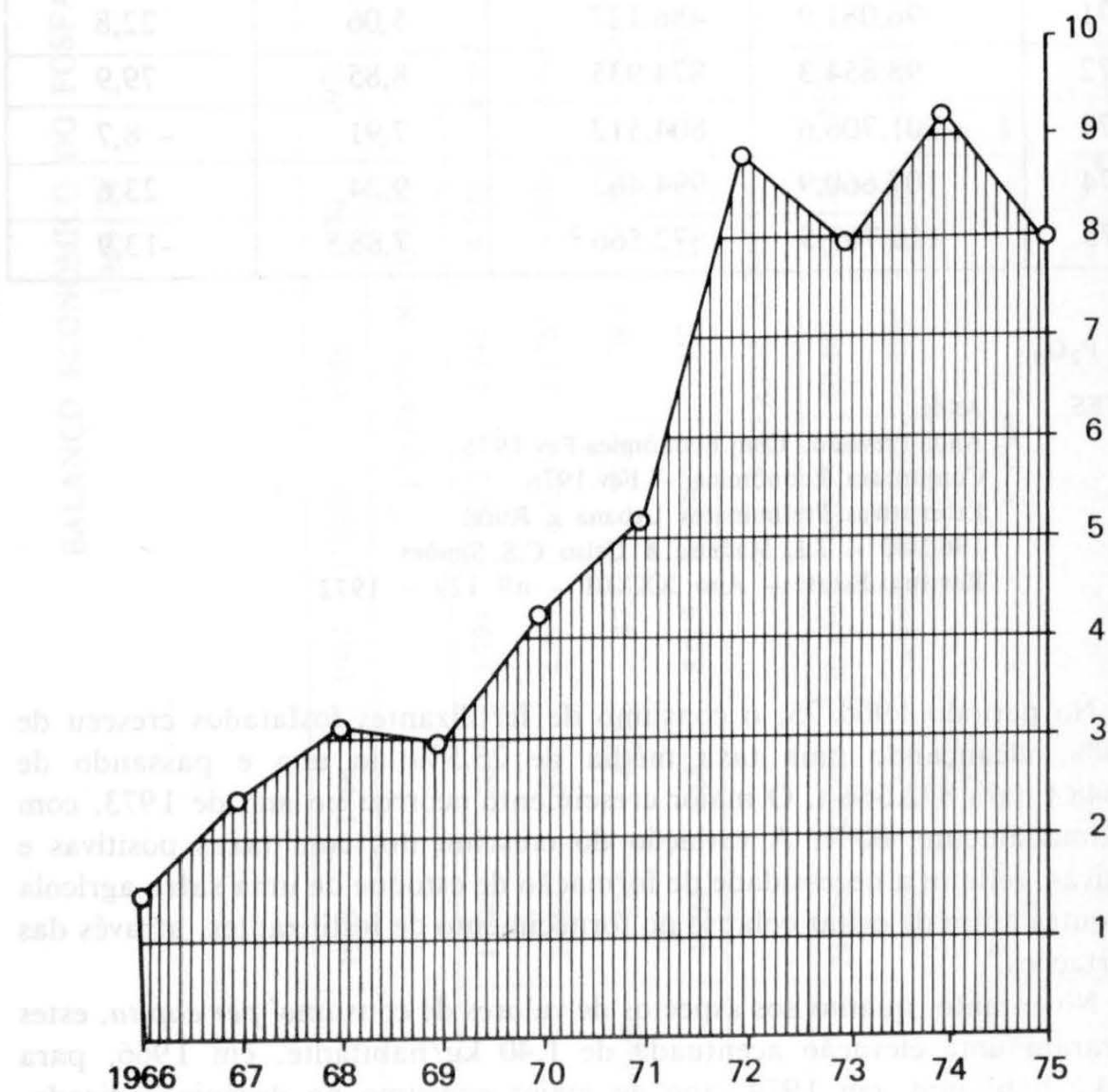


TABELA XII
CONSUMO APARENTE DE FERTILIZANTES FOSFATADOS
1964/73

Anos Substâncias	1966	1967	1968	1969	1970	1971	1972	1973	1974
Prod. Fosf. Nat.	49.878	52.035	53.127	42.800	60.300	74.300	103.940	145.033	195.688
Fosf. Import.	66.770	152.571	219.664	222.961	335.638	411.827	617.884	738.148	798.774
Consumo	166.648	204.606	272.791	265.761	395.938	486.127	874.935	804.512	994.462
Taxa Cresc.	-2,9	75,4	33,3	-2,6	48,9	22,7	79,9	-8,7	23,6

FONTES: ¹ Anda. Sindicatos de Fertilizantes e Adesivos

² Anuário Mineral – DNPM – 1975

³ Conjuntura Econômica – Fev. 1976

TABELA XIII
CONSUMO DE FERTILIZANTES FOSFATADOS P/REGIÃO

em P_2O_5 /ton.

Anos	NORTE/NORDESTE		CENTRO		CENTRO				SUL			
	Nacional *	Import.	Total	%	Nacional	Import.	Total	Part. %	Nacional	Import.	Total	Part. %
1966												
1967												
1968	4.420	9.138	13.738	5,0	107.743	85.574	190.317	69,7	10.320	58.719	69.039	25,3
1969	4.317	13.058	17.375	6,5	110.298	57.147	167.445	63,0	13.183	67.664	80.847	30,4
1970	12.931	18.666	31.597	7,6	136.760	103.458	240.218	57,7	22.555	121.568	144.123	34,6
1971	7.969	27.134	35.103	6,5	211.710	72.635	284.345	53,0	22.674	193.743	216.417	40,3
1972	7.868	55.524	63.392	7,5	250.933	154.352	405.285	48,0	30.477	406.259	375.782	44,5
1973	5.700	49.467	55.167	7,5	257.474	182.112	445.586	61,0	73.588	303.759	230.171	31,4

(*) Fertilizantes fosfatados naturais e fertilizantes químicos produzidos c/rochas nacional e importada.

FONTE: ANDA.

O consumo pelas três principais regiões brasileiras, situou-se dentro das seguintes condições: a região Nordeste representou, no último ano de estatísticas conhecidas (1973), uma participação de 7,5% do consumo, concentrando-se sua utilização, predominantemente, no cultivo da cana de açúcar, com, aproximadamente, 80%, seguido do cultivo do cacau, com 15% e o restante com 5%. A baixa participação da região no consumo levou o Banco do Nordeste do Brasil e o ANDA a iniciarem, em 1972, um programa intensivo de pesquisa e demonstração do uso de fertilizantes.

A região Centro é, presentemente, o maior consumidor, com 61,5%, e reflete a intensa atividade agrícola e o seu elevado grau de tecnologia, condicionando a utilização do fosfato em cerca de 20% no cultivo do café; 20% na cana de açúcar; cerca de 8% na soja e 7% no algodão, restando, para os outros diversificados cultivos, cerca de 45%.

Na região Sul, a participação alcança cerca de 31,0% e vem se expandindo, rapidamente, pela ampliação da área cultivada de trigo e soja que absorve cerca de 90% do consumo regional de fosfato.

5 — O FOSFATO DE PATOS DE MINAS

Sua Pesquisa — Unidade Protótipo

Possibilidades Industriais

Compreendendo a necessidade de novas fontes de fosfato para a agricultura brasileira, a CPRM empreendeu a busca de novos depósitos em áreas potencialmente favoráveis.

Em fins de 1974, através do eminente Engenheiro ADAMIR GONÇALVES CHAVES, foram constatados, nos locais denominados Rocinha e Pirubinhas, município de Patos de Minas-MG, os primeiros indícios do que aparentava tratar-se de um grande depósito de fosfato.

Num esforço de pesquisa mineral, sem precedente no Brasil, iniciou a CPRM trabalhos imediatos de sondagens, análises e ensaios, permitindo, em 90 dias, poder confirmar a descoberta como sendo o maior depósito sedimentar de rocha fosfática do País.

As pesquisas prosseguiram, para melhor qualificar e quantificar a jazida, numa objetiva determinação de áreas mais favoráveis à lavra. A Tabela XIV evidencia a velocidade com que foram desenvolvidos os trabalhos de pesquisa mineral do depósito, que se estende por cerca de 10 km, numa faixa média mineralizada de, aproximadamente, 600 m.

De imediato, a CPRM procurou incorporar esse depósito ao sistema produtivo nacional, devido à especial característica do minério que, pela sua solubilidade, permite uso *in natura*, sem necessidade de processamento químico.

TABELA XIV

SERVIÇOS EXECUTADOS	ATÉ 10/03/75	ATÉ 30/06/75	ATÉ 31/12/75
Sondagens (m)	4.289,65	7.529,55	15.920,25
Sondagens (furos)	61	106	268
Pontos observados	1.200	1.397	3.640
Caminhamentos (m)	60.000	68.000	182.000
Trincheiras (m ³)	2.088	2.306	2.306
Amostras coletadas	5.171	9.105	17.094
Elementos dosados	9.055	20.817	46.777
Perfis topográficos (m)	93.000	128.500	206.550
Volume de material obtido em poços de pesquisa (m ³)	51	107	236
Galeria de prospecção com seção transversal de 1,20 x 2,10 m túnel - (m)	—	—	100

A Tabela XV, a seguir, fornece uma idéia precisa da evolução do conhecimento atual das reservas, na faixa de economicidade, dentro da qual foram intensificadas as sondagens e a abertura de poços e trincheiras.

TABELA XV

Alvará	Reserva								% da reserva total
	Medida	Teor* P ₂ O ₅	Indicada	Teor* P ₂ O ₅	Inferida	Teor* P ₂ O ₅	Total	Teor* P ₂ O ₅	
1511	178.869.712	13,60	45.330.564	11,14	64.907.155	>5	289.107.431	11,28	63,73
1512	77.483.410	11,65	41.931.446	10,47	45.150.871	>5	164.565.727	9,52	36,27
1513	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Total	256.353.122	13,01	87.262.010	10,82	110.058.026	>5	453.673.158	**10,64	100,00
% da reserva total	56,51		19,23		24,26		100,00		

* Teor médio em P₂O₅ sem considerar a reserva inferida = 12,45%

** Teor médio percentual em P₂O₅

Procurando adiantar soluções, a CPRM incluiu, no seu plano de pesquisa, a instalação de uma Unidade Protótipo, com capacidade de produção de 150.000 t/ano de concentrados, a 26,0% de P_2O_5 , para emprego *in natura*, objetivando, fundamentalmente, a recuperação dos cerrados, cuja área, só no Estado de Minas Gerais, alcança perto de 300.000 km².

A velocidade de ataque ao problema evidencia-se pelo prazo recorde, de cerca de 9 meses, transcorrido entre o início da terraplenagem, em 03.07.75, e a inauguração da referida Unidade, em 31.03.76.

Encareça-se que a experiência mundial demonstra que, entre a descoberta de uma jazida e o seu aproveitamento, mesmo em caráter experimental, medeia intervalo de 3 a 4 anos. Graças ao esforço e abnegação de toda a equipe da CPRM, isto foi em menos de um ano e meio, o que consiste, sem sombra de dúvida, fato digno de registro.

Outro fato também relevante é que, na instalação da Unidade Protótipo, foram exclusivamente empregados equipamentos de fabricação nacional, exce- tuando-se poucos componentes que, embora importados por terceiros, encontravam-se ociosos e foram recuperados e postos em operação pela CPRM.

O processamento empregado, também desenvolvido por firma projetista nacional, utiliza britagem primária, moagem, classificação, deslamagem, secagem e remoagem do concentrado final.

Entre os equipamentos que compõem o fluxograma produtivo da Unidade Protótipo, encontram-se vários itens, cujas capacidades superam, no gênero, quaisquer similares anteriormente produzidos no Brasil, salientando-se o moinho de barras, o moinho de impacto e o moinho pendular de pulverização. (*Explicações orais do projeto*)

Além dos serviços de construção civil e montagem dos diferentes setores integrantes do circuito de concentração propriamente dito, foram executadas, também, outras obras complementares de vulto, tais como: casa de força diesel-elétrica (auxiliar); três barragens; adutora de 3,5 km e tomada de água; edificações para almoxarifado e oficina, laboratório, portaria, refeitório; além de aeródromo, num custo total de cerca de Cr\$ 83 milhões, para toda a Unidade Protótipo. (Slides)

O funcionamento da Usina ENGENHEIRO ADAMIR GONÇALVES CHAVES permitirá, de imediato, a produção de um concentrado com uma garantia mínima de 26% de P_2O_5 , para uso *in natura*, com um teor de 6% de P_2O_5 solúvel em ácido cítrico a 2%, relação 1:100.

Ao tempo em que possibilitará a quintuplicação da atual disponibilidade brasileira de fosfato natural para aplicação direta, a Unidade Protótipo acrescida, oportunamente, de um conjunto de células de flotação, permitirá definir parâmetros globais para uma produção industrial de concentrados de mais alto teor, compatível com as necessidades nacionais e com a magnitude dos depósitos.

Um estudo de viabilidade, já disponível, permite antever, dentro do ritmo em que foi abordado o problema pela CPRM, que será possível, em

TABELA XVI
PRODUÇÃO PLANEJADA DE FERTILIZANTES – 1975/84

1.000/t. P_2O_5

EMPRES/ÁREAS	ANOS	1975	1976	1977	1978	1979	1980	1981	1982	1983	1984	TOTAL

FOSFATOS NATURAIS

SP	Jacupiranga	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	400
MG	Araxá	44,2	44,2	44,2	44,2	44,2	44,2	44,2	44,2	44,2	44,2	442
MG	Tapira-VALEP	—	—	—	61,0	324,0	324,0	324,0	324,0	324,0	324,0	2.005
MG	Patos de Minas-CPRM	—	20,0	51,0	195,0	340,0	340,0	340,0	340,0	340,0	340,0	2.306
GO	Catalão-Metago	6,1	6,1	61,1	205,0	205,0	205,0	205,0	205,0	205,0	205,0	1.453,3
PE	Igarassá-Foaz Olinda	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	25
MG	Barreiro	—	—	60,0	200,0	200,0	200,0	200,0	200,0	200,0	200,0	1.460
	TOTAL	92,8	112,8	258,8	747,7	1.156,7	1.155,7	1.155,7	1.155,7	1.155,7	1.155,7	8.145,6

FOSFATOS SOLÚVEIS COM ROCHA NACIONAL

SP	Quimbrasil	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	400
SP	Mitsui	20,4	20,4	20,4	20,4	20,4	20,4	20,4	20,4	20,4	20,4	204
MG	VALEFERTIL	—	—	—	—	108,0	324,0	324,0	324,0	324,0	324,0	1.728
GO	Catalão-METAGO	—	—	—	205,0	205,0	205,0	205,0	205,0	205,0	205,0	1.435
MG	ARAFERTIL	—	—	—	—	50,0	200,0	200,0	200,0	200,0	200,0	1.050
	TOTAL	60,4	60,4	60,4	265,4	423,4	789,4	789,4	789,4	789,4	789,4	4.817

TABELA XVI – (cont.)

FOSFATOS SOLÚVEIS COM ROCHAS IMPORTADAS

SP	COPEBRAS	127	127	127	127	127	127	127	127	127	127	1.270
PE	PROFERTIL	18	18	18	18	18	18	18	18	18	81	180
AL	PROFERTIL	—	—	—	48	48	48	48	48	48	48	336
AL	AGROFERTIL	—	—	—	60	60	60	60	60	60	60	420
SP	ULTRAFERTIL	92	92	92	92	92	92	92	92	92	92	920
SP	FOSFANIL	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	300
SP	ELEKEIROS	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	200
SP	FERTICAP	124	24	24	24	24	24	24	24	24	24	240
SP	INDAG	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	200
SP	DATEX	23	23	23	23	23	23	23	23	23	23	230
RS	CRA	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	100
RS	ICC	—	—	110	110	110	110	110	110	110	110	880
SP	QUIMBRASIL	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	800
SP	FERTIBASE	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	550
RS	ICISA	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	100
RS	FERTISUL	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	550
	TOTAL	564	564	674	782	782	782	782	782	782	782	7.276

DISPONIBILIDADE EM P_2O_5

Rocha Natural	32,4	52,4	143,4	482,4	732,3	366,3	366,3	366,3	366,3	366,3	3.274,4
Fert. Quim. Nacional	60,4	60,4	60,4	265,4	423,4	789,4	789,4	789,4	789,4	789,4	4.877
Fertilizante quim. Rocha Imp.	564,0	564,0	674,0	782,0	782,0	782,0	782,0	782,0	782,0	782,0	7.276
TOTAL	656,8	676,8	877,8	1.529,8	1.937,7	1.937,7	1.937,7	1.937,7	1.937,7	1.937,7	15.362,4

FONTES: ¹ Relatórios de Pesquisa de Patos de Minas-CPRM² ANDA – Associação Nacional para Difusão de Adubos

1979/1980, iniciar-se a produção de 1.000.000 t/ano de concentrados a 34-35% de P_2O_5 e, um ano após, acrescentar novo módulo de 1.000.000 t/ano de concentrados, de mesmo teor, lançando-se mão, exclusivamente, das reservas já medidas pela CPRM. (Explicações orais do projeto)

A implantação dessa Unidade Industrial, em sua primeira fase, deverá exigir investimentos da ordem de US\$ 100 milhões, consumindo a potência de cerca de 14 mil kW. A segunda fase, que será beneficiária da infraestrutura já implantada com a primeira, exigirá, apenas, um investimento adicional de US\$ 55 milhões e atingirá uma demanda final de 25 mil kW já contratados com a CEMIG.

Os módulos acima definidos, permitirão alcançar um índice de nacionalização superior a 80% com relação aos investimentos fixos necessários à Unidade Industrial para a produção de 2.000.000 t/ano de concentrados a 34-35% de P_2O_5 .

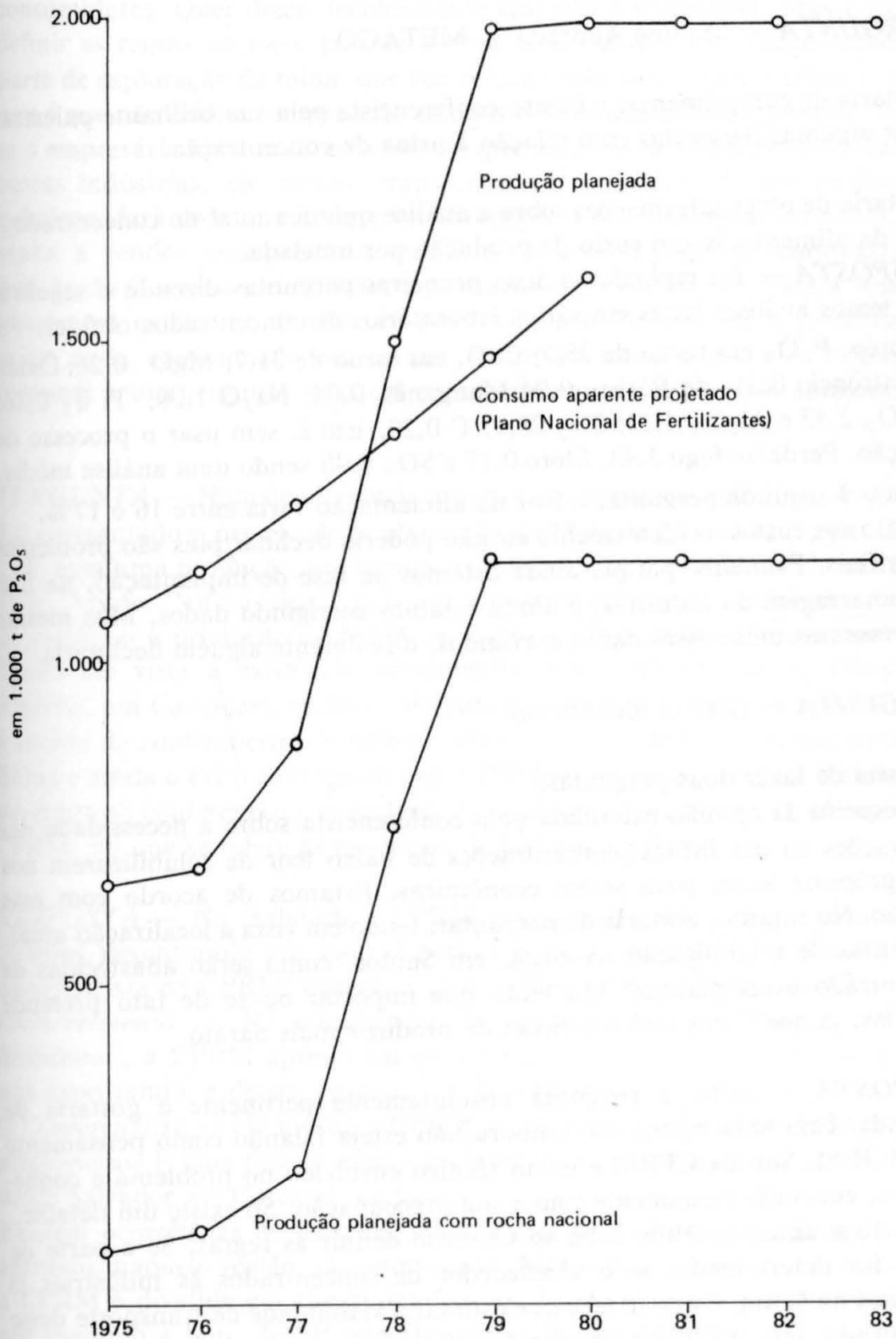
A título de complementação, pode-se ver na Tabela XVI e gráfico anexo, sobre a produção de fertilizantes fosfatados planejada para o Brasil até 1983/84, que existe um deficit constante de concentrados nacionais o qual atingirá, a partir de 1980, um mínimo de 2,3 milhões de toneladas ano.

Não fora isso, apenas a incorporação dos cerrados ao processo agrícola produtivo, já viabilizaria uma grande unidade industrial para a produção de fosfato natural moído, fato que também será levado em conta na sua devida época.

O problema de escoamento da produção já está sendo estudado pelo GEIPOT, sob diversos ângulos, inclusive mineroduto e via férrea.

Os depósitos de Patos de Minas são hoje, portanto, a esperança maior para nossa auto-suficiência, a médio prazo, em concentrados fosfáticos; são também a prova inconteste de que a pesquisa mineral, corretamente orientada, aliada à firme vontade de transformar recursos latentes em insumos disponíveis, são alavancas poderosas e indispensáveis no processo de desenvolvimento brasileiro.

Obrigado

**PERSPECTIVAS DOS FOSFATOS
1975/83**

DEBATES

PERGUNTA — Sr. José Andrada — METAGO

Gostaria de cumprimentar o ilustre conferencista pela sua brilhante palestra e fazer algumas perguntas com relação à usina de concentração.

Gostaria de obter informações sobre a análise química total do concentrado, o teor da alimentação e o custo de produção por tonelada.

RESPOSTA — Eu repondo as duas primeiras perguntas dizendo o seguinte: Nos temos análises feitas em vários laboratórios de concentrados obtidos. Por exemplo, P_2O_5 em torno de 25,7; CaO, em torno de 31,7; MgO 0,26; Óxido de Estrôncio 0,31, de Bário, 0,04 Manganês 0,04; Na_2O 1,00; TiO_2 0,26; Fe_2O_3 2,42 e Al_2O_3 4,33; SO_2 28,9; C 0,29, isto é, sem usar o processo de flotação. Perda ao fogo 3,43, Cloro 0,17 e SO_3 0,48 sendo uma análise média.

Quanto à segunda pergunta, o teor da alimentação varia entre 16 e 17%.

Quanto aos custos, evidentemente eu não poderia declinar pois são problemas industriais. Primeiro, porque ainda estamos na fase de implantação, na fase de demarragem da indústria, e ainda estamos corrigindo dados. Mas mesmo se tivéssemos todos esses dados corrigidos, dificilmente alguém declinaria.

PERGUNTA — (não se identificou)

Gostaria de fazer duas perguntas:

É a respeito da opinião externada pelo conferencista sobre a necessidade das minerações ou das futuras concentrações de baixo teor de solubilizarem nos seus próprios locais para serem econômicas. Estamos de acordo com essa opinião. No entanto, gostaria de perguntar, tendo em vista a localização atual, as plantas de solubilização na costa, em Santos, como serão abastecidas de concentrado essas plantas? Ou terão que importar ou se de fato pretende supri-las, já que Patos terá condições de produzir mais barato.

RESPOSTA — Acho a pergunta absolutamente pertinente e gostaria de responder com toda franqueza, embora não esteja falando como pensamento do C.P.R.M. Sou da CPRM e como técnico envolvido no problema e conhecendo-o, concordo plenamente com a sua preocupação. Só existe um detalhe. Como disse anteriormente, cabe ao Governo definir as regras. Se a parte de Minas for determinado, se o abastecedor de concentrados às indústrias já existentes na Costa, é que se terá que estudar a viabilidade de transporte desse concentrado, seja, a título de divagação, por mineroduto até Angra dos Reis e

daí por diante, embarcar por navio, seja por melhoria da via férrea que serviria não só ao escoamento dos concentrados mas, também, à produção de grãos na área do paranaíba (Vale do Paranaíba) ou o sistema duplo, até Patrocínio ou qualquer outra área e de lá, por via férrea até os atuais consumidores. Quer dizer, tecnicamente isso não é impossível. Mas é preciso definir as regras do jogo, pois se é uma empresa que vise exclusivamente à parte de exploração da mina, que vise o lucro, não que seja um crime o lucro, mas é que não cabe ao empresário assumir o ônus que cabe ao governo. Então, se o empresário acha mais conveniente que ao invés de vender concentrado às outras indústrias, ele mesmo transforme esse concentrado em fertilizantes químicos, fará com que integre verticalmente a sua indústria, ou ainda, que venha a vender seus produtos químicos, é uma decisão de empresário. A decisão do Governo seria limitar a produção de concentrados para a venda às instalações existentes. Porém, eu posso afiançar-lhe que até o presente não existe nada equacionado em caráter definitivo sobre o assunto. Não sei se respondi à sua pergunta, mas era o esclarecimento que poderia apresentar.

PERGUNTA — Numa conferência anterior, apresentada pelo Eng. Arildo nos foi apresentado o projeto de implantação da Metalurgia de Cobre, em Camaçari, com uma produção, em termos brasileiros muito boa, de ácido sulfúrico. O Sr. Arildo, “en passant”, mostrou a possibilidade de integrar as unidades de sulfúrico à produção de MAP, ou outro fertilizante de alta concentração. Tendo em vista a existência mencionada pelo conferencista da Planta de Amônia, em Camaçari, inclusive de potássio, em Carmópolis, e aproveitando a notícia do conferencista de ontem, sobre o Projeto de Fosfatos nas costas da Bahia e ainda o êxito conseguido pela CPRM em experiências com fosfatos, eu pergunto ao conferencista se poderia dizer alguma coisa sobre às intenções da CPRM, no que se refere às pesquisas de fosfatos na Bahia.

RESPOSTA — Na realidade a CPRM é uma companhia de pesquisas. Nós estamos pesquisando em todo o país. Eu sinceramente não sei qual foi o conferencista da CPRM, ontem, a qual o Senhor aludiu. Quem era?

Esclarecimento — Na conferência de ontem, que era “*Política Mineral Brasileira*”, a CPRM apresentou uma relação de projetos específicos que ela está executando, e desses projetos era de fosfato.

O Conferencista — Há muito, a CPRM pesquisando fosfatos em toda as áreas promissoras. E uma dessas áreas é exatamente a costa brasileira, no Nordeste, desde Salvador até Cascavel, no Ceará.

Existem ocorrências de fosfatos, como existe de fosforita, no Recife, lá em Igarassu, naquela região, já comprovada. Mas o problema é o seguinte: toda a CPRM é dividida em superintendências. Então em cada superintendência, por exemplo a Sup. de SP que abrange os E. de SP e Paraná, que tem os projetos específicos e que recebem o nome, como por exemplo, Projeto Fosfatos

de S. Paulo, Projeto Fosfatos de Minas Gerais, então temos projeto de fosfatos, na Bahia, como qualquer das superintendências que tinham possibilidades de terem esses projetos de fosfatos ou de Projetos de Cobre que também temos espalhados em todo o Brasil. Principalmente desses minerais carentes ao país. Mas em termos de possibilidades, no momento atual, na Bahia ainda são muito remotas.

PERGUNTA (?) — Minha pergunta se prende ao fato de que, tendo-se em vista as condições propícias das outras matérias-primas a CPRM, está concentrando, ou está interessada em concentrar e em se desenvolver rapidamente, o senhor poderia nos dar algumas notícias sobre a pesquisa de fosfatos, na costa da Bahia?

O Conferencista — Exatamente. Nós não estamos dormindo, digamos, sobre os louros da vitória. Continuamos a pesquisar, não só na Bahia, mas em outras áreas, e mais que isso, continuamos a nossa linha de financiamentos a empresários particulares para pesquisarem fosfatos.

Não há nenhuma restrição da C.P.R.M.. Não há nenhum relacionamento de Patos de Minas com o esfriamento de pesquisas em outras áreas. Estamos continuando na Bahia, mas não temos ainda notícias que possam ser dadas, nem sequer regulares, mas esperamos que dentro de pouco tempo possamos definir o problema.

PERGUNTA (?) — Qual a porcentagem de recuperação total, no processo atômico da planta em Patos de Minas.

RESPOSTA — Na planta protótipo, em Patos de Minas, a porcentagem deve girar em torno de 40%. Na segunda etapa de flotação deverá ir a 60%.

PERGUNTA — Sr. Eng^o Nicolino viola

Cumprimento o expositor pela brilhante conferência. Gostaria de saber nessa campanha de sondagem, qual a profundidade média atingida. Qual o grau de umidade na alimentação da usina, dos britadores? Deve haver uma relação de custo entre a produção de concentrados, a embalagem e transportes, pois acredito que mesmo para o caso dos cerrados, a embalagem ainda apresenta um preço muito elevado. Queria saber se existe uma relação de custos.

RESPOSTA — As sondagens foram até à nega do fosfato. E isso variou muito. Houve sondagens que atingiram até 100 ou mais metros. Houve áreas onde chegamos a 70 m contínuos de fosfatos, pois as camadas lá são muito dobradas e em termos de Geologia, posso dizer ao Senhor que a jazida é tão complexa, muito dobrada, tudo se passa, em termos de lavra, como se fosse uma camada horizontal.

Quanto ao teor de umidade, normalmente é em torno de 10%.

Sobre o produto concentrado, infelizmente ele tem que ser vendido ensacado, pois a legislação brasileira prevê que o concentrado, o fosfato natural moído só pode ser vendido com 855 passando a 200 mesh. (Nós estamos contra-argumentando atualmente com o Ministério da Agricultura, na Divisão de Corretivos Fertilizantes, justamente sobre este assunto). Isso se comporta quase como um fluido, então é quase que impossível vender a granel. O encarecimento no transporte, é devido a caminhões tanques para transporte, pois se houver um pequeno vazamento no caminhão, o material flui quase como se fosse água. Se for permitido que o produto seja vendido ensacado, com a aceitação devida na agronomia, não seria necessário moer muito o material. E não moendo, poderia ser como o Senhor falou, pois seria muito fácil o transporte deste material a granel, mas nas condições legais atuais é praticamente impossível.

PERGUNTA — Sr. Alfredo Sampaio — Belo Horizonte

Eu queria saber se já foi decidida qual a companhia que será responsável pelo empreendimento e no caso se ainda não foi, se essa demora é devido a choques de interesses privados e estatais.

RESPOSTA — A primeira resposta é não. Não foi decidida qual a companhia ou companhias que vão definir.

Quanto à segunda parte da pergunta, realmente, houve uma campanha da imprensa muito grande, entre estatização versus privatização, campanha esta, que ainda continua e que nós assistimos sem tomar partido. Porque, como companhia de governo, nosso entendimento é de que o que é bom para o Brasil, é bom para a CPRM, embora a recíproca não seja verdadeira, ou seja, nem sempre o que é bom para a CPRM, talvez não o seja para o Brasil. Então cabe ao Governo Federal, com outros parâmetros, outra ótica de que não dispomos, discutir o problema da implantação da unidade industrial.

Enquanto isso, a CPRM continua cumprindo a sua obrigação — a de obter o número maior possível de elementos que permitam ao futuro grupo empresarial que for detentor da Unidade Patos de Minas, levar adiante o projeto sem solução de continuidade, ou com solução de continuidade menor possível.

O PROFESSOR PAULO ABIB ANDERY — (UMA OPINIÃO)

Na desistência de qualquer outra pessoa, eu só gostaria de apresentar ao Dr. Gildo os cumprimentos pelos dados trazidos e um agradecimento pelas referências que fez à nossa empresa, manifestar uma opinião e trazer algum dado adicional. No contexto que foi dito pelo Dr. Gildo, pode ser deduzido, mas alguns talvez não tenham percebido, o fato de que as reservas de fosfatos do Bambuí, das quais as áreas concedidas para pesquisa e lavra para a CPRM, são apenas uma parte, existem áreas em mãos de empresas privadas que têm também alta potencialidade de produção, e portanto a meu ver não se justifica muito o debate, estatização-privatização, uma vez que há fosfatos lá,

em mãos de empresas privadas. Nada impede que as empresas coloquem o seu fosfato em produção. Essas reservas são extremamente importantes para o Brasil e provavelmente muito importantes para o mundo porque complementam a possibilidade que o Brasil tem de se tornar, até o fim do século, um dos principais supridores de alimentos e matérias-primas naturais. Não se trata só de alimentos, se realmente, o petróleo acabar, as fibras artificiais acabam.

As reservas conhecidas até agora na região Centro-Sul eram reservas de Apatita de origem magmática e que tem dificuldades de concentração e algumas de solubilização, mas especialmente, são reservas limitadas. Há 3 anos, aqui, no Centro Moraes Rego, um dos grandes conhecedores das possibilidades empresariais e técnicas de produção de fosfatos, o Sr. Hector Garcia, da Serrana de Mineração S/A fez uma palestra sobre fertilizantes, e que mencionou o fato de que a autosuficiência de fosfatos no Brasil, com os projetos em andamento, até então, estava garantida até 1980. Mas que possivelmente não poderiam ser mantidas nos anos posteriores a 1980, porque as reservas magmáticas eram limitadas e as de fosfato sedimentado no Nordeste, eram limitadas na ocasião e ainda o são hoje.

As reservas do Bambuí que são muito grandes e ao que tudo indica, garantem ao Brasil a possibilidade da continuidade de uma expansão de consumo, que esperamos que cresça acima dos 10% ao ano, pois é o que se tem mantido em média nos 10 ou 15 últimos anos.

Neste caráter, eu creio deve ser chamado a atenção. Porém, até 1980 tal como foi mencionado, tanto na conferência como na troca de opiniões entre o conferencista e o engenheiro Francisco Celso, existe uma outra possibilidade: é a de que a Jazida de Patos possa, se a instalação industrial for feita em tempo, assumir o encargo de suprir as indústrias de fertilizantes que foram instaladas no litoral, nos anos anteriores à sua descoberta e que foram bem localizadas no litoral, pois naquela ocasião a fonte de suprimento era fosfato importado e não se podia discernir uma outra fonte de suprimento. Portanto, a localização delas foi correta na ocasião em que foi decidida, e tais indústrias necessitam de um abastecimento que terá de continuar a ser implantado ou com concentrado importado tal como é até hoje, ou suprida pelas reservas de Patos, uma vez que o destino natural das outras, dos outros empreendimentos tais como Arafertil em Araxá; Valep, em Tapira e Metago, em Catalão, é se integrar. É se integrar por várias razões, porque o consumo regional vai exigir, pois o concentrado de cada uma dessas usinas, apenas é um concentrado "sui generis" e deve ter uma instalação de ácido fosfórico apropriado para a natureza desse concentrado e, finalmente, porque, embora o investimento de integração seja várias vezes superior ao investimento da produção de concentrados, o faturamento de uma indústria integrada, cresce mais rápido do que o acréscimo de investimento, e a rentabilidade, o que tudo indica, deve ser maior em relação ao cruzado empregado. Nestas condições, Patos pode e deve ao meu ver suprir essas usinas do litoral. Pode e deve suprir com vantagens sobre todas as outras, por algumas razões:

- 1.^a — O seu concentrado é de natureza relativamente simples, uma vez que o minério constituído (o minério original) de fosfatos da família das apatitas, colofanas, etc. e a ganga (ganga sílico-argilosa). Esse fosfato não difere em natureza dos fosfatos sedimentares, que são objeto do comércio mundial. E é da mesma natureza do fosfato da Flórida ou de Marrocos.

Portanto, as usinas-padrão que são projetadas para consumir o fosfato, que é o objeto do comércio mundial, e que seria, por exemplo, o Fosfato da Flórida ou o de Marrocos, deve poder consumir, sem maiores dificuldades, concentrados oriundos de Patos.

- 2.^a — Trata-se de uma jazida maior, cuja escala de produção pode ser projetada para crescer, ou melhor, tratar-se-ão de usinas, no futuro, dentro de 10 ou 15 anos, terá mais de um empreendimento mineiro em grande escala naquela região, em que toda economia de escala pode ser feita. Trata-se de um minério relativamente rico, numa média de 13 a 15% de P_2O_5 em comparação com outros 8% de Tapira, os 10% da Metago, e com uma concentração relativamente simples. Então devido à economia de escala, a amplitude das reservas que permitem um custo mais baixo possível na fase industrial de produção. Trata-se de uma produção que poderá ser feita a baixo custo e provavelmente uma comercialização de concentrados, também a mais baixo custo, compensando de alguma forma o maior frete que pode ser esperado do centro de Minas em comparação com o frete marítimo da Flórida ou de Marrocos até o nosso litoral, pois, infelizmente, os nossos fretes terrestres, uma distância de 1.000 km são superiores aos fretes marítimos no comércio internacional, em distâncias de 5.000 km.

SR. COORDENADOR — Agradecemos a contribuição esclarecedora do Prof. Dr. Paulo Abib Andery e em nome da Comissão Organizadora do VI Simpósio Brasileiro de Mineração convidamos todos a participarem da próxima conferência. Obrigado.