

CAPITULO I-CONSIDERAÇÕES GERAIS

INTRODUÇÃO

Geologicamente, o território de Angola é conhecido pelos diversos tipos de recursos minerais, e entre estes enquadram-se os diamantíferos quer de fontes primárias ou secundárias. Para a exploração destes jazigos exigem-se grandes investimentos e rigoroso planeamento desde as fases de descoberta, prospecção e pesquisa, implementação, até a mineração.

A Sociedade Mineira do Camatchia-Camagico (SMCC), S.A.R.L. foi constituída por Escritura Pública Notarial á 27 de Março de 2003, com base na autorização para o efeito concedida pelo Conselho de Ministros da República de Angola, os direitos mineiros de prospecção e exploração de diamantes, nos kimberlitos de Camatchia e Camagico, que incluía na sua estrutura accionista a Endiama com a maior participação seguida da Escom Mining, Alrosa, Hipergesta e Angodiam.

No entanto a crise produtiva, forçou a retirada gradual dos investidores e a Endiama assumiu integralmente a orientação da empresa.

Actualmente o Projecto Lunhinga é uma concessão diamantífera, tutelada pela Endiama desde 2018, quando antes integrava-se como SMCC- Projecto Luó, que realiza os trabalhos de prospecção, pesquisa e mineração em toda sua extensão.

A presente monografia investiga o sistema de exploração no kimberlito Camatchia (Projecto Lunhinga-Lunda Norte) que evidencia no seu panorama valiosos blocos que constam de materiais mais ou menos brandos e rochas duras dos embasamentos, onde as condições de trabalho são afectadas pelas águas superficiais e subterrâneas em vários pontos da mina, que de modo geral representam entre os muitos os principais inconvenientes no processamento normal das operações.

Procura-se assim determinar as alternativas tecnológicas para mitigar estes problemas, de modo que estrutura do trabalho compreende: primeiro capítulo as considerações gerais. O capítulo dois faz o enquadramento geológico para o estudo dos kimberlitos com maior incisão no de Camatchia e outros potenciais corpos kimberlíticos em toda área da Concessão. Prossegue-se no terceiro capítulo com caracterização hidrológica para entender o escoamento superficial das águas no interior da cava e assim contribuir nas soluções de drenagem, o quarto capítulo aborda os aspectos referentes a exploração em minas a céu aberto, o quinto capítulo detalha o tema central (estudo de caso) para finalizar com o sexto capítulo com as discussões e resultados.

1.1 Antecedentes

A companhia de diamantes de Angola (Diamang) entre 1968 a 1980 realizou uma prospecção aluvionar, cuja maior parte das amostras foram obtidas em 1980 e em pequena porção na parte Este da chaminé em 1968.

A prospecção de kimberlitos da Concessão Luó foi conduzida com sondas Craelius XC90HD durante o período de Agosto de 1971 e Março de 1972. A evolução da prospecção continuou com sondas Failing JEB-B e a WIRTH L4 entre os meses de Fevereiro 1972 e Março de 1973. No início do ano 1970 a MATS (Consórcio da Diamang) perfurou 33 poços de pequenos diâmetros sobre a chaminé Camatchia numa rede da malha 100×100 m e com a profundidade de 100m e que totalizou-se 2537m lineares perfurados que permitiram identificar os kimberlitos sedimentares e primários.

Em 2003 a Luó Sociedade Mineira Camatchia Camagico prosseguiu os estudos da mineralização do kimberlito Camatchia para determinar a sua viabilidade técnico-económico. Neste contexto foram realizados os trabalhos de prospecção e a pesquisa para a determinação de contornos em superfície e em profundidades, estudo da morfologia da chaminé, estudo de propriedades físico-mecânicas das rochas, levantamento geofísicos para o estudo dos campos magnéticos, levantamentos topográfico e geodésico e os levantamentos hidrológicos.

1.2 Formulação do problema

Dificuldade em adequar soluções para o processamento normal das actividades de lavra no kimberlito Camatchia dada a complexidade Geológica, afluência das águas na cava e aspectos técnicos.

Hipóteses:

- O estudo da Geologia dos kimberlitos, com realce para natureza dos embasamentos do jazigo Camatchia é imprescindível a medida que serve de orientação para definir as frentes de trabalho, políticas de detonação das rochas duras e acesso ao minério;
- O conhecimento das condições hidrológicas e correlações com o aporte de águas na cava para resolução da drenagem;
- A avaliação do sistema de exploração no kimberlito Camatchia, suas variantes tecnológicas como premissa para melhoria das condições de trabalho por uma lavra segura, menos impactante ambientalmente e com maiores lucros globais.

1.3 Objectivos

O presente trabalho tem como objectivo geral:

Estudar os aspectos técnicos proeminentes do quotidiano de exploração neste kimberlito de acordo a complexidade geológica, o aporte das águas na cava e modalidades tecnológicas do processo de lavra.

De acordo com a exigência geral os objectivos específicos visam:

- Estudar as generalidades das formações kimberlíticas, e em particular a complexidade geológica no kimberlito em estudo.
- Analisar os aspectos hidrológicos e hidrogeológicos pertinentes, para contribuir na resolução da problemática das águas em toda mina.
- Estudar os aspectos tecnológicos do sistema de exploração, que contribuam para a Optimização do processo produtivo.

1.4 Metodologia de pesquisa

Para o desenvolvimento do trabalho, foram utilizados seguintes procedimentos:

1-A revisão bibliográfica abrangeu a literatura relacionada com a Geologia das formações diamantíferas, prospeção e sondagem nos kimberlitos, Hidrologia, Hidrogeologia, Mecânica dos solos, sistemas de exploração de minas a céu aberto, drenagem nas minas, etc. Consultaram-se livros científicos de mineração tais como, dissertações, monografias, artigos, revistas, bem como relatórios técnicos de instituições do sector diamantífero angolano.

2-Pesquisa de campo consistiu na realização de estudo de caso do Projecto Lunhinga, com as actividades técnicas de campo, na fase do estágio na Mina de Camatchia. Os dados foram colectados, e envolveram a interação com diversos profissionais envolvidos na materialização deste trabalho, bem como análise de diversos documentos relacionados com a problemática em análise.

1.5 Definição de termos e conceitos

No intuito de facilitar o entendimento nos vários itens a abordar neste trabalho torna-se necessário desmitificar varias termologias de acordo com as seguintes definições:

Aluvião: depósito sedimentar, constituído por cascalho, calhaus, areia e argila, proveniente da erosão.

Aquíferos: são materiais que armazenam água e permitem a sua circulação. Estes podem ser classificados em confinados, semi-confinados, não confinados e em certos casos de lençol suspenso.

Bacia hidrográfica: é a área de captação natural da água de precipitação que faz convergir os escoamentos para um único ponto de saída, que é chamado de exutório.

Cava: é a escavação a céu aberto que consiste na abertura no solo, com bancadas descendentes para a extração dos bens minerais.

Depósito: é a designação de todo o mineral transportado e posteriormente acumulado em qualquer ambiente de sedimentação. No nosso caso para depósitos diamantíferos podem ser: Primários e secundários

Depósitos primários- são os kimberlitos (ou os lamproítos) que têm a sua génese nas rochas vulcânicas ultrabásicas constituídas por olivinas, diópsidos, piropos, ilmenites, granadas e óxidos de ferro.

Depósitos Secundários: são resultado do processo de erosão, transporte e deposição de material proveniente dos kimberlitos. Podem ser de natureza eluvial, aluvionar ou ainda coluvionares resultantes de jazidas primárias por erosão directa ou mediante vários ciclos erosivos.

Estéril: agregado de minerais presentes nos contornos de uma mina mas que de momento não possui valor económico, embora, muitas vezes, tenha que ser removido para permitir o acesso ao minério.

Escoamento subterrâneo: é o movimento da água para camadas mais profundas do solo e subsolo, cujas reservas poderão formar lençóis de água.

Hidrologia: é a ciência que trata da água de forma global, investigando suas propriedades, sua circulação e sua distribuição sobre e sob a superfície, bem como na atmosfera.

Hidrogeologia: é a ciência que dedica-se ao estudo das águas subterrâneas, seu movimento, volume, distribuição e qualidade. Esta ciência está voltada ao estudo dos recursos de águas,

potencialidades dos aquíferos, seu aproveitamento, sua produtividade, sua proteção, e entre outros, tendendo a estudar os fenômenos na escala das formações geológicas

Jazida: denominação de depósito mineral passível de ser aproveitado economicamente. Não sendo possível seu aproveitamento econômico denomina-se de ocorrência mineral.

Jazigo: é toda concentração anômala de um conjunto de depósitos de minerais com valor econômico, recuperável e tecnicamente explorável.

Kimberlitos: são rochas ígneas ultrabásicas e potássicas, ricas em voláteis que consistem de minerais, fragmentos de rochas e componentes magmáticos formados em ambientes físico-químicos diversos a diferentes profundidades pelo magma kimberlítico ao longo de sua ascensão desde o manto até a superfície.

Método de lavra: conjunto de processos utilizados e de soluções adoptadas para a extração da substância útil contida numa fracção do jazigo.

Método de desmonte: conjunto de processos utilizados para proceder ao arranque do minério do maciço.

Mineral: substancia inorgânica natural, sólida ou líquida, estruturalmente homogénea, com forma e composição química bem definidas.

Minério: é um agregado de mineral - minério que apresenta viabilidade tecnológica e económica para aproveitamento industrial.

Mina: é um conjunto ou sequência de diferentes escavações mineiras que o homem constrói para através delas, penetrar de forma organizada na crosta terrestre, introduzir ferramentas, materiais, equipamentos, energia, ar fresco, água, etc. bem como evacuar a superfície minérios, eliminar o ar viciado, evacuar as águas que dificultam o andamento normal das operações mineiras.

Permeabilidade: é a capacidade que as rochas possuem de permitirem o fluxo de fluido do qual esta saturada (no nosso caso o escoamento de água) através de seus vazios e é expressa pelo coeficiente de permeabilidade do solo k .

Rocha: agregado natural composto por uma ou mais espécies minerais distintas.

Rochas encaixantes: referem-se a uma rocha mais antiga em relação a um corpo mais recente que intruiu.

Solos: agregados naturais de grãos minerais granulares unidos por forças de contacto normais e tangenciais às superfícies das partículas adjacentes, separáveis por meios mecânicos de pouca energia, ou por agitação em água.

CAPÍTULO II- ENQUADRAMENTO GEOLÓGICO

2.1 Classificação das Rochas

De acordo com a gênese ou ambiente de formação as rochas classificam-se:

- ✓ Rochas magmáticas;
- ✓ Rochas sedimentares;
- ✓ Rochas metamórficas;

As principais diferenças entre os seus ambientes de formação são definidas em termos de: Pressão, temperatura e composição química.

i. Rochas magmáticas

São rochas de formações primárias formadas a partir da cristalização do magma durante o seu esfriamento. Estas podem ser plutónicas denominadas intrusivas e vulcânicas denominadas de extrusivas.

As rochas intrusivas ou plutónicas formam-se pela solidificação do magma resfriado no interior da terra. O magma é gerado em grandes profundidades e durante a sua ascensão pode estacionar em câmaras magmáticas ou também para níveis mais superficiais, sob a forma de filões, diques ou soleiras onde vai resfriando de forma lenta. Exemplo: Granito, diabásio, sienito, pedra pome, etc.

Já as **rochas extrusivas** ou **vulcânicas** resultam do resfriamento e solidificação rápido do magma expelido para superfície (lava) após o processo de vulcanismo.

Essas rochas têm textura muito fina, e apenas ao microscópio petrográfico que se pode observar seus constituintes. Podem apresentar textura vítrea em que não há individualização dos seus minerais nem mesmo quando observados ao microscópio, como por exemplo, as obsidianas que são vidros vulcânicos. Exemplo destas rochas cita-se o basalto, diorito, gabro, andesito, etc.).

Existem rochas que formam-se em profundidades intermediárias ou na superfície nas quais se observam cristais mais desenvolvidos, fenocristais, dispersos numa matriz com textura afanítica. Estes casos verificam-se em corpos kimberlitos, a exemplo da chaminê Camatchia onde tais rochas podem apresentar textura porfírica.

Paralelamente a temática, dá-se ênfase a descrição dos kimberlitos por serem as rochas ígneas alvo de estudo definidos como fontes primárias dos jazigos diamantíferos, como o caso da chaminê kimberlítica de Camatchia.

ii. Rochas sedimentares

Formam-se pela compactação de sedimentos ou fragmentos de rochas preexistentes através dos processos de intemperismo e erosão. Estas rochas são mais recentes e menos resistentes. De acordo com a origem as rochas sedimentares classificam-se em três grupos principais: rochas detríticas, rochas quimiobiogênicas ou organogênicas e rochas quimiogênicas.

As rochas detríticas são constituídas por detritos de rochas pré-existentes, resultantes sobretudo da alteração e erosão que atuaram sobre essas rochas. Dividem-se em dois grandes grupos: rochas sedimentares detríticas não consolidadas e rochas sedimentares detríticas consolidadas. Os produtos resultantes da alteração podem ser detríticos (clastos) ou não detríticos que podem ser pedras soltas (cascalho > 2mm), areias (0,06 - 2mm), siltes (0,002 - 0,06mm), e fracção fina como argilas (<0,002mm) que ao consolidarem-se formam os arenitos, argilitos, siltitos, conglomerados (ou brechas), calcário, gesso, salgema, etc.

Quando os sedimentos contêm muitos poros, sob determinadas condições de fluxo de água e permeabilidade, permitirão a infiltração das águas, que ao armazenarem-se subterraneamente podem formar aquíferos.

As rochas sedimentares estão presentes na maioria das chaminês kimberlíticas que com a acção dos agentes de intemperismo e metamorfismo, podem compor as formações superficiais, os terrenos de cobertura, a exemplo da mina Camatchia, com presença de sedimentos cimentados em camadas ou estratos que por alteração e transporte dão os solos residuais, eluviais, deluviais da crosta de erosão.

iii. Rochas metamórficas

Resultam da transformação de rochas já existentes (metamorfismo) envolvendo diferentes temperaturas e pressões em comparação as do seu ambiente de formação que alteram a química dos constituintes por um rearranjo mineralógico. Exemplo dessas rochas: Gnaisse, mármore, ardósia, quartzito, xisto, etc. Quanto maior for a temperatura e pressão, maior será a intensidade do metamorfismo até chegar a um ponto chamado de ultrametamorfismo, que faz a transição para o ambiente magmático. De grosso modo distinguem-se os seguintes tipos de metamorfismo:

- ✓ **De contacto**, quando a transformação da rocha ocorre na vizinhança de uma intrusão magmática. A temperatura e os fluídos são os factores que predominam;
- ✓ **Regional**, é em geral associado à formação de cadeias de montanhas (orogênese), na ocorrência de dobramentos modernos (cinturões orogénicos) onde após o choque entre placas tectónicas provoca o modelamento do relevo.

2.2 Geologia dos kimberlitos

2.2.1 Condições de formação, morfologia e fácies de intrusão

Na opinião de Mitchell (1986) em aproximadamente 150 - 200 km, no manto superior, a uma temperatura centrada nos 1200°C e pressão com cerca de 40 Kb, o magma kimberlítico inicia a sua formação em condições muito específicas desde que a temperatura e pressão sejam estáveis. Os kimberlitos ocorrem na forma de pipes vulcânicas ou chaminês (forma de cenoura), diques e raramente como soleiras. Têm textura irregular que resultam da presença de macrocristais arredondados que no geral incluem minerais oriundos da desagregação de xenólitos do manto (xenocristais), além de fenocristais anédricos imersos em uma matriz de granulometria fina.

Na opinião de Stiefenhofer (2008), excepcionando os fenocristais de olivina e da matriz flogopítica (que derivaram do próprio magma kimberlítico), os fragmentos de rochas ultramáficas resultaram da desagregação dos xenólitos mantélicos incorporados pelo kimberlito durante a sua ascensão.

Comumente estes xenólitos mantélicos são agrupados em dois grupos:

- ✓ Peridotitos: Consistem em olivinas, piroxenas e quantidades variáveis de granada, flogopite, espinélio e ilmenite;
- ✓ Eclogitos: Consistem de granadas, cromo – diópsidio, etc.

Estes tipos de rochas têm particular interesse, como por exemplo para o conhecimento científico da evolução do manto, na ponderação de rochas de diatremas para os vulcanólogos e na descoberta de diferentes variedades de diamantes.

As áreas delimitadas destas zonas kimberlíticas têm extensões que variam de alguns poucos hectares até mais de 200 hectares.

Em raridade, e algumas vezes com grande potencial económico tais formações poderão conter diamantes. As intrusões são constituídas de três tipos de fácies: Raiz, diatrema e cratera (Fig.1).

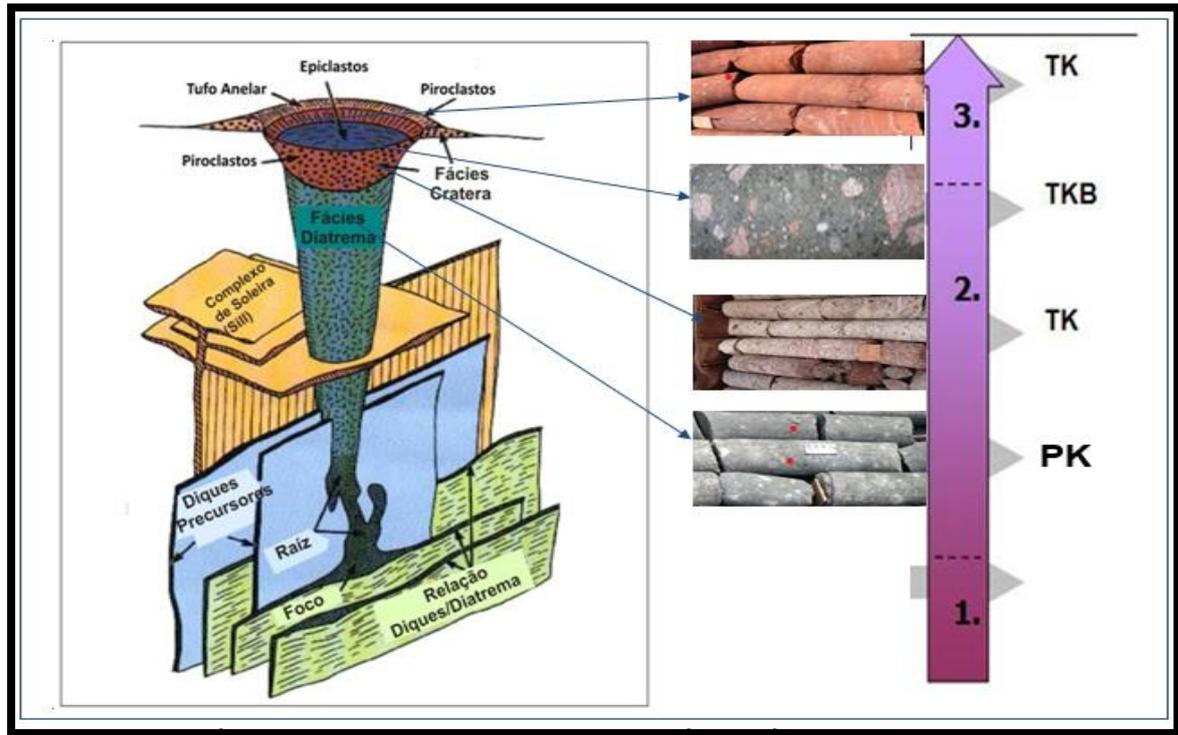


Figura 1- Chaminé kimberlítica de acordo o modelo clássico de Mitchell (1986).Fonte modificada: Seco, 2009.

A Zona da Raiz ou Hipoabissal: é a zona inferior, com formato irregular e Geologia interna complexa em diques e soleiras que por sua vez constituem a raiz das diatremas. Os Kimberlitos da zona da raiz podem ser subdivididos em kimberlito hipoabissal porfírico (PK) e kimberlito hipoabissal brechóide, dependendo da percentagem de xenólitos da rocha encaixante.

A Zona de Diatrema: é a parte intermédia e principal da intrusão formada por material resultante de actividade vulcânica intensa, mas com certa homogeneidade. Conta com material kimberlítico vulcanoclástico fragmentado e xenólitos variados.

Esta zona é marcada por expansão, contracção ou desmembramento por invasão irregular de várias fases de material kimberlito hipoabissal em 1-2 Km de profundidade e com forma de corpos cônicos circulares ou elípticos na superfície que afinam com a profundidade. Normalmente apresentam fragmentos de rochas encaixantes em grande quantidade, com inclusão de grãos relativamente pequenos (< 10 mm) de forma angular uniformemente distribuído. Como minérios típicos: tufo kimberlítico (TK) e tufo kimberlítico brecha (TKB).

A Zona de Cratera: consiste na expressão superficial da intrusão formada por material vulcânico de origem extrusiva, excluindo as lavas.

Esta zona consta de materiais agrupados em duas categorias de rochas: kimberlito piroclástico primário depositado por forças vulcânicas, e kimberlito epiclástico retrabalhadas por água.

A matriz é composta de grãos finos de serpentina, flogopite, cinza kimberlítica fina, material clástico (argila, silte, areia) derivados de sedimentos provenientes do kimberlito, e também grãos grosseiros e angulares de olivina.

Relativamente a chaminê de Camatchia, esta apresenta forma mais ou menos circular, com diâmetro de cerca de 650 metros e cerca de 32 hectares. Esta reporta uma grande complexidade e heterogeneidade de fáceis kimberlíticas atípicas, sendo as principais: **a hipoabissal-eruptiva e a de cratera.**

2.2. Génese dos diamantes

Segundo Clifford (1966) as áreas kimberlíticas estão associadas às zonas de cratões, com mais de 2,4 bilhões de anos.

Segundo o mesmo, a ocorrência de kimberlitos diamantíferos é restrita a um ambiente Geotectónico bem definido, especificamente em áreas de escudos pré-cambrios antigos, tectonicamente estabilizados em idade Geológica de 1,5 bilhões de anos, e impõe condições físico-químicas, necessárias à estabilidade do carbono cristalizado como diamante, no manto, que se restringe a janelas de estabilidade. Esta lei é designada por regra de Clifford e é somente possível nas quilhas de zonas crustais espessas, de baixo gradiente geotérmico, preservadas apenas nos núcleos cratónicos estáveis da crosta.

A imposição de tais condições são factores decisivos para consistência e conservação aos diamantes durante a subida do magma até à superfície. Se existirem alterações destas condições os diamantes não se formam, dando origem a grafite e assim a esterilidade da chaminé.

Generalizando, o diamante se forma em áreas delimitadas pela intersecção entre o manto superior e a região basal da litosfera, onde esta se torna mais espessa (Janela do diamante) com a profundidade de 130 a 200km. O seu limite superior é a isoterma de 900°C e o limite inferior, de 1200°C, de modo que debaixo da curva do manto superior está a zona de equilíbrio do diamante e acima, a zona de equilíbrio da grafita. Em baixo dos oceanos a geoterma não intersecta a linha de formação dos diamantes pelo que não se podem formar.

Nem toda erupção vulcânica traz diamantes, uma vez que na sua formação os escudos ou cratões mantiveram-se ter estáveis, com placas imoveis durante milhões de anos.

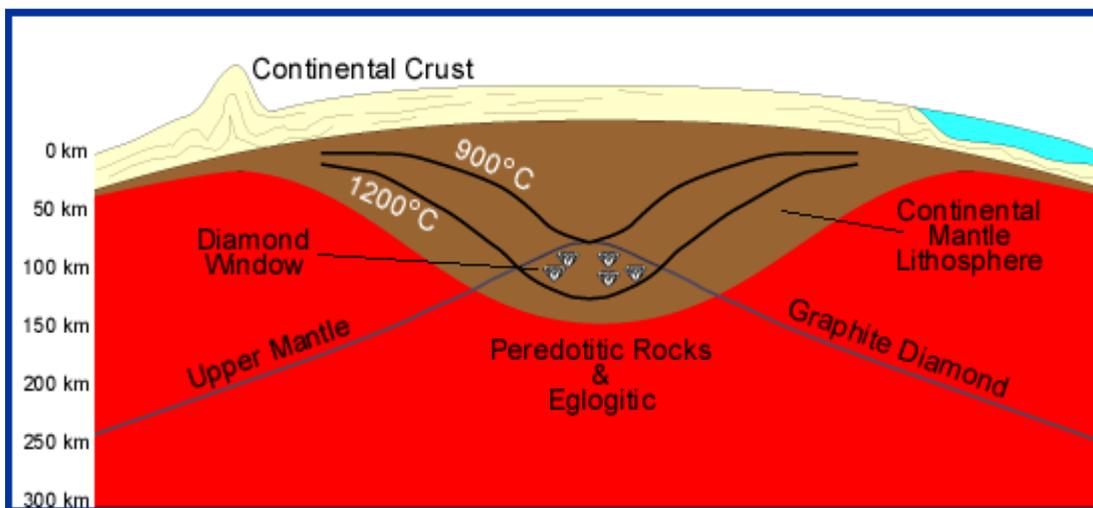


Figura 2- Ilustração das condições de formação e preservação dos diamantes. Fonte: Ginga,2013.

2.2.3 Fontes diamantíferas

Atendendo génese, os depósitos diamantíferos podem ser oriundos das seguintes fontes:

1º Primárias, os kimberlitos (ou os lamproítos) que têm a sua génese nas rochas vulcânicas ultrabásicas constituídas por olivinas, diópsídios, piropos, ilmenites, granadas e óxidos de ferro. O facto das chaminés kimberlíticas se encontrarem nos vales dos rios, é um testemunho inequívoco de que são hospedeiras das principais falhas tectónicas. Os kimberlitos com teores económicos de diamantes aparecem em áreas cratónicas estáveis, principalmente nas do Arcaico, de idade superior a 1500 - 1600 Ma, envolvida por uma faixa orogénica de um Precâmbrico mais recente e com um metamorfismo de grau elevado, podendo estar a zona cratónica coberta por uma rocha sedimentar do Fanerozóico pouco deformada e sem metamorfismo.

2º Depósitos secundários- podem ser de natureza eluvial, aluvionar ou coluvionar, resultantes de jazidas primárias por erosão directa ou mediante vários ciclos erosivos. A exemplo destes depósitos em Angola tem-se a **formação Calonda**, que constitui a principal fonte de aproveitamento de diamantes libertados directamente do kimberlito.

A Formação de Calonda formou-se em condições climatéricas áridas e semi-áridas sujeitas a inundações repentinas com forte erosão e grande poder de transporte. É composta de um conjunto de depósitos gresosos e conglomeráticos com intercalações de argilitos diamantíferos

do cretácico. Esta formação encontra-se sob espessas camadas arenosas e areno-argilosa do Kalahári, onde os clastos são constituídos de quartzo, calcedonitos, etc. No contexto regional, dado o carácter genético, evidencia-se que os depósitos secundários localizam-se em bacias sedimentares, onde os depósitos **eluviais** são denominados de **formação Calonda**, os **coluviais de colina**, e os **aluviais de terraços, lezírias e leitos de rios**. Os diamantes destas bacias proporcionam um efeito de exclusividade de valores frente aos outros, pelas suas qualidades e diversidades de cores.

2.2.4 Ocorrências kimberlíticas em Angola

2.2.4.1 Áreas predominantes

As áreas diamantíferas em Angola estão mais concentradas no nordeste e situadas entre os paralelos 7°10' e 9°00' sul e os meridianos 20°00' e 21°50' este, na orla meridional da bacia do Congo, representando o seu prolongamento geomorfológico natural em território.

Segundo Araújo et. All (199) em Angola a maioria dos kimberlitos datam-se do Cretácico, embora existem também corpos kimberlíticos recentes situados, no escudo Angola, na Província do Cunene correspondentes ao Proterozoico.

Esta maior parte se dispõe ao longo do Graben de Lucapa, com linha tendencial SW-NE . As zonas de predominância denominam-se de Províncias, e localizam-se na menor secção do Cratão de Kassai que tendem a ser diamantíferas, em localizações das interacções onde se encaixou o corredor de Lucapa e falhas NW a NNW. Por sua vez as Províncias se subdividem em campos kimberlíticos.

Segundo Reis (1971), na região das Lundas, foi determinante o corredor de Lucapa, onde aparenta existir uma série de falhamentos normais e sub-paralelos. O magmatismo kimberlítico está contíguo com o magmatismo alcalino, carbonatítico, a SW desse corredor tal que a zona da Província de Huambo aparenta ser a zona de transição entre os carbonatitos e os kimberlitos, verificando-se estes dois tipos de ocorrências. O corredor do alinhamento do Lucapa é composto por duas falhas principais paralelas, e atravessadas por muitas falhas mais recentes que terão sido as responsáveis pela ascensão das erupções kimberlíticas e outras fontes primárias produtoras de diamantes. Neste corredor e nas zonas mais próximas do oceano Atlântico, as intrusões são principalmente carbonatíticas onde os kimberlitos que aparecem, são muito pouco mineralizados, dado que a formação não foi abaixo dos 150 km, uma vez que só a

maior. Muitas das intrusões foram preenchidas pela intersecção dessas zonas com fraturas NW-SE com as rochas alcalinas e definem uma cintura com 55 a 85 km e mais de 800 km da costa até às Lundas.

Ao longo do corredor do Lucapa se distinguem quatro Províncias kimberlíticas nomeadamente I, II, III e IV respectivamente (Fig. 3), onde a proporção de kimberlitos aumenta da Província IV a III. As províncias I, II e III localizam-se na secção espessa do Craton de Cassai (parcela do nordeste e central) sendo relacionadas com a colocação a partir do manto de magmas alcalinos-ultrabásicos e de kimberlitos que tendem a ser diamantíferos.

A Província I está na confluência dos rios Chicapa e Luachimo e apresenta chaminês de formas arredondadas, elípticas, ou muito alongadas, cujas dimensões variam de pouco a centenas de metros, prova-se ser a Província cujos seus kimberlitos são economicamente viáveis porem entrelaçados na maioria dos casos com brechas. A província IV encontra-se a SW do corredor do Lucapa, na camada móvel do Eburneano e consiste de rochas intrusivas que tendem a ser carbonatitos alcalinos e não são diamantíferos. As chaminês datam do Jurássico, com idade centrada nos 130 Ma e têm forma linear e elíptica, onde as de maior diâmetro na sua maioria vêm acompanhadas pelas de menor diâmetro em espécie de pequenos diques a poucas distâncias, à volta da principal. As formas circulares, são verificadas a exemplo nos kimberlitos de Catoca 66 ha e Camatchia com 32 ha, e as elípticas, a exemplo de Cangoa e Camutuê com 9,6 ha, e com a forma de um dique, como é o exemplo de Camafuca Camazambo com 160 ha.

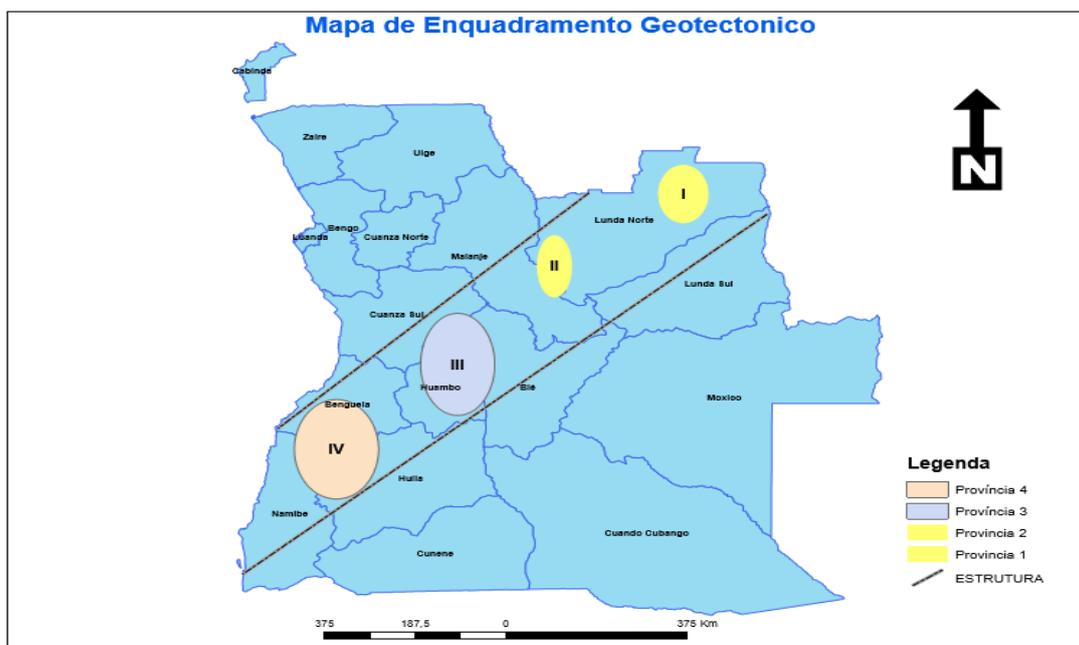


Figura 3 –Principais Províncias kimberlíticas no Graben do Lucapa .Fonte: Projecto Lunhinga.

2.2.4.2 Estratigrafia das Lundas

Segundo Monforte (1960) a região das Lundas, enquadra-se no Escudo Cassai da Plataforma Angolana e apresenta formações que vão desde o Arcaico ao Fanerozoico.

Estratigraficamente é caracterizada por três grupos:

1º Soco cristalino ou complexo de base (Base do Precâmbrico)

- A partir da base cristalina constituída por um sistema do arcaico inferior (granitos e migmatitos) e um sistema do arcaico superior (rochas vulcânicas metamorizadas e sedimentos quartzo-feldspático);
- Complexo meta sedimentar do Proterozóico médio;
- Séries metamórficas, com gnaisses, anfibolitos, xistos, quartzitos, itabiritos e filitos do Proterozóico Superior;
- Grupo Luana constituído por xisto, grauvaques, conglomerados, quartzitos, areias do Proterozóico Superior.

2º Rochas de cobertura do soco cristalino (Coberturas Fanerozóicas)

-Sistema karroo (super grupo do Carbónico-Pérmico): dividido entre o Grupo Lutoe (karroo inferior, constituído por tilites, depositados pelo gelo, areias, xisto) e o Grupo Cassange (karroo superior, constituído por conglomerados, areias, argila e carbonatos);

-Formação continental intercalada: do Triásico Superior ao Cretácico médio com conglomerados, areias, argilas, intrusões doleríticas seguidas por uma segunda fase de magmatismo e intrusão de kimberlitos;

-Formação de Calonda: como depósitos secundários do Cretácico médio e Superior, consiste em conglomerados de base com camadas de areias e argilas.

-Grupo Kalahári: formado entre o Eocénico e o Plioceno Inferior divididos em duas formações, a formação inferior é constituída por polimorfos arenosos e a formação superior constituída por areias amarelas.

3º Depósitos do Quaternário: existem por cima de todas as formações, e são constituídos por areias vermelhas e amarelas. Nos terraços do Plistocénico é representado por uma capa de cascalho laterítico que ocorrem numa espessura que varia de 5 a 40 m. Estes depósitos desenvolvem-se como resultado do material detrítico da formação Calonda, estendendo-se até a margem dos terraços ou lezírias.

2.2.5 Geologia no kimberlito Camatchia

Nos aspectos geológicos da área de estudo há a realçar: Estratigrafia, morfologia e fácies de intrusão, blocos de minério na chaminê, estratificação nos depósitos de cobertura, rochas dos embasamentos cristalinos.

1. Estratigrafia da área

A ordem das estratificações em função da cronologia são mostradas na tabela 1.

Tabela 1-Estratigrafia da concessão de acordo a cronologia.

ERA	TEMPO DE DEPOSITO	TIPO DE TERRENO	TIPO DE FORMAÇÃO	ANDAR	TIPO DE ROCHAS
CENOZÓICO	Quaternário	Formações Superficiais	Aluvionar		Sedimentos pelíticos, psamitos, clásticos. Sedimentos arenosos e areno-argila, couraças ferralíticas, Cascalho
					Argila e areia
MESOZÓICO	Terciário	Terreno de cobertura	Sistema Kalahári	Sistema superior	Grés Polimorfos
				Sistema inferior	
	Formação Calonda			Conglomerado basal	
	Erupção Kimberlítica		Kimberlito	Tufo brecha	
	Secundário		Continental intercalar	Sistema superior	Argilas Vermelhas
		Sistema inferior			
PALEOZÓICO	Primário		Sistema Karro	Série Cassage	Microgres, grés, argilitos
				Série Lutoe	Conglomerados, grés, argilitos, xistos.
PROTEROZÓICO	Pré-câmbrico	Terreno do Substrato	Grupo de Luana	Cartuchi Camaung	Intrusão de pórfiros graníticos, Conglomerados, Quartzitos
				Luana	Conglomerados, grés quartzíticos, quartzitos, xistos
			Série metamórfica do Nordeste de Angola	Série superior	Calcários, Xistos, Filádios e Conglomerados
				Série inferior	Filádios, Quartzitos, Xistos, Gnaisses
ARCÁICO			Complexo de base		Gnaisses, filádios, xistos, Grés, hematites, quartzitos, Dioritos, granófiros, anfíbolitos.
					Granitos e granodioritos

Fonte: Projecto Lunhinga.

2. Morfologia e fácies de intrusão na chaminê Camatchia

A chaminê Camatchia surgiu na crosta terrestre no Cretácico médio, sob a forma de uma erupção vulcânica-extrusiva, provavelmente de tipo linear proveniente de fendas, que libertaram quantidade de gases e expeliram lavas (magma) que com o tempo se esfriaram e solidificaram dentro da chaminê como na superfície da crosta terrestre dando origem as rochas magmáticas. As rochas magmáticas extrusivas deram origem as rochas designadas por kimberlito basáltico ou primário.

Decorrente dos complexos eventos geológicos, caracterizados por forte tectonismo, deu origem a uma morfologia atípica em forma de caldeira, resultando do desaparecimento total do cone vulcânico que apresenta no plano horizontal a cratera em forma de oval, de modo que seu epicentro e a sua direcção ainda não estão definidos.

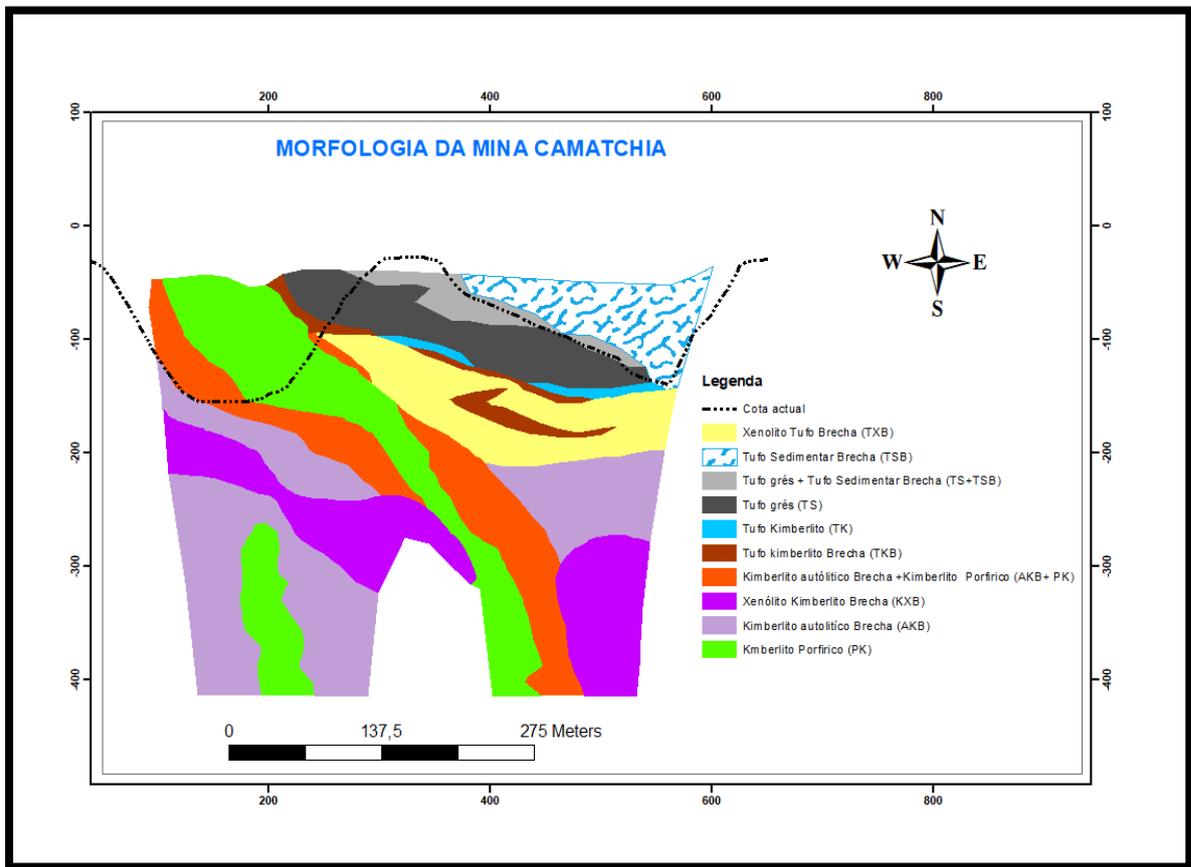


Figura 4- Morfologia da chaminê Camatchia. Fonte: Departamento de Geologia e Produção-Projecto Lunhinga.

Morfologicamente o jazigo apresenta um corpo mineral com uma única edificação de cratera, não obstante com duas partes de diatremas heterogêneas no sudoeste e nordeste. De 270 a 400m

de profundidade as diatremas estão separadas, mas acima desta profundidade as duas acumulações de minérios formam a mesma edificação. Pode-se supor historicamente que a maior parte da cavidade da cratera foi formada pela chaminê Camatchia-Oeste, que começou a partir das rochas preexistentes cujos processos geodinâmicos externos: meteorização, erosão, transporte e sedimentação, originaram os sedimentos que por sua vez encheram a cratera dando origem a formação de rochas vulcanogênicas sedimentares.

Na **Fácies de cratera** tem-se materiais aflorados das formações sedimentares de origem vulcânica (rochas vulcânicas sedimentares) com inclusões de material kimberlítico. As rochas vulcânicas sedimentares (**RVS**) são materiais sem brechas que aparecem na forma de tufos arenitos, tufos argilosos e grés, de coloração típica avermelhada, com pequeníssimas quantidades de diamantes e que na maior parte dos casos, são inviáveis de tratar.

Nas rochas vulcanogênicas-sedimentares RVS afloram os tufos sedimentares brechas-TSB, tufos kimberlíticos Brecha-TKB, e inclui ainda os grés, argilitos, aleuvrolitos (argilas tufáceas), gravelitos, conglomerados tufísticos, que encheram a cratera até 100m de profundidade.

A **Fácies hipoabissal eruptiva** está representada pelos kimberlitos porfíricos intrusivos (PK) e brechas kimberlíticas autolíticas explosivas (AKB). Na parte Sul da chaminé, cerca de 5 hectares do total da superfície da chaminé, o kimberlito porfírico (PK) está semi-aflorado e coberto com acerca de 3 metros de eluviões, similar ao que ocorre com resto da extensão da cratera. No PK tem-se presente as olivinas como diópsidio, carbonatos e xenólitos. Ao longo dos afloramentos, as formações apresentam muitas fraturas e sob estas se deu a cristalização de veios de calcite, que aparecem com maior nitidez.

As propriedades físicas mecânicas do kimberlito porfírico (PK) relevam uma grande resistência, uma trituração e auto desintegração difícil principalmente na zona de afloramento. As propriedades deste minério e dos demais materiais estão apresentadas pelo anexo 2.

Metade da chaminé está encoberto por sedimentos aluviais de pouca espessura, e a outra parte pelas areias da formação do tipo Kalahári onde também destacam-se as rochas vulcanogêneo-sedimentares da cratera parcialmente erodidas, numa profundidade de até 100m.

3. Blocos de minério na chaminê

Entre os blocos mineralizáveis constam:

i) **Bloco Norte:** encontram-se fácies kimberlíticas de bons teores em diamantes, contendo TSB (tufos sedimentares brechas), mais TS (tufos sedimentares). Tais fácies apresentam uma matriz

que vai alterando de areno-argilosa com clastos englobados na matriz e com a presença de xenólitos de peridotito e muitos minerais satélites indicadores de diamantes.

ii) Bloco Este: apresenta diferentes fácies kimberlíticas, com bons indicadores em diamantes com os fácies TSXB (tufos sedimentares xeno-brechas) mais TS. O minério encontrado neste horizonte apresenta uma matriz mais argilosa com clastos maiores englobados na matriz bem como a presença de minerais satélites.

iii) Bloco Oeste: actualmente as fácies kimberlíticas deste horizonte apresentam teores médios de diamantes, o minério predominante é o TSB (tufo sedimentar brechas) mais TS (tufo sedimentar).

iv) Bloco Sul: com minérios ricos com alto teor em diamantes, representados por fácies de rochas kimberlíticas mais antigas e primárias como PK (kimberlito porfírico), AKB (kimberlito autolítico brecha) e o TKB (tufo kimberlito brecha) que se estende até o Sudoeste da chaminé. O teor médio dos diamantes é de aproximadamente 0,084qt/t, e com mais detalhe se abordará no Cap.5 em estudo de caso.

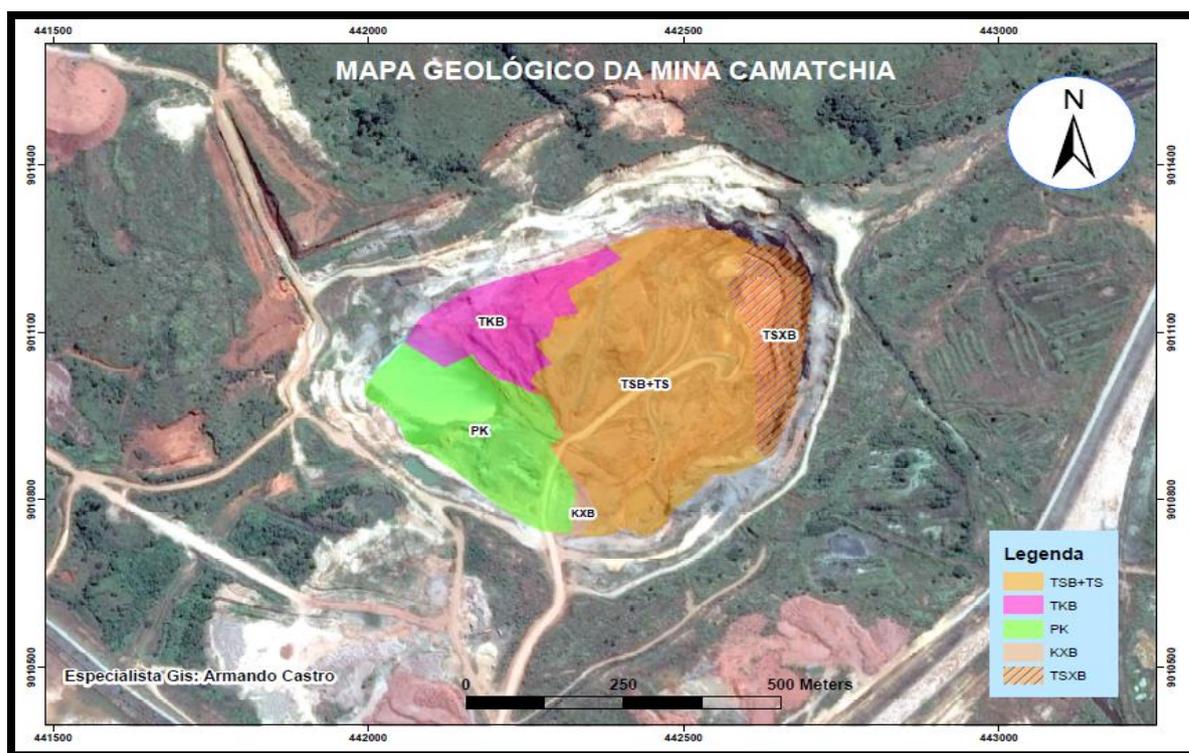


Figura 5 – Mapa Geológico da Mina Camatchia. Fonte: Departamento de Geologia e produção-Projecto Lunhinga.

Os factores climáticos da região muitas vezes impossibilitam as operações directamente da chaminé, pelo que tornou-se necessário criar os diferentes depósitos minérios:

-**Depósito 4C1** (depósito provado) - contém minério TSB de alto teor, onde é posto todo minério dos blocos Norte e Este.

-**Depósito 4C2** (depósito provável) - contém minério TSB de teor médio, onde é posto todo minério dos blocos Oeste e Sul.

-**Depósito 4C3** (depósito possível) – contém minério TSB de teor baixo, actualmente é posto todo minério de todos os blocos mas com muita diluição.

4. Rochas dos embasamentos

Os eventos faseados na chaminê permitiram a formação de diferentes embasamentos que servem de rochas encaixantes que por sua vez influenciaram consideravelmente o grau do metamorfismo, resultando numa complexa configuração da chaminê e distribuição das rochas encaixantes. As rochas do embasamento cristalino foram fortemente submetidos a metamorfismo dinamotermal (pressão e temperatura) de contacto (a causa dos fluido) que alteraram profundamente as propriedades físico-químicas das rochas encaixantes, a exemplo dos gnaisses resistentes, que ao se alterarem-se formaram os gnaisses alterados, e na sequência as areias argilosas. A figura 6 mostra a localização das rochas encaixantes com maior referencia as **rochas ígneas** (*granodiorito, granito, diorito*) e **rochas metamórficas** (*gnaisse, migmatitos, xistos verdes e micaxistos*).

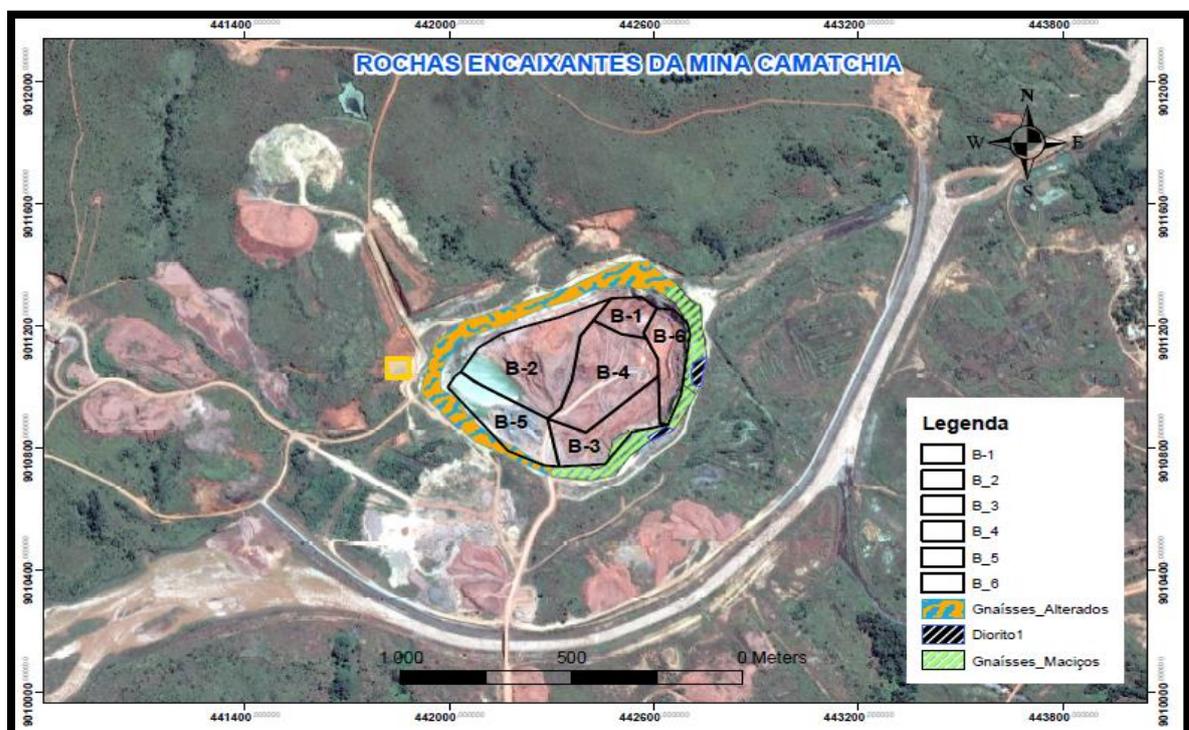


Figura 6- Rochas encaixantes a limitar os blocos de minério no kimberlito Camatchia. Fonte: Projecto Lunhinga.

5. Estratificação nos depósitos de cobertura

Os depósitos são encontrados na área adjacente ao jazigo, e sua determinação visa definir limites de mineralização, rochas encaixantes do embasamento, etc. As rochas em questão localizam-se depositadas debaixo dos solos deluviais-eluviais com possança máxima de 80m. A ordem de sobreposições nos embasamentos é a seguinte:

i) Depósitos eluviais e deluviais- constam de solos - argilosos que contêm produtos da erosão eólica dos granito-gnaisses e fragmento das rochas mães. A possança destes atinge 15 m nas depressões da superfície, onde as argilas arenosas e argilas atingem a densidade de $1,79 \text{ g/cm}^3$, 18% de humidade. É visível inclusão de sarrisca dos granitos- gnaisses, cuja percentagem aumenta bruscamente com a profundidade nas áreas da crosta de erosão eólica do maciço rochoso.

ii) Depósitos da formação Kalahári - onde os solos de areias argilosas amareladas afloram nas divisórias de águas, ou estendem-se debaixo dos solos eluvio-deluviais. A densidade das areias na superfície é de $1,67 \text{ g/cm}^3$, que aumentam nos limites 40-50m de profundidade, até ao valor de $2,16 \text{ g/cm}^3$, com um teor de humidade de 6%. Em contacto com gnaisses eólica, as areias podem se de sedimentação e ceder na molhagem.

iii) Depósitos da formação Calonda - onde os solos arenosos argilosos da formação em causa vêm aflorados nas ladeiras dos vales, e se dispõe debaixo das formações do Kalahári ou dos solos eluvio – deluviais. Os sedimentos comportam areias finas e médias de cor vermelha acastanhada, de grãos iguais, pouco húmidas (a 12%) e de densidade média de $2,06 \text{ g/cm}^3$. Debaixo do pacote arenoso é frequente ter-se camadas de conglomerados à base de cimento arenoso-argiloso de possança máxima até 3 m.

A formação Calonda consta de dois maços:

- ✓ **Maço superior**, inclui os grés com impurezas de poeira e argila, cuja possança varia de 30-50 m;
- ✓ **Maço inferior basal** dos depósitos de grãos grossos de possança até unidades de metro (cascalhos e gravelitos com o material arenoso argiloso de enchimento). Estes depósitos servem de camada relativamente impermeável para a formação do lençol de água dentro dos depósitos Kalahári.

As areias da formação Calonda são de origem beira-mar e não possuem propriedades de cedência quando molhadas.

2.3. Prospecção de corpos kimberlíticos

2.3.1 Fases de estudo e métodos empregues

Tendo em vista as campanhas a realizar na descoberta dos potenciais depósitos primários e secundários diamantíferos, é de extrema importância executar as actividades ligadas a todas as fases de estudo, conforme se indica na tabela 2.

Tabela 2-Fases de prospecção.

Fases de estudo	Tipos de malhas	Técnicas e métodos de estudo	Objectivos	Área Km ²	Escala do mapa
Reconhecimento	Levantamento regional	Geologia, geofísica e geoquímica	Identificar a escala regional as anomalias ou áreas com potencial minério que justifiquem os estudos mais aprofundados	100 a 1000	1/100000 a 1/50000
Prospecção	Malha geral	Geologia, geofísica e geoquímica	Identificar um jazigo que será objecto de uma pesquisa mais ampla	1 a 10	1/50000 a 1/10000
Pesquisa geral	Malha sistemática	Sanjas, trincheiras, poços de grandes diâmetros e estudos complementares, Geofísica e Geoquímica	Estabelecer as principais características geológicas de um jazigo proporcionando um indicativo razoável	1 a 5	1/10000 a 1/5000
Pesquisa detalhada	Malha de desenvolvimento	Sanjas, trincheiras, poços de grandes diâmetros e estudos complementares de geologia	Delimitar o jazigo de forma detalhada com a distribuição tridimensional das rochas ou minério recolhido em toda superfície do jazigo	1 a 2	1/2000 a 1/500

Fonte: Departamento de Geologia de produção-Projecto Lunhinga.

Os trabalhos de gabinete para encontrar kimberlitos de interesse baseiam-se inicialmente em critérios Geológicos por investigação das idades das zonas cratonizadas, estudos da estrutura regional, que por sua vez são essenciais para analisar as intersecções de fraturas de grandes extensões e de padrão atípico. São empregues de forma conjugada os seguintes métodos: Geoquímico, Mineralométrico, Geofísicos, etc.

O método Geoquímico é usado na descoberta de corpos kimberlíticos através da análise visual e química dos minerais singenéticos ao diamante nas paragénese peridotíticas e eclogíticas. Faz-se amostragem de minerais pesados, através da colheita de amostras para a medição de um ou vários elementos com altos teores nos solos residuais subjacentes. Em kimberlitos diamantíferos podem ocorrer, granadas piropo com baixo teor de Ca, granadas eclogíticas ricas em Na, cromite com alto teor de Cr e Mg de médio e alto teor, e ilmenite magnésiana, etc.

As granadas do tipo piropo, com composição subcálcica e com elevado teor de crómio são chamadas de granadas G10 e são reconhecidas como o mais fiel indicador da presença de diamantes. A quantidade de granada subcálcica derivada de harzburgito com baixo teor de Ca, bem como cromita com alto teor de Cr_2O_3 , níveis altos e moderados de MgO e muito baixo de TiO_2 estão associados a presença de diamantes.

O **método Mineralométrico** consiste no estudo da distribuição dos minerais satélites do diamante, principalmente nos solos detríticos e aluvionares para que se consiga reconstituir o transporte que sofreram desde a rocha mãe.

Na meteorização kimberlítica e mais propriamente quando se processa a erosão, libertam-se os grãos de diópsidio, de piropo e de ilmenite que originam auréolas mineralógicas nos solos superficiais e sofrem posteriormente transporte. É também importante analisar a composição de alguns minerais resistentes a meteorização e desgaste mecânico, como é o exemplo da ilmenite magnésiana (picroilmenite), a granada piropo, a cromite magnésiana e cromodiópsidio. Para atingir os objectivos é preciso efectuar uma maior densidade de amostragem quer nas linhas de água quer no solo, e as vezes utilizar em simultâneo outros métodos a exemplo os aerogeofísicos.

Os métodos Geofísicos baseiam-se na análise das diversas anomalias dos materiais kimberlíticos de acordo as propriedades físicas intrínsecas e não homogéneas resultando em respostas que variam de área para área. Existem três factores importantes de controlo a resposta geofísica: o tamanho original e não homogéneo das camadas da chaminé, a profundidade de erosão que afecta o tamanho e os agrupamentos dos minerais de superfície que em norma são condutivos e não magnéticos. Os principais factores que condicionam a aplicação do método geofísico são a profundidade de investigação a ser atingida, espessura e forma do corpo a ser prospectado; tipos e contrastes entre o corpo a ser prospectado e o meio encaixante; poder de resolução; custo, celeridade e a topografia e área de estudo. Os kimberlitos têm gravidade específica na ordem de 2,7-3,0 e as rochas encaixante 2,3-2,5 de modo que as anomalias gravimétricas detectam somente alguns décimos de miligal. A presença nos kimberlitos, principalmente de montmorilonite (argila) produz uma condutividade baixa na resistividade induzida que reflecte-se mais nas zonas que estão a delimitar as chaminés kimberlíticas.

Desta forma os levantamentos aeromagnéticos (EM) devem ser de pormenor uma vez que kimberlitos muito alterados podem apresentar uma condutibilidade elevada devido à existência de grandes quantidades de montmorilonite diferenciando -se das rochas encaixantes.

2.3.2 Prospecção na concessão do projecto Lunhinga

Para além dos kimberlitos Camatchia e Camagico, estão identificados na área concessionada outros corpos kimberlitos em prospecção como o Carambala, o Cula, o Lunhinga 1, o Lunhinga 2 e o Samuchito (Fig 7), onde alguns estão em fases mais avançadas e outros em fase de reavaliação, onde métodos aerogeofísicos estão a ser executados em escalas 1/25000, 1/10000 e 1/50000 para detecção de corpos geológicos (magnéticos ou ferrosos) com boas probabilidades de encontrar os minerais satélites dos kimberlitos.



Figura 7 – Mapa geológico com elementos geomorfológicos e diamantíferos da Concessão. Fonte: Departamento de Geologia-Projecto Lunhinga.

No ano de 1997 e 2003, foram feitos trabalhos de prospecção magnética na escala de (1:25000) e (1:10000 e 1:5000), onde foram detectadas (13) anomalias magnéticas na perspectiva de se descobrirem novos kimberlitos, mas de acordo com os dados recentes, nessa concessão podem haver perto de 100 anomalias. Prosseguem-se com os trabalhos de prospecção detalhada até atingir os 400m previstos, muitos poços perfurados foram encerrados sem atingir o objectivo, devido a complexidades de sua mineralização, com presença de rochas gnaissicas, que supostamente são camadas monolíticas ou de xenólitos.

No caso da prospecção dos depósitos secundários diamantíferos, estes realizam-se na base de quatro fases de prospecção e três tipos de malhas: Geral, sistemática e de desenvolvimento (Tabela 3).

Tabela 3 -Malhas de prospecção em depósitos secundários diamantíferos.

MALHAS	TECNICAS	OBJECTIVOS	DISTANCIAS DE POÇOS
Geral	PROSPECCÃO		200 × 200
	Prospecção aluvionar: 400m × 60m – Rios grandes 400m × 30m – afluentes	Descobertas de pontos mineralizados com teores significativos	
Sistemática	PESQUISA GERAL		100 × 100
	Prospecção aluvionar: 200m × 60m – Rios grandes 200m × 30m – afluentes	Controlo de sectores mineralizados com determinação e avaliação preliminar da constância, regularidade e extensão dos depósitos	
Desenvolvimento	PESQUISA DETALHADA		50 × 50
	Prospecção aluvionar: 50m × 60m – Rios grandes 100m × 30m – afluentes	Delimitação dos jazigos com determinação dos teores e avaliação final da constância, regularidade e extensão dos depósitos.	
CALCULO DAS RESERVAS			
Método dos triângulos Computarização	Determinação do volume de estéril, cascalho, teor dos jazigos (Q/m ³) e granulometria (P/Q)		

Fonte: Departamento de Geologia de produção-Projecto Lunhinga.

2.3.3 Sondagem geológica

A sondagem geológica tem por objetivo abordar as rochas em profundidade pela análise dos testemunhos que fornecem as bases para determinar o teor médio do depósito/bloco, distribuição espacial dentro dos limites de mineralização, geometrização do depósito mineral, fornecer importantes detalhes estruturais e estimar as reservas. As sondagens obedecem a uma malha de sondagem definida por perfis (ou seções) geológicos transversais (Linhas de poço-LP) e longitudinais (linhas de bloco- LB). A intersecção de um perfil transversal com um longitudinal é denominada nó de malha, sendo justamente nesse local onde se deve realizar o furo de sonda. O espaço entre dois perfis transversais consecutivos e dois perfis longitudinais consecutivos é um *bloco de reserva*.

Subscrevendo-se no caso da Concessão, em 1970 a MATS (CONSÓRCIO DA DIAMANG) Perfurou 33 poços de pequenos diâmetros sobre a chaminê Camatchia numa rede de malha

100×100 m e a profundidade de 100m que totalizou-se 2537m lineares perfurados que permitiram identificar os kimberlitos sedimentares e primários.

Actualmente as actividades são conduzidas para encontrar a formação Calonda, que ocorrem próximas as fontes primárias, onde o único problema é a grande profundidade para o seu acesso geralmente entre o 1º e o 2º ou 3º terraço, depois dos solos residuais e deluviais, areias dos depósitos Kalahári, zona de transição entre os cascalhos da formação Kalahári. Os trabalhos fluem no sentido de se encontrarem cascalhos com bons minerais indicadores uma vez que estes têm clastos próprios misturados com os grés polimorfos, que determinam a precisão de sua localização, havendo para o efeito necessidade de abrir-se grandes trincheiras, sanjas, rampas, poços de perfuração e cortes para os acessar, começando pelas lezírias (espaço entre o rio e o 1º terraço).

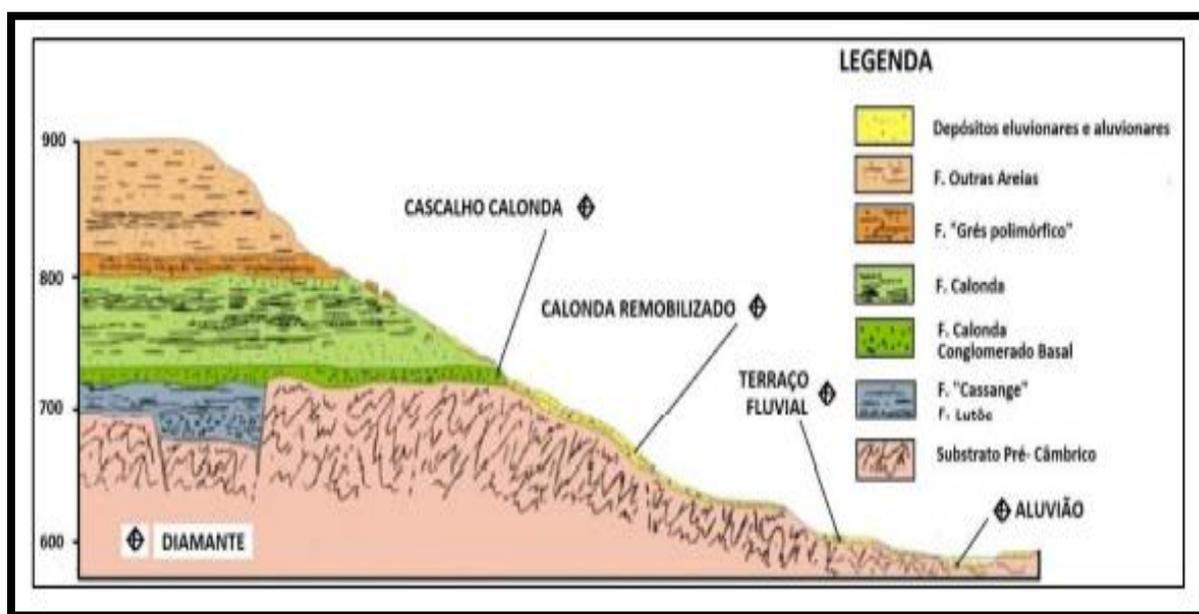


Figura 8- Modelo Conceptual de jazidas de diamantes de Angola. Fonte: Pereira, 1995 e adaptado por Xavier 2017.

Nas lezírias normalmente se procede a recolha de amostras de pequeno volume por bateamento Geológico obtidas in situ, a partir de grandes amostras, obtendo-se um concentrado que é levado e observado em laboratório para distinguir a olho nú os minerais indicadores (ilmenite, granada piropo, espinélio, entre outros) e posteriormente tratar já com algum grau de certeza.

Do ponto de vista prático a prospecção nos grandes terraços (1º, 2º, e 3º) de aluviões se executam pela recolha amostras de grande volume, fazendo-se perfis com um certo distanciamento em função da região, estratigrafia e morfologia do terreno. Neste caso fazem-

se *trincheiras* de 10, 15 ou 20m de comprimento e 5-10 m de largura bem como *rampas* para abrir o acesso nos casos em que é difícil encontrar as camadas de cascalho, trabalhando-se com máquinas como escavadeiras hidráulica para fazer a desmatção, desaterro e cortes e sondas com brocas adiamantadas (saca núcleo).

No caso da abertura de poços artesanais, para recolha de materiais de pequeno volume (como exemplo de 27m³ nas dimensões de 3mx3mx3m), fazem-se manualmente sanjas, onde em ordem aparecem os solos vegetais (húmus), as areias do Kalahári e com sorte podem já aparecer os cascalhos de interesse com uma dada uma espessura (a exemplo de 0,5m e volume de 4,5m³ correspondente a 3mx3mx0,5m) da amostra colhida. Esse cascalho é levado ao tratamento, e deste resulta os conglomerados rejeitados (a exemplo de areias finas de 4,0m³) e um concentrado (apenas 0,45m³ conforme o exemplo).

2.3.4 Factores de avaliação e exploração dos depósitos diamantíferos

1º Factores geológicos: tipo de jazida, ambiente geológico, morfologia, composição química e mineralógica da jazida, condições e lito-estratigráficas, condições hidrológicas e topográficas;

2º Factores económicos: lei mineral e tonelagem, relação estéril-minério, teor de corte, custo de operação, capital de inversão necessário, benefício esperado, ritmo de produção e limitações do mercado;

3º Os factores técnicos: profundidade de ocorrência, acessibilidade mineira, condições hidrogeológicas, propriedades das rochas, presença de gases, condições térmicas, método de exploração, técnicas de beneficiamento, etc.

CAPITULO III- CARACTERIZAÇÃO HIDROLÓGICA

3.1 Contexto dentro da mineração

Sabe-se que a água é a principal vilã das operações mineiras. Desde logo, antes das operações de lavra, problemas relativos as águas devem ser previstos estudados, para serem controlados posteriormente na fase de drenagem. Esta tarefa executa-se com recurso ao uso dos conhecimentos hidrológicos da área a minerar e implica ter prévios conhecimentos do regime de precipitações, processos de escoamento superficial das águas (pluviais), localização dos cursos de água, tempo de concentração, caudais de cheias, etc.

3.2 Precipitação

Durante a precipitação, parte das águas que atinge o solo se infiltra e percola no interior do subsolo, durante períodos de tempo extremamente variáveis, decorrentes de muitos fatores:

- **A presença de argila** no solo diminui sua permeabilidade, não permitindo uma grande infiltração;
- **Cobertura vegetal:** um solo coberto por vegetação é mais permeável do que um solo desmatado;
- **Inclinação do terreno:** em declividades acentuadas a água corre mais rapidamente, diminuindo a possibilidade de infiltração;
- **Tipo de chuva:** chuvas intensas saturam rapidamente o solo, ao passo que chuvas finas e demoradas têm mais tempo para se infiltrarem. Durante a infiltração, uma parcela da água sob a ação da força de adesão ou de capilaridade fica retida nas regiões mais próximas da superfície do solo, constituindo a zona não saturada. Outra parcela, sob a ação da gravidade, atinge as zonas mais profundas do subsolo, constituindo a zona saturada. Os valores extremos da precipitação, máximo e mínimo, são mais importantes em grande parte dos trabalhos de engenharia do que os valores médios. As Precipitações intensas de curta duração são aquelas que ocorrem durante os temporais, acompanhadas geralmente de trovoadas e seu conhecimento resulta como importantes no dimensionamento de sistema de drenagem, enchentes dos rios, etc.

De modo convencional padroniza-se:

$$1\text{mm}=1 \text{ L/m}^2=10\text{m}^3/\text{ha}$$

O tempo de concentração define-se como o tempo a partir do início da precipitação que uma gota de chuva leva para percorrer a distância entre o ponto mais afastado da bacia e seu exutório. Reflete o intervalo de tempo necessário para que toda bacia considerada contribua para o escoamento superficial na secção estudada. Vários autores determinaram varias expressões para determinação do tempo de concentração, mas de acordo ao caracter do tema em análise torna-se necessário destacar a seguinte fórmula de Kirpich:

$$t_c = 57 \times \left(\frac{L^2}{D_{eq}} \right)^{0,385} = 57 \times \left(\frac{L^3}{\Delta H} \right)^{0,385}$$

É válido para zonas rurais cuja área <0,45Km².

Onde:

t_c : é o tempo de concentração [min];

D_{eq} : é a declividade equivalente do curso de água na área analisada;

L: é o comprimento do curso de água principal [km];

ΔH : é a diferença total de altitude ao longo do curso de água principal [m].

3.3 Escoamento superficial

O **escoamento superficial (deflúvio)** corresponde a parcela da água da precipitação que permanece no terreno, e que sujeito a ação da gravidade, declividade do relevo, drena a água para as cotas mais baixas. É representado pelo coeficiente de escoamento superficial C.

$$C = \frac{V_{\text{escoado}}}{V_{\text{precipitado}}}$$

Onde:

V_{escoado} : é o volume do escoamento superficial da bacia;

$V_{\text{precipitado}}$: é o volume de precipitação na bacia;

H_{lam} : é a altura da lâmina precipitada (mm);

A: é a área da bacia.

$$V_{\text{precipitado}} = H_{\text{lam}} \times A$$

Seu conhecimento é de extrema importância, pois mediante este se define o caudal de cheia, que por sua vez deve ser prognosticados nas minas para adoptar medidas de combate das águas nas cavas.

Segundo Pombo (2014) os valores típicos do coeficiente de escoamento C , em várias zonas do território Angolano, são mostradas no mapa da figura 9. Em função da localização da região adopta-se o valor medio entre 0,19-0,23, isto é 0,21.

Com este valor é possível calcular aproximadamente o caudal de cheia, de base e do projecto, parâmetros essenciais para o dimensionamento do sistema de drenagem. Estes cálculos serão previamente analisados no 5º capítulo em estudo de caso.

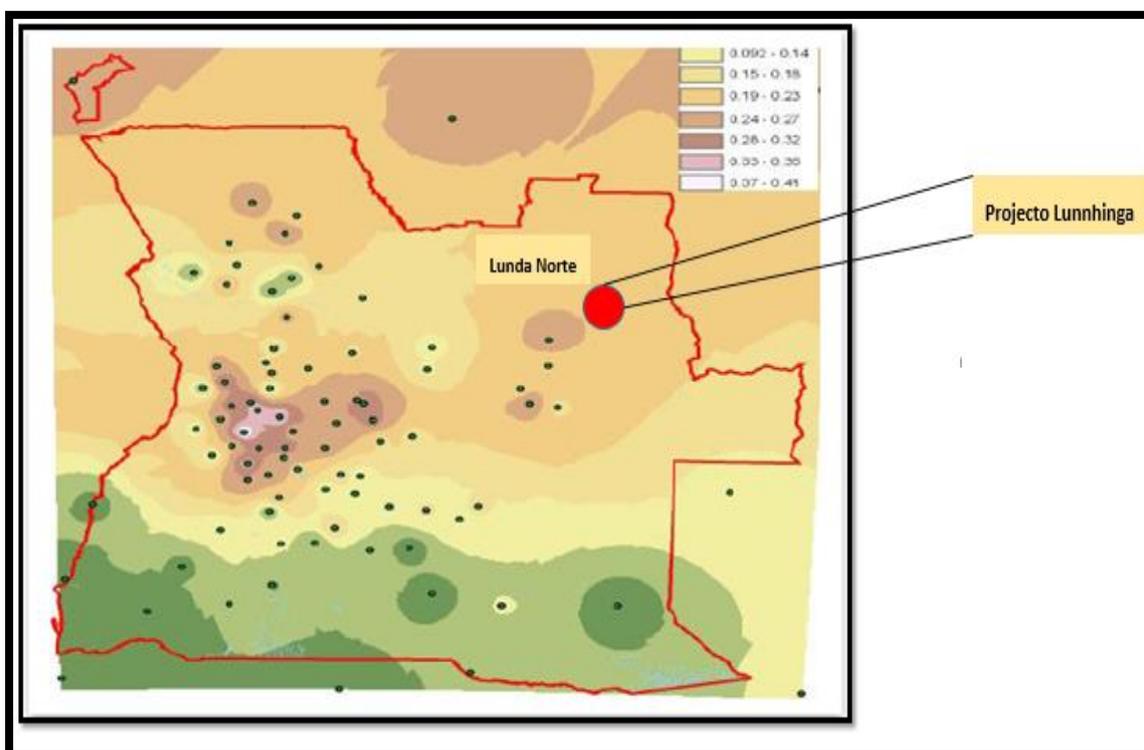


Figura 9- Coeficientes de escoamento em várias regiões do território de Angola. Fonte: Pombo, 2014.

3.4 Classificação Hidrológica dos solos

Em função do potencial do escoamento e infiltração os solos classificam-se em:

1.Solos do tipo A: correspondem a solos de baixo potencial de escoamento superficial e elevadas intensidades de infiltração, mesmo quando completamente humedecidos. Incluem as areias profundas, com boa ou excessiva drenagem por serem meios de porosidade aberta.

A exemplo destes solos citam-se as areias, siltes, os solos oriundos dos arenitos mais ou menos cimentados e cascalhos alterados.

2. Solos do tipo B: têm potencial de escoamento superficial abaixo da média, e intensidades de infiltração moderadas, mesmo quando completamente humedecidos. Incluem principalmente os solos medianamente profundos, com textura moderadamente fina, medianamente grosseira, e moderadamente drenados. Estes solos têm o grau de porosidade e permeabilidade média.

3. Solo do tipo C: têm potencial de escoamento superficial acima da média, e baixas intensidades de infiltração mesmo quando completamente humedecidos. Incluem principalmente os solos com camadas impermeáveis subjacentes e solos com textura moderadamente fina.

4. Solos do tipo D: têm elevado potencial de escoamento superficial, intensidade de infiltração muito baixa, quando completamente humedecidos. Incluem principalmente os solos argilosos expansíveis, solos com o nível freático permanentemente próximo da superfície e solos com substratos impermeáveis a pouca profundidade.

Os kimberlitos apresentam diferentes e competências, onde em alguns casos consistem de materiais consistentes e noutros casos de materiais brandos, apresentando-se como irregulares com estratificações, fraturas, e numerosos espaços vazios, que variam dentro de uma larga faixa de dimensões e formas. Deste modo ao estudar os solos deve-se identificar as rochas sedimentares que apresentam porosidade granular (arenitos), as rochas com porosidade cárstica (brechas calcárias) devido a alteração e as de porosidade de fraturas (gnaisse alterados ou resistentes, entre outros) com interstícios médios que permitem o deslocamento das águas infiltradas. A análise e conhecimento da permeabilidade em projectos de mineração é importante a medida que dá subsídios úteis nos processos relacionados com a drenagem das águas nos taludes e demais áreas da lavra. Considera-se impermeável o solo com $k=1,3 \times 10^{-8}$ cm/s, onde para diferentes tipos de solos mostra-se abaixo a escala de permeabilidade.

Tabela 4- Faixas limites do coeficiente de permeabilidade.



Fonte: Souza, 2006.

CAPÍTULO IV- EXPLORAÇÃO EM MINAS A CEU ABERTO

4.1 Generalidades

Mineração é a actividade posterior à prospecção e pesquisa, abrangendo o reconhecimento, a preparação e a extracção do minério bruto, do solo ou subsolo, bem como o seu tratamento e transformação, quando processados em anexos mineiros.

Segundo Reis e Sousa (2003 *apud* SILVA, 2008) o método de lavra consiste em um conjunto específico dos trabalhos de planeamento, dimensionamento, e execução das tarefas, devendo existir uma harmonia entre tais tarefas.

Para que se tenha um bem sucedido projecto de mineração, o método de lavra escolhido deverá ser o mais optimizado possível, levando-se em consideração as seguintes variáveis:

- Geometria do depósito (maciços, camadas, veios delgados/espessos, lentes e bolsões, plácer, etc.);
- Mergulho do corpo mineral (suave ou horizontal a 20°, médio 20° a 50° e íngreme 50° a vertical);
- A espessura do depósito (estreito se <10 m, intermediário de 10 m a 30 m, espesso de 30 m a 100 m, e muito espesso quando > 100 m);
- Características do minério (teor e a distribuição espacial entre as principais);
- Presença de água superficial ou subterrânea;
- Considerações Geotécnicas (permeabilidade, deformabilidade, resistência, etc);
- Considerações ambientais;
- Considerações económicas e financeiras.

De acordo com Macêdo *et al* (2001) a seleção do método de lavra pode ser dividido em duas fases.

- i) Avaliação das condições geológicas, sociais e ambientais para permitir a eliminação de alguns métodos que não estejam de acordo com os critérios desejados;
- ii) Escolha do método que apresente o menor custo, sujeito às condições técnicas que garantam uma maior segurança .

Até a fase de extração/remoção nos empreendimentos mineiros cumprem-se um conjunto de serviços preliminares entendidos como operações de desenvolvimento.

4.2 Etapas de desenvolvimento

As etapas ou fases do desenvolvimento normalmente compreendem:

I-Preparação e limpeza do terreno, conduzidas para preparar a infraestrutura da mina (instalações industriais, oficinas, escritórios, etc.), da área a ser lavrada e das áreas de depósitos de rejeitos;

II-Abertura dos acessos dentro e fora da mina, executadas de modo a reduzir os custos operacionais para o transporte de minério/ estéril e tráfego de outros equipamentos.

Projectam-se vias adequando a largura das estradas, bermas de segurança, rampa, raio mínimo da curvatura, características do piso, etc. Do ponto de vista de utilização, a estrada pode ser considerada temporária ou permanente.

III- Remoção de solo e cobertura vegetal, executada com pequenos tratores, acoplados com correntes ligadas, para fazer a descobertura do corpo mineralizado, enquanto a remoção do solo geralmente é feita com a **Bulldozer** ou **Dozer** (pequeno trator) para limpar a frente de lavra ou em casos excepcionais fazer a remoção da cobertura vegetal.

IV-Preparação das pilhas de minério, pilha de estéril e barragem de rejeitos, seleccionadas em locais fora do alcance da área lavrável e outras instalações de modo a evitar sua interferência nas operações de produção e outras auxiliares. Pilhas para deposição de estéril e barragens de rejeito são alocadas com o propósito de recuperação ambiental, uma vez que problemas de contaminação do minério por oxidação de vários metais pesados solúveis na água, podem afectar a fauna, flora, populações nas proximidades, etc.

4.3 Método de Lavra por bancadas

Segundo Souza (1994 *apud* DNPM, 2004) a lavra por bancadas é aplicada quando a jazida possui dimensões verticais e horizontais consideráveis, obrigando a retirada do minério por meio de bancadas, bancos ou degraus. Este pode ser de dois tipos: em flanco e em cava.

O método em *encosta (flanco)* se observa ao trabalhar acima do nível de escoamento da drenagem sem acumular água, enquanto no método em *cava* se processa abaixo da cota topográfica original, tornando a mina em um grande reservatório necessitando-se de bombeamento para o esgotamento da água no seu interior.

Na opinião de Ferreira (2013) variação entre um e outro se dá unicamente pela topografia do local, ou seja, a localização do corpo de minério.

Este método é arte de minerar com definição de óptimas geometrias das bancadas (Fig.10).



Figura 10 – Lavra por bancadas, em minas a céu aberto. A-Cava com imprecisa geometria nas bancadas, B-Cava com boa geometria nas bancadas. Fonte: Adaptado de Gemcom Whittlem, Surpac, 2007.

Devido o carácter de mineração no kimberlito Camatchia somente, se enfatiza neste trabalho o método de bancadas na modalidade por cava (Fig.10).

Silva (2008) enumera as seguintes vantagens e desvantagens do método de lavra por bancadas:

Vantagens

- Drenagem natural e transporte descendente quando em encosta;
- Alta produtividade devido à grande mecanização e pouca mão-de-obra;
- Baixo custo operacional;
- Período em geral curto para o início das operações;
- Boa estabilidade dos taludes, relativamente flexível, seguro e higiene satisfatória.

Desvantagens

- Limite de profundidade em cerca de 400 m, devido a limites tecnológicos
- Grande investimento de capital;
- Sujeito a condições climáticas diversas assim como degradação massiva do meio ambiente;
- Requer depósitos e equipamentos de grande porte.

4.3.1 Elementos e parâmetros das bancadas

Nos elementos que definem a lavra em bancadas constam: bermas, faces dos talude, cristas, pés dos taludes (Fig.11).

Os parâmetros geométricos são:

h_B - Altura da bancada;

b - Largura da bancada;

α_B - Ângulo da face da bancada (ângulo do talude);

α_R - Ângulo de inter-rampa;

α_0 - Ângulo geral de talude;

h_R - Altura máxima da inter-rampa;

r - Largura da rampa;

h_0 - Altura máxima global da cava/encosta.

Entre estes têm maior destaque o *ângulo do taludes* e *altura das bancadas* que por sua vez contam com uma relação inversa, pois taludes mais altos em geral exigem ângulos mais suaves. A definição da inclinação de um talude é uma disputa entre segurança e economia. A segurança exige taludes suaves e íntegros já a economia exige taludes íngremes. A escolha dos ângulos dos taludes é associado a consistência do material. Em matérias mais consistentes adopta-se ângulos entre 60-65° e ângulos suaves de até 45° nos menos consistentes. A altura da bancada corresponde a distância vertical entre cada nível horizontal da cava. A par disso o valor escolhido para altura dos bancos pode variar de acordo o minério lavrado podendo ser da mesma altura a não ser que alterações nas condições geológicas da cava assim não o permitam.

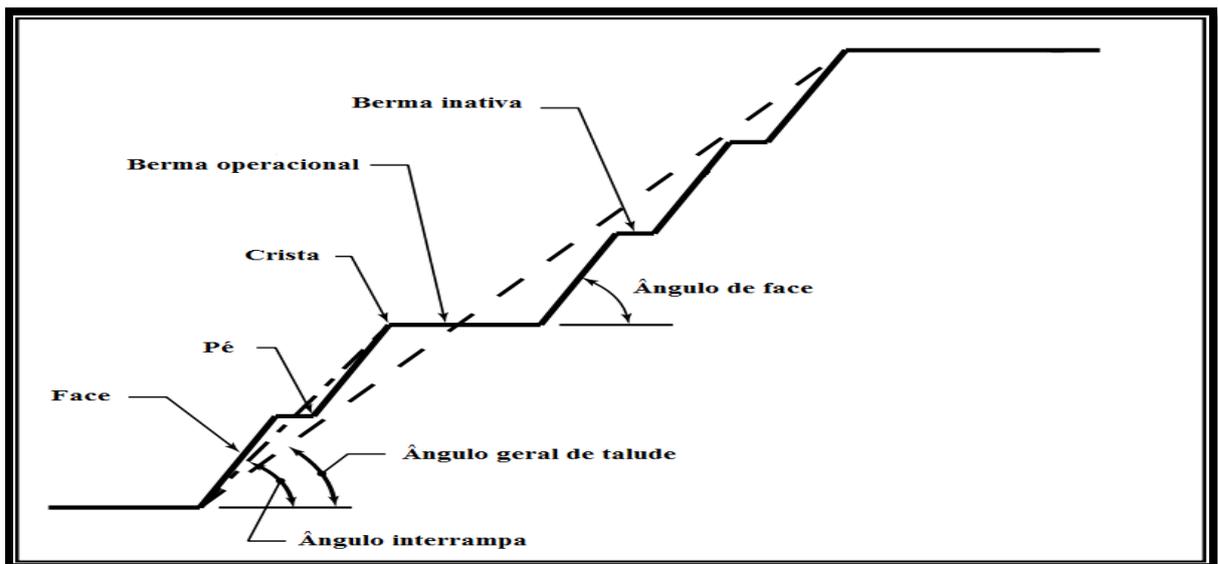


Figura 11- Representação dos principais elementos geométricos de minas a céu aberto. Fonte: Modificado de Kliche (2011, p. 497).

A altura dos bancos é determinada com base nas dimensões dos equipamentos de perfuração e desmonte, nas características físicas do maciço e na dimensão dos blocos de lavra. Devido aos avanços tecnológicos, os equipamentos de perfuração não são mais factores limitantes da altura da bancada. Assim, a altura das bancadas são definidas com base na altura máxima do equipamento de escavação utilizado na operação de carregamento. Em termos práticos, o ideal seria que a altura dos bancos fosse a maior possível, porém deve-se respeitar as limitações de segurança e de funcionalidade do equipamento de carregamento.

Ao aumentar a altura das bancadas propicia as seguintes vantagens:

- ✓ Melhoria do rendimento na operação de perfuração, reduzindo os tempos de deslocamento dos equipamentos;
- ✓ Maior produtividade a cada desmonte de rocha;
- ✓ Menor número de bancos na lavra, favorecendo a concentração dos trabalhos;
- ✓ Menor custo na construção dos acessos.

Por outro lado, a utilização de bancadas menores pode trazer os seguintes benefícios:

- ✓ Melhorias na segurança;
- ✓ Melhor controlo nos desvios dos furos;
- ✓ Melhor controlo na fragmentação da rocha;
- ✓ Menores cargas de explosivo por furo, resultando em uma diminuição das vibrações geradas pela operação de desmonte;
- ✓ Aumento na selectividade da lavra;
- ✓ Maior facilidade na construção de rampas e vias de acesso;
- ✓ Descentralização dos trabalhos.

4.3.2 Métodos de Desmonte

Em geral em minas a céu aberto procede-se as modalidades de desmonte:

- ✓ Desmonte com explosivos;
- ✓ Desmonte mecânico.

I. Desmonte com explosivos

É a modalidade usada para desmontar materiais mais consistentes, geralmente efetuados em bancadas. Segue-se com seguinte o ciclo de trabalho:

Perfuração+Desmonte+Carregamento+Transporte

Um projecto de desmonte bem elaborado tem como implicação não só a redução dos custos de desmonte, mas principalmente a redução do custo global de lavra (PINTO e DUTRA, 2008).

Isso ocorre pelo facto do desmonte bem feito gerar uma pilha bem formada, o que facilita sua retomada pelos equipamentos de escavação e de carregamento como também a uma fragmentação adequada às operações subsequentes. No desmonte em bancadas é fundamental:

- A determinação da disposição geométrica dos furos (malha);
- A determinação do tipo de explosivo e a quantidade a utilizar;
- A determinação da sequência de iniciação e dos tempos de retardo.

II. Desmonte mecânico

Utilizam-se equipamentos mecânicos para desmontar rochas de baixa e média consistência.

Para essa alternativa de desmonte usam-se frequentemente nas minas a céu aberto os seguintes equipamentos:

- Escavadeira Hidráulica, a cabos ou shóvel, clam Shell, Dragline;
- Pá carregadeira sobre rodas e sobre esteira;
- Minerador contínuo.

Estes equipamentos são geralmente auxiliados pelas seguintes unidades:

- ✓ Moto Scraper;
- ✓ Trator de esteiras, similar ao Scraper de rodas escava e transporta o material, empurrando-o a pequenas distâncias (com 33 pés empurra ou desloca o material até 10m).

Além destes equipamentos as minas funcionam as unidades de transporte, onde destacam-se:

- ✓ Camiões: fora de estrada, articulados e basculantes (Volvo-300 e Komatsu HM-400 de 40t de capacidade são usados na Mina de Camatchia enquanto CAT-777F, Komatsu HD 785 de 96 t de capacidade são usados em Catoca);
- ✓ Correias transportadoras (móveis ou fixas): geralmente acoplado a um britador de modo que o material após ser britado é levado pelas correias transportadoras;
- ✓ Vagões ou vagonetas;

Os camiões articulados são os mais usados frequentemente, a exemplo como se verifica na Mina de Camatchia que devido a flexibilidade operacional conseguem fazer curvas fechadas pois além de serem mais rápidos, potentes, conseguem subir rampas de até 15%. Outras vantagens:

- Podem ser transferidos para outras frentes de operação conforme a necessidade;

-A mineração pode ocorrer simultaneamente em vários níveis, facilitando a blendagem do material para garantir a qualidade;

-Os caminhões podem ser deslocados para a operação no estéril, quando a central de tratamento estar em manutenção.

4.4 Selecção e dimensionamento dos equipamentos de mineração

Corresponde ao processo de selecção e compatibilização dos equipamentos de escavação, carga e transporte para extracção de minério e remoção de estéril.

Após a decisão dos tipos e portes dos equipamentos a serem utilizados, compreende a determinação da quantidade destes, os custos, a criação do plano de produção, contendo as descrições das actividades específicas a executar.

Essa etapa deve atender aos objectivos de curto, médio e longo prazo, exigindo um criterioso planeamento para que se maximize a produção, levando-se em conta as restrições técnicas, operacionais e de segurança, etc.



Figura 12- Equipamentos usados em minas a céu aberto. I-Equipamentos de carga e transporte a selecionar, II- Compatibilização entre o caminhão articulado e a escavadeira hidráulica na mina de Camatchia. Fonte: Autor

Critérios utilizados para selecção e dimensionamento dos equipamentos

- *Critérios técnicos:* altura, largura, angulo do talude e método de lavra;
- *Características do depósito:* densidade do material, presença de rochas encaixantes, tamanho do depósito, entre outros;

- **Cr terios operacionais:** versatilidade, manobrabilidade, resist ncia e velocidade do equipamento;
- **Produtividade:** intimamente ligado ao tempo de ciclo;
- **Manuten o:** consumo, disponibilidade das pe as e componentes, tempo de entrega, entre outros;
- **Considera es comerciais:** custos de investimentos, taxa de retorno, consumo energ tico, vida  til do equipamento, etc.

Esta compatibiliza o deve inicialmente basear-se nas seguintes restri es f sicas:

1^a A altura da bancada (H), que condiciona o porte do equipamento de carregamento;

- P  carregadeira: $H = 5$ a 15 (m);
- Escavadeira h drica: $H = 4 + 0,45C_c$ (m);
- Escavadeira a cabo: $H = 10 + 0,57(C_c - 6)$ (m);

Sendo C_c = capacidade da ca amba em m³;

2^a O alcance da descarga do equipamento de carregamento, que condiciona o porte do equipamento de transporte.

Deve-se considerar, de acordo com SILVA (2009), que al m de uma compatibiliza o em opera o conjugada dos equipamentos, outros fatores que ir o afectar diretamente a efici ncia da opera o, devem ser atendidos em seguida:

3^a O n mero de passes do equipamento de carregamento, para encher o equipamento de transporte e representar um bom equil brio, deve permanecer na faixa de 3 a 5 passes. Um n mero menor seria prefer vel, contanto que:

- ✓ O tamanho da ca amba da unidade de transporte n o seja muito pequeno em compara o com o tamanho da ca amba da unidade de carregamento, resultando em impactos sobre a suspens o e a estrutura do ve culo e derramamento excessivo da carga;
- ✓ O tempo de carregamento n o seja t o curto que ocasione a demora da chegada da unidade de transporte seguinte, ocasionando um tempo excessivo de espera por parte da unidade de carregamento;
- ✓ O n mero de unidades de transporte para cada unidade de carregamento seja balanceado. Se este n mero for muito pequeno poder  ocorrer ociosidade da unidade de carregamento; se o contr rio,   prov vel que ocorram filas dos equipamentos de transporte;

- ✓ O número excessivo de unidades da frota não resulte em dificuldades de tráfego e manutenção.

Parâmetros fundamentais para cálculo da produtividade dos equipamentos

Para o cálculo de produção se consideram os seguintes parâmetros:

1º Volume da concha (balde): representa a capacidade operacional, rasa ou coroadada, conforme o caso do equipamento de carregamento.

O critério de escolha é a densidade, de modo que em materiais menos densos é preferível conchas com capacidade coroadada, enquanto para materiais mais densos é usado conchas com capacidade rasa.

2º Força de arranque e ataque: é a força que a concha vai actuar sobre uma pilha.

3º Factor de enchimento do balde K: é função das características do material, das condições de desmonte, da altura da bancada e da forma de penetração do equipamento.

A capacidade do balde (caçamba) em m³ é descrita pela equação:

$$V = V_C \cdot K$$

Onde:

V_C : é a capacidade rasa da caçamba;

K : é o factor de enchimento da caçamba

A tabela 4 mostra os típicos valores do factor de enchimento, para vários tipos de materiais.

Tabela 5 -Valores típicos do factor de enchimento.

MATERIAL	FACTOR DE ENCHIMENTO (%)
Argilas húmidas e arenosas	100-110
Areia e cascalho	95-110
Argila dura ou resistente	80-90
Rocha bem fragmentada	60-75
Rocha mal fragmentada	40-50
Agregado britado	90-100

Fonte: Autor.

4ºSeleção da caçamba: é importante realçar que não adianta ter um braço forte se o balde não consegue arrancar o material, uma vez que com a frequência dos embates sem penetração pode-se quebrar os dentes da escavadeira ou da pá carregadeira. Para tirar o máximo proveito das

altas forças de penetração das escavadeiras se consideram dois aspectos fundamentais: a largura da caçamba e o raio das pontas da caçamba. Como regra geral usa-se baldes (caçambas) largas em materiais de fácil penetração e estreitas em materiais mais resistentes.

5º Empolamento (e): é o aumento de volume que o material sofre após ser fragmentado, por aumento dos poros e diminuição da sua densidade.

$$e = f - 1 = \frac{V_s - V_c}{V_c}$$

Onde:

f: é o factor de empolamento;

$$f = \frac{\gamma_c}{\gamma_s} = \frac{V_s}{V_c}$$

γ_c : é o peso específico do material in situ;

γ_s : é o peso específico do material empolado (solto).

6º Tempo de ciclo é o tempo gasto pelo equipamento para executar um conjunto de operações e retornar ao início.

- ✓ **Para uma escavadeira:** Carregamento+rotação com a caçamba carregada+descarga+rotação com a caçamba descarregada
- ✓ **Para a pá Carregadeira:** avanço até a frente +carga da caçamba+manobra+avanço até ao veículo+ descarga,
- ✓ **Para um caminhão:** manobra e posicionamento+carga+transporte carregado+ manobra e descarga+retorno vazio.

7º Eficiência da operação (E)

Considera-se de máxima importância que a produção seja mantida em um ritmo estável para que se traduza em maior lucratividade. Factores devido às paradas, atrasos ou deficiências em relação ao máximo desempenho do equipamento devem-se, aos seguintes motivos:

- Características do material;
- Supervisão no trabalho;
- Esperas no britador;
- Falta de caminhão;
- Maior ou menor habilidade do operador;
- Interrupções para a limpeza da frente de lavra;

- Desmontes de rochas;
- Capacidade da caçamba;
- Pequenas interrupções devido aos defeitos mecânicos, não computados na manutenção.

4.5 Drenagem nas minas

4.5.1 Problemas associados ao fluxo de água nas minas

Os principais problemas para as actividades de lavra, seja em mineração a céu aberto ou subterrânea são:

- Diminuição significativa da segurança de trabalho (a presença de lamas torna as vias e as frentes escorregadias, o amolecimento dos terrenos provoca atolamentos de equipamentos pesados) exigindo diminuição de velocidades e/ou induzindo mais paragens e mais reabilitações;
- Erosão dos solos, comprometendo as vias de transporte, estabilidade dos taludes, realces e galerias com riscos de acidentes de pessoas e materiais;
- Impedimentos de acessos em razão das possíveis inundações;
- Maior custo de desmonte com a utilização de explosivos especiais;
- Manutenção mais cara de estradas e locais de escavação;
- Aumento do custo de transporte devido a humidade do terreno;
- Ambiente insalubre de trabalho com muita humidade;
- Menor vida útil de pneus de caminhões fora de estrada;
- Risco de acidentes com cabos energizados;
- Problemas de contaminação do minério;
- Agente de transporte de elementos poluidores (óleos, metais pesados, finos, etc);
- Diminuição da produtividade e consequentemente atraso da produção.

Entre os diversos impactos operacionais que a água e humidade elevada causam na mina, tem-se: aumento de custo, baixa produtividade e paradas operacionais. O aumento de custo mais relevante é o transporte de água ao invés de minério pelo aumento de carga morta na caçamba dos camiões. A redução da humidade de minério implicará consequentemente em redução de custos. É possível evidenciar numericamente este impacto através de controlo de viagens de

camião comumente denominado de “factor caçamba”, que relaciona a massa efectiva transportada, quantidade de viagens e a capacidade de cada camião. Sabe-se que pode haver outros factores que interferem neste factor caçamba, porém a avaliação visual confirma se é ou não a humidade que está impactando negativamente.

Um dos factores de baixa produtividade dos equipamentos na mina ocorre quando há presença de água e também alta humidade seja nas frentes de lavra. Porque além de se deslocar maquinários para a confecção de canaletas de drenagem, ajustes nas pistas, há enormes dificuldades na confecção de praças de mineração para que os camiões consigam acessar com segurança e sem riscos de atolamento, de modo que o tempo do ciclo do camião acaba por ficar mais longo. Algumas das paradas operacionais na etapa posterior, britagem, são consequência da baixa produtividade dos equipamentos da mina, por exemplo, um maior tempo de trânsito do minério até o britador pode gerar paradas por motivos de falta de minério para alimentá-lo. Outro factor que causa paradas operacionais é a agregação de material nos equipamentos: correias, britadores, peneiras, etc. Quando o material está muito húmido ele adere nas superfícies dos equipamentos, e para efectuar a desagregação deste material muitas vezes pode ser necessário a paralisação de todo o circuito.

4.5.2 Uso da água nas minas

Durante a lavra a água a ser utilizada, provém da captação de cursos de águas superficiais, de reservatórios de barragens ou da captação subterrânea, e pode ser utilizada para determinadas qualidades e quantidades no âmbito mineiro:

- ✓ Suporte da exploração hidráulica (dragagem, desmonte hidráulico, etc.),
- ✓ No transporte de materiais;
- ✓ No processo de beneficiamento (lavaria);
- ✓ Na lavagem dos equipamentos e instalações;
- ✓ Refrigeração de motores e outras máquinas;
- ✓ Na aspersão de pistas e praças para o controle de emissão de poeiras, neutralização de certas substâncias químicas nocivas;
- ✓ Alimentação do homem (exigências de qualidade tanto mineralógica e bacteriológica);
- ✓ Fabrico local de emulsões explosivas;

- ✓ Fluidos de perfuração (refrigeração das brocas e hastes de perfuração, evacuação dos detritos, estabilização das paredes dos furos);
- ✓ Luta contra os incêndios;

4.5.3 Controlo das águas nas minas

Poucas pessoas encaram a questão da drenagem e evacuação das águas das minas como um problema não crucial em comparação com as tarefas de fragmentação, carregamento, transporte, britagem ou moagem.

Os objetivos dos estudos hidrológicos e de drenagem são de proporcionar soluções práticas que satisfaçam os seguintes aspectos:

- Garantir o fornecimento da água em qualidade e quantidade suficiente para consumo de homens, máquinas e operações mineiras;
- Melhorar as condições de trabalho, a segurança e a produtividade;
- Garantir a estabilidade dos taludes,
- Proteger a qualidade da água e dos aquíferos;
- Diminuir os custos de operação.

Em oposição à imprescindível necessidade da água na mineração, ela é também o principal inimigo do processamento normal das operações, impregnando-se uma verdadeira relação de amor-ódio que convém gerir constantemente.

Rubio (2006) defende que o êxito do controle passa pelo monitoramento de diversos pontos de água criteriosamente selecionados (mananciais, poços, furos de sonda, córregos, etc.), para pormenorizar os dados quantitativos sobre piezometria e caudal, bem como aferir sobre a qualidade das águas.

4.5.4 Sistemas de drenagem

Possuem basicamente três objectivos: Interceptar a entrada de água, reduzir danos na estrutura interna e remover a água do interior da cava, rebaixamento dos níveis de água.

A drenagem na cava permite a redução na pressão dos poros sob as camadas inclinadas melhorando sua estabilidade. No planeamento de minas a céu aberto isso é um fator de extrema importância, pois a diminuição da pressão de poros pode permitir um aumento da inclinação da bancada e a economia criada pela redução da escavação.

De forma genérica na drenagem é necessário definir o modelo hidrológico e hidrogeológico da área em estudo, com vista a obtenção de informações sobre:

- O regime de chuvas;
- Cursos de águas naturais (rios, vales da bacia hidrográfica, etc.), aquíferos na área de lavra ou nas proximidades;
- Presença de solos permeáveis e impermeáveis nos materiais das formações;
- Presença de descontinuidades (fendas), nas formações;
- Constrangimentos topográficos e «layout» das escavações;
- Volume de águas a serem mobilizados, através da vazão de água a escoar do projecto,
- Os custos adicionais devido aos sistemas de drenagem e análise custo-benefício.

Os sistemas de drenagem, geralmente constam dos seguintes elementos:

- ✓ Bacias de retenção;
- ✓ Valas de drenagem,
- ✓ Trincheiras de infiltração,
- ✓ Bacia de amortecimento,
- ✓ Bacia de decantação,
- ✓ Canais, canaletas,
- ✓ Diques, componentes de recalque (bombas, mangueiras, tubulações e outros acessórios),
- ✓ Obras singulares (quedas de água, bueiros, etc.)

CAPÍTULO V- ESTUDO DE CASO (MINA DE CAMATCHIA)

5.1 Enquadramento Geográfico

5.1.1 Localização da concessão

A área de concessão do Projecto Lunhinga (antiga S.M.C.C-LUÓ) está localizada no nordeste de Angola, na Província da Lunda-Norte nas proximidades da vila-comuna de Capaia, no Município de Lucapa. A concessão conta com uma área de 229 km², e localiza-se a Sul de Lucapa a 75 km de distância, e aproximadamente 80 km, a norte da cidade de Saurimo.

É cortada no sentido Norte-Sul, pela estrada Nacional EN-230 que liga as cidades de Lucapa e Saurimo, que se dispõe aproximadamente equidistantes da concessão, e cerca de 1350km de Luanda.

Tabela 6- Coordenadas geográficas da Concessão.

Vértices	Longitude	Latitude
A	20° 23'36'' E	8° 51'50'' S
B	20° 33'33'' E	8° 51'50'' S
C	20° 33'33'' E	9° 00'00'' S
D	20° 23'36'' E	9° 00'00'' S

Fonte: Departamento de Geologia de produção-Projecto Lunhinga.

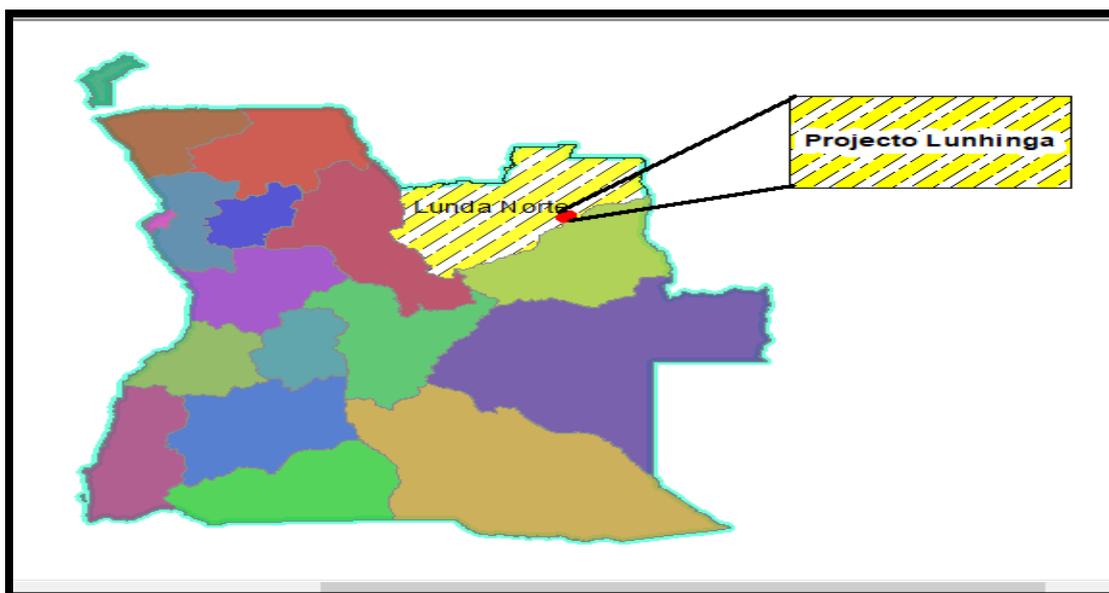


Figura 13-Mapa de enquadramento geográfico da Concessão. Fonte: Projecto Lunhinga.

5.1.2. Vias de acessos

O acesso à área da concessão do projecto Lunhinga é feito por via terrestre tanto pela via principal que liga os municípios de Saurimo á Lucapa, bem como por vias secundárias que ligam aldeias, comunas e pelas inúmeras picadas abertas durante a fase de instalação dos objectos da mina.

5.1.3 Situação económica da província

A Província da Lunda Norte localiza-se no Nordeste de Angola, a sua capital é Municipio do Dundo. Encontra-se limitada confinadamente pela República Democrática do Congo a NE e pelas Províncias Angolanas da Lunda Sul SE e de Malanje SW.

Lunda Norte extensão de 103000 km² e até 2018 contava com densidade populacional de aproximadamente 972183, habitantes, sendo constituída pelos grupos étnicos dos Lundas Tchokwe (ou Quiocos). Um dos maiores potenciais económicos desta Província são os diamantes que geram grandes lucros a nível local e nacional, e que também conta com um bom desenvolvimento no sector da agricultura, uma vez que as condições climáticas tropicais e húmidas têm favorecido o cultivo do arroz, mandioca, milho, óleo de palma, amendoim, abacate, manga e batata doce.

5.1.4 Clima flora e fauna regional

O clima regional das Lundas é tropical húmido com duas estações bem definidas a estação seca do mês de Maio até Agosto e a estação chuvosa a partir do meio de setembro até a aproximadamente na metade do mês de Maio. Existe grande regularidade na variação das condições climáticas quer com altitude, quer com a latitude.

A temperatura média anual é de 22 °C, a temperatura máxima é igual a 35°C e a mínima é de 12°C. A humidade relativa oscila entre 65 a 85%, onde o regime de chuvas carregado, por vezes é torrencial. A média anual das chuvas é de 1400 mm com a máxima de 1500 mm e mínima de 1200 mm.

O solo desfeito pelo volume de quedas pluviais mostra uma savana pouco acolhedora, salvo em algumas modestas manchas, onde se verifica cobertura de vegetação rasteira. A diversidade da fauna compreende mamíferos de grande porte, aves diversas, reptéis, batráquios, peixes e numeroso grupo de vertebrados (felídeos, antopos, coleópteros, fauna do solo, etc.).



Figura 14- Arborização em uma parte da concessão. Fonte: Autor

5.2 Geomorfologia

A região das Lundas caracteriza-se por uma extensa planície de cotas elevadas (1400 a 1600m a sul e 500 a 700m a norte). Esta superfície é recortada por inúmeros vales fluviais, resultando em interflúvios de largura variável. Os interflúvios maiores são limitados pelos grandes rios e os menores formam aplanagens entre os afluentes dos grandes rios. Como a concessão está localizada na parte central do planalto das Lundas, no interflúvio do rio Chicapa, coberta na sua maioria pelas areias do Kalahári onde as rochas do escudo cristalino afloram somente nos vales dos rios. Resume-se que o resto do território está constituído por rochas de ambientes sedimentares e representam zonas, cujas superfícies são suavemente ondulada, quase sem grandes deformações montanhosas, podendo-se dizer-se que geomorfologicamente que é uma autêntica peneplanície de erosão subárea que atingiu um alto grau de regularização.

5.3 Hidrografia

1º Hidrografia regional e local

Os sistemas fluviais das Lundas escoam as suas águas para o rio Zaire, através de um dos seus afluentes principais que é o rio Cassai, que se alimenta de vários efluentes, sendo os principais: Cuango, Cuilo, Luangue, Luchico, Chicapa, Luachimo e Chiumbe que nascem todos na região Sudoeste das Lundas, caracterizados por elevações, dentro das quais podem conhecer-se vários segmentos separados entre si por caudalosos rios que com inúmeros tributários, formam uma

densa rede hidrográfica. Os rios grandes da região correm de modo submeridional no sentido ao norte, com características improprias para navegação, dadas as fortes correntes, com presença de rápidos e pequenas cachoeiras. Os vales dos rios grandes apresentam em média a declividade longitudinal de 0.001, onde as correntes menores têm perfil mais escarpado.

Na base da rede fluvial do Projecto Lunhinga destaca-se o rio Chicapa como o principal, seu afluente Luó, que corre de Sul para Norte, e pelos tributários de direcção Leste-oeste os rios Camatchia e Lunhinga, caracterizados como cursos de água em regime permanente.

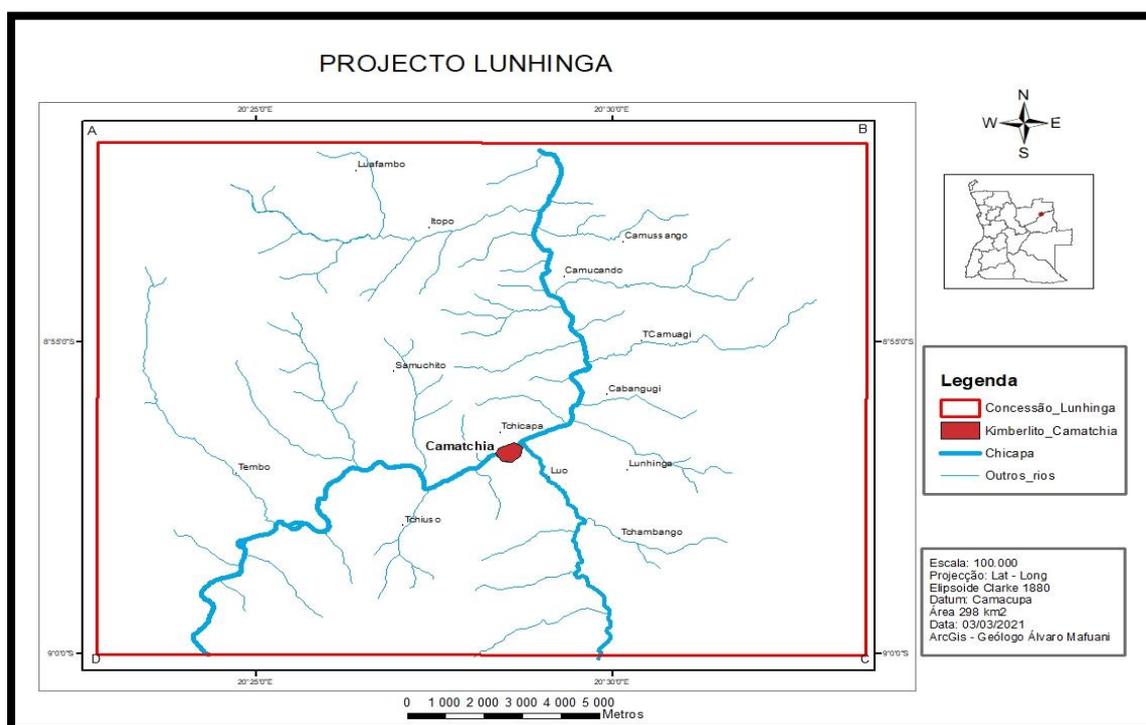


Figura 15 - Rede hidrográfica ao longo da concessão. Fonte: Departamento de Geologia de produção- Projecto Lunhinga.

Este rio Chicapa nasce no Alto Chicapa em território do Cacolo, como afluente do rio Congo e desagua no rio Cassai já na República Democrática do Congo, passando pelos territórios do Cacolo, Saurimo, Xá-Cassau, Calonda, Samulambó e Chitato. Apresenta ao longo de todo seu curso, uma rede ramificada de afluentes com centenas de riachos de comprimento médio entre 50-150 km, e milhares de afluentes menores.

Os afluentes menores nascem nas ladeiras do vale do rio principal bem como de outros maiores afluentes, cuja média é de 2 a 3 afluentes pequenos por cada 1 km do vale do rio grande.

As elevações das superfícies divisoras das águas oscilam de 1000 até 1040 metros, onde os espaços (planos) divisores de águas vêm desembaraçados de quaisquer componentes adicionais orográficas, representando uma savana tipicamente Africana à base do substrato de areia da formação Kalahári.

O rio é alimentado pelas precipitações atmosféricas, e lençóis de água (85% no caudal anual dos rio). O regime das águas freáticas é condicionado pelas precipitações atmosféricas sendo que época de chuva favorece a acumulação das reservas das águas freáticas, quando no período seco as águas freáticas alimentam a rede fluvial.

2º Bacia hidrográfica do rio Chicapa

A bacia hidrográfica do rio Chicapa é uma das mais extensas e ricas em diamantes do nordeste de Angola, que conta com comprimento total de 800km, comprimento do vale do rio a partir da área das operações até a nascente em torno de 280 km e com uma área de acumulação das águas de aproximadamente 5500 km². A extensão do vale do rio no âmbito da Concessão é de aproximadamente 30 km, cuja corrente de água é moderada em períodos de estiagem, vai de 35 á 50 metros de largura e profundidade entre 0,5 a 1 metro em períodos finais de seca mas na altura da aluvião anómala é capaz de subir em 2-3 metros e submergir o terreno alagadiço na totalidade.

Nos vales dos rios Luachimo e Chicapa encontram-se grupos muito importantes de kimberlitos, onde a maioria destes se fazem presente na área da concessão do Lunhinga, localizados nas confluências dos rios Chicapa e Luó, onde a chaminé do Camagico esta um pouco a sul do rio Luó, enquanto a chaminé Camatchia situa-se no fundo do vale do rio Chicapa, sofrendo directamente os efeitos da erosão pelo seu curso. Ao longo da bacia estendem-se projectos mineiros de exploração diamantíferas em depósitos primários como secundários. Catoca, Camatchia, Camagico, Lunhingas 1 e 2, Camafuca-Camazambo, Luaxe são chaminés potencialmente provadas em diamantes, mas ainda existem muitos corpos kimberlíticos ao longo destas bacias como o do Chili, Luemba e Dondia.

5.4 Infraestruturas da Mina

Com maior destaque nas infraestruturas industriais constata-se:

- ✓ Centrais de tratamento 1 e 2 (operacional CT1, e em reparação CT2);
- ✓ Oficinas de reparação e manutenção dos equipamentos;

- ✓ Central de abastecimento de combustível;
- ✓ Central eléctrica;
- ✓ Tanque de fornecimento de Água Industrial.

i. Central de tratamento 1

A central de tratamento 1 (CT1) foi construída na perspectiva de ser uma lavaria piloto, com a capacidade de tratar anualmente 1 milhão de toneladas de minério, equivalente a 4195-4200 toneladas por dia, pois tencionava-se construir uma central maior com a capacidade de tratamento de 5 milhões de toneladas ao ano. De momento ela tem a capacidade de tratar 190 toneladas de minério em 1 hora, com uma eficácia de recuperação de 95%, num total $4200\text{t}/\text{dia} \times 30\text{dias} \times 12\text{meses} \times 0,95$ ($1,43.10^6\text{t}/\text{ano}$ de concentrado), equivalente a $1,43.10^6\text{t}/\text{ano} \times 0,084\text{q}/\text{t}$ ($120120\text{q}/\text{t}$). O processo metalúrgico desta lavaria está dividido em três etapas:

1ª A etapa de Pré-tratamento, que inicia com a recepção do minério, o camião descarrega o material na tremonha (estrutura metálica formada por grelha e bunker), o material é fragmentado por um martelo hidráulico para reduzir o tamanho consoante a dimensão da malha, depois este material passa para o alimentador onde é diluído com a água, este está conectado com o moinho por um canal vulgarmente chamado de cachimbo devido ao seu formato, posteriormente o material vai ao moinho a fim de ser moído por processo de auto-desintegração húmida, depois passa para o classificador que serve para separar o material cascalho da lama que por sua vez esta é evacuada para a bacia de lamas, por fim o cascalho é submetido a um crivo (peneira) chamado crivo 18 com estágios +6mm a -35mm e +1,4mm a -6mm.

2ª Na etapa de separação em meio denso (DMS), os passantes vindo do crivo 18 são transportados pela correia transportadora do elevador até ao crivo 66 para mais uma selecção onde a fracção fina vai para o ciclone, posteriormente é submetida aos crivos sink (material denso vai para a bomba magnética) e crivo float (rejeitado vai para a bacia de rejeitados). O material denso passa na bomba magnética para recuperar o ferro-silício (FeSi) do concentrado que por sua vez volta a panela do meio denso.

3ª Acabamento, o concentrado é levado até a sala de picagem por recipientes (bilhas e/ou baldes) através do elevador e dali cumprem-se os seguintes passos:

- O concentrado recolhido é submetido aos crivos a fim de classificar os grossos, médios e finos;

- Em seguida é posto a uma balança para dar a conhecer o seu peso bruto, depois é retirado o concentrado do recipiente e pesar somente o recipiente, este valor é subtraído ao peso bruto do concentrado para obtermos o peso real do concentrado;
- O concentrado é colocado na urna onde é protegido no acto da primeira picagem;
- O concentrado é posto no raio x para mais uma separação;
- Por fim o concentrado é submetido a última picagem para obtermos o produto final que é o diamante.

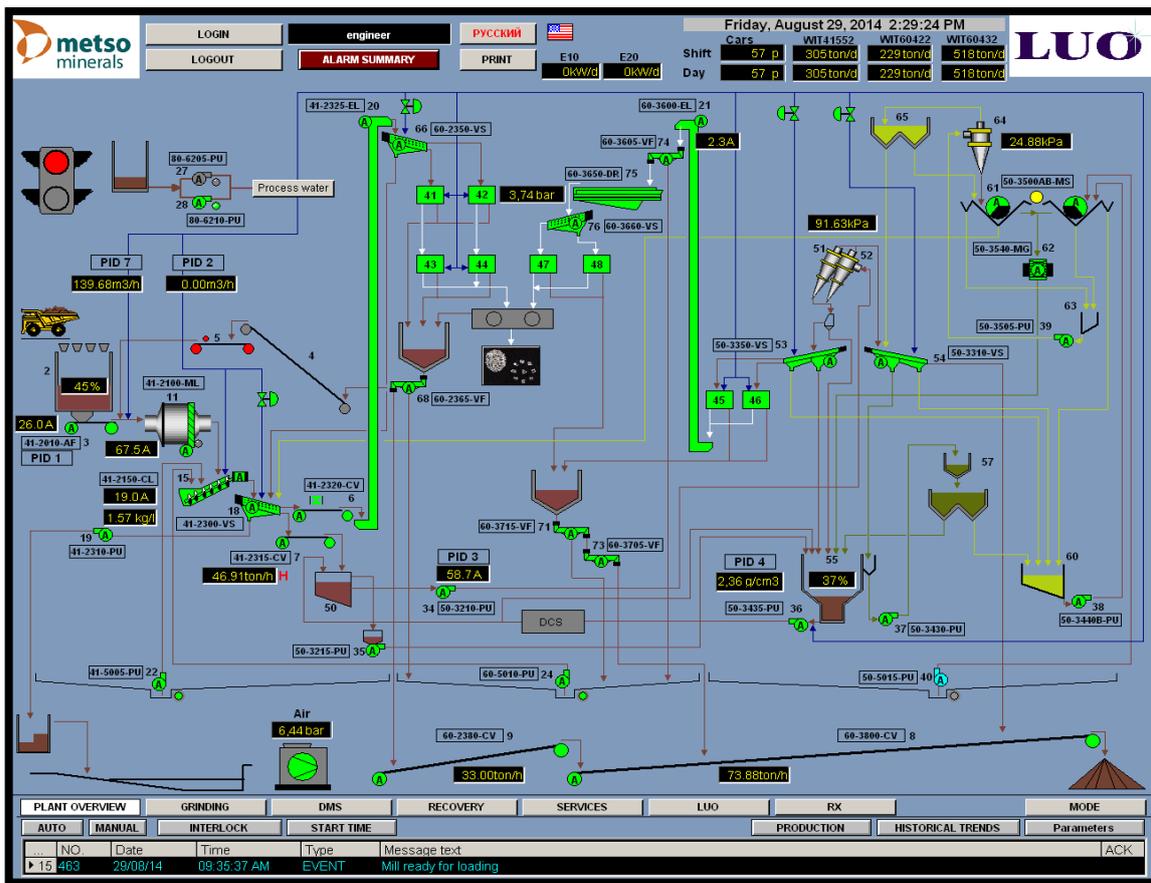


Figura 16 - Processo mineralúrgico desde o Pré-tratamento até DMS. Fonte: Projecto Lunhinhã.

Além desta central de tratamento, actualmente esta em revisão e manutenção a central de tratamento 2 (CT2), que esteve inactiva durante cinco anos e poderá potenciar a produção até 15mil qlt/mês em comparação com aos 8-12mil qlt/mês produzidos actualmente. Esta destina-se a tratar materiais de granulometria fina com altas percentagens de argilas (tufos), a exemplo dos materiais RVS, que muitas vezes são inviáveis de tratar nos processos metalúrgicos normais da CT1, e portanto considerados como estéreis provisórios.

ii. Oficinas de reparação e manutenção dos equipamentos

Este sector também engloba secções de lubrificação, borracharia e de lavagem.

iii. Central de Abastecimento de combustível

Com capacidade cada de 1,6 milhões de litros (800 mil litros cada) com sistema de litragem e sistema de proteção anti- incêndio;

iv. Central eléctrica

A distribuição de energia é feita um grupo de seis geradores (Fig.17), dos quais quatro operacionais, produzindo 1100kva e 800kw de potência. As potências requeridas na central de tratamento (fábrica), vila residencial e oficinas, são especificadas na tabela 7.



Figura 17- Grupo geradores. Fonte: Projecto Lunhinga.

Tabela 7- Consumo de energia nas principais instalações da concessão.

Central Eléctrica		TOTAL (KW)
Potência Instalada	6 X 1000KVA X 0,80 (PF = 0,80)	4800
Potência Utilizável	4 X 1000KVA X 0,80 (PF = 0,80)	3200
• Central de Combustível (PT 160 KWA)		
Potência activa média actual (KW)		19,01
• Oficina mecânica/Lubrificação/Pneus (PT 500KWA)		
Potência activa média actual (KW)		43,82
• Oficina eléctrica/Sonda/Refetório/Mambogi (PT 160KWA)		
Potência média actual (KW)		99,26
• Vila zona A e B/Cozinha/Escritórios/Camaras/Abacos/Clinica (PT 630KWA)		
Potência média actual (KW)		692,21
• Fábrica (PT 2 x 2500 x 1600 KWA)		
Potência média actual (KW)		1046,5

Fonte: Departamento de geologia de produção do Projecto Lunhinga.



Figura 18- Planta completa das instalações ao longo da mina. Fonte: Departamento de Geologia-Projecto Lunhinga.

5.5 Situação hidrogeológica na Mina de Camatchia

Partindo da prática das investigações hidrogeológicas em outros jazigos, bem como das observações na chaminê Camatchia, chega-se a conclusão que tanto as rochas kimberlíticas, como a maioria das rochas de formação de cratera, são praticamente camadas impermeáveis. Contudo, as áreas de contacto do corpo do jazigo são zonas condutoras de água, que entram em interação com todos os lençóis de água presentes na chaminê nomeadamente: *Das rochas da crosta de erosão eólica dos granito-gnaisses e da zona fraturadas dos granito-gnaisses*. As águas destes lençóis enchem a zona de contacto condutora que ao atravessarem os poços de perfuração se pode encontrar materiais de alta porosidade e condutibilidade.

Os colectores principais das águas freáticas são as areias da formação Kalahári e as formações das crostas de erosão eólica nos granito-gnaisses resistentes, bem como das fraturas dos gnaisses encaixantes.

No contacto com a chaminê a possança do lençol nas rochas da crosta de erosão eólica, vai de 40-50 m. Abaixo desta profundidade a alimentação da zona de contacto portadora de água está associada com o lençol de água na zona fraturadas dos granito-gnaisses.

Além da zona de contacto, destacam-se mais duas faixas xenolíticas condutoras de água constituídas pelos blocos grandes dos granito-gnaisses, parcialmente prendidos pelo tufo kimberlítico e que algumas vezes contam com poros grandes não preenchidos com o material ligante. Tais rochas, respectivamente, possuem altos parâmetros de filtração e transportam água livremente desde as zonas de contacto ao longo da sua extensão.

Ao longo de toda concessão são observados várias fontes de circulação anual, onde destacam-se os seguintes lençóis de água:

- Nos depósitos da formação Kalahári;
- Nas formações eluviais das crostas de erosão eólica das rochas arcaicas (granito – gnaisses);
- Nas zonas de fraturação das rochas arcaicas (nas fenda de deslocação e nas rochas duras);
- Nos depósitos da formação Calonda;
- Nos depósitos aluviais dos vales dos rios;
- Nos depósitos ladeiros deluviais dos vales do sistema fluvial;
- No complexo de terraços dos vales do sistema fluvial;

As funções do lençol são transitórias, mas contribuem para a criação de vários embaraços nas zonas de mineração, tais como desprendimentos, ravinas, barrancos, etc.

Todos os lençóis estão hidráulicamente conectados e tal correlação foi várias vezes desvendada durante a sondagem dos poços de prospecção. Os três primeiros são os preponderantes no panorama hidrogeológico da mina.

1º O lençol nos depósitos da formação Kalahári, abastece uma parte significativa da alimentação da rede fluvial da região, que alimenta-se do lençol das precipitações atmosféricas, que ao se intensificarem faz crescer a possança ao valor máximo até coincidir com a possança dos depósitos de areia de Kalahári, que atingem a zona de mineração até 100m. Detrás da mina da chaminê Camatchia este lençol não se aflora, mas no entanto afecta às condições hidrogeológicas da mina alimentando os lençóis do eluvião, dos granito-gnaisses e nos depósitos deluviais.

2ºA crosta de erosão eólica dos granito-gnaisses tem estrutura de três componentes:

- ✓ Da superfície até 10-15 m de profundidade a crosta vem apresentada pelos saprolitos: argilas arenosas e areias argilosas;

- ✓ De 15 m á 25-40 m verificam-se solos de argila e sarrisca.
- ✓ De 40- 60 m predominam solos de brita e sarrisca.

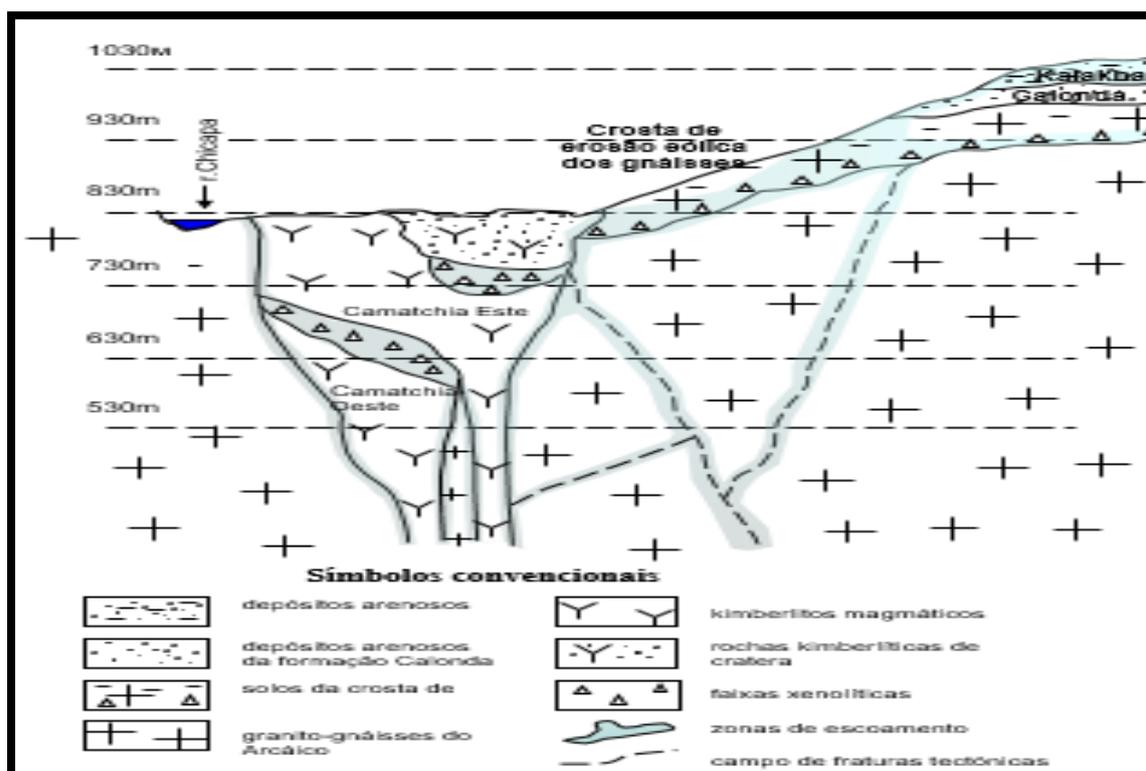


Figura 19- Lençóis de água ena mina. Fonte: Departamento de Geologia -Projecto Lunhinga.

As zonas de contacto condutoras de água da chaminê desvendam-se somente na profundidade de 30 m ao longo de 100m, não obstante o efluente que está a entrar é bastante substancial.

O mais provável é que com o progresso de aprofundamento da mina e eventual abertura das zonas tectónicas, a afluência das águas na mina seja capaz de crescer significativamente.

Não se exclui a ligação das águas freáticas com as águas mais profundas de uma bacia subterrânea do tipo de fratura.

De grosso modo no kimberlito Camatchia nota-se uma série de processos e fenómenos naturais, que desfavorecem o acesso e a exploração da mina, principalmente nas inclinações de linhas de água e taludes onde observam-se:

- Erosões dos solos de cobertura das areias argilosas por acções das chuvas formando sulcos.
- Os escoadouros dos solos de areias argilosas levados pelas águas dos lençóis de água;
- As inundações no território formando as lagoas pantanosas provocadas pelas águas subterrâneas de pouca profundidade.

- Ao cortar os taludes formados por solos de areias argilosas húmidas é provável provocar desabamento.
- A presença de sistemas com fissuras nos ângulos de inclinação para mina podem causar o processo de desabamento de blocos de rochas independentemente de ângulos de bordos existentes.
- Quando as areias do Kalahári entram em contacto com as águas há possibilidade de se sedimentarem.

5.6 Operações na mina de Camatchia

No âmbito das actividades principais do plano de lavra são enfatizados os seguintes aspectos proeminentes de mineração:

- ✓ Rítmo de exploração e vida útil da mina;
- ✓ Desenvolvimento;
- ✓ Desenho da mina;
- ✓ Aspectos geométricos das bancadas e vias de acesso;
- ✓ Métodos de desmonte;
- ✓ Principais equipamentos;
- ✓ Tempos de ciclo;
- ✓ Produtividade dos equipamentos;
- ✓ Índices técnico-económicos do processo produtivo.

5.6.1 Rítmo de exploração e vida útil da mina

A vida da exploração T é o prazo racional de mineração e resulta como o quociente entre as reservas provadas R e o ritmo anual de produção P , sendo expressa mediante:

$$T = \frac{R}{P}$$

Onde:

R: reservas da mina (em 10^6t);

P: ritmo de exploração ou produção (em $10^6t/ano$);

T: vida útil da mina (anos).

A produção é condicionada por certos factores técnicos, especialmente no processo de beneficiamento de minério onde as máquinas da lavaria podem condicionar o ritmo normal. Elevadas produtividades correspondem a menor vida útil e vice – verça, aconselhando-se aumentar a produção não de forma gradual mas sim de forma escalonada.

Estima-se que a produção anual nessa mina ronda em torno do valor médio de 120mil quilates, equivalente a tonelagem anual de:

$$P_{med} = \frac{\text{quilates por ano}}{\text{Teor medio}} = \frac{Q}{t_m} = \frac{120000q\text{lt/ano}}{0,0840q\text{lt/t}} = 1,43.10^6\text{t/ano}$$

A fórmula de Taylor relaciona a produtividade média e as reservas como:

$$P_{med} = 0,15 \times R^{0,75}$$

$$R = \sqrt[3]{(6,67 \times P_{med})^4} = \sqrt[3]{(6,67 \times 1,43)^4} = 20,23.10^6\text{t}$$

$$T = \frac{20,23.10^6\text{t}}{1,43.10^6\text{t/ano}} \approx 14 \text{ anos}$$

No limite de 400m de profundidade, prevê-se pela mesma fórmula de Taylor uma produção anual máxima e mínima correspondem á:

$$P_{m\acute{a}x/m\acute{i}n} = 0,15 \times R^{0,75} \times (1 \pm 0,2) = \begin{cases} P_{max} = 1,72.10^6\text{t} \\ P_{min} = 1,14.10^6\text{t} \end{cases}$$

5.6.2 Desenvolvimento

Na mina de Camatchia antes da fase de mineração propriamente dita executaram-se as operações enquadradas nas fases de desenvolvimento que envolveram:

- ✓ A preparação e limpeza do terreno,
- ✓ Abertura dos acessos da mina,
- ✓ Remoção de solo/ cobertura vegetal,
- ✓ Preparação dos depósitos de minério, pilha de estéril e bacia de rejeitados.

5.6.3 Desenho da mina

Para o plano de desenho e desenvolvimento da mina usam-se certos programas como o SURPAC, Whittle e o Microsoft Excel. O monitoramento das operações pelas camaras é um sistema que permite uma gestão integral e em tempo real dos activos da mina.

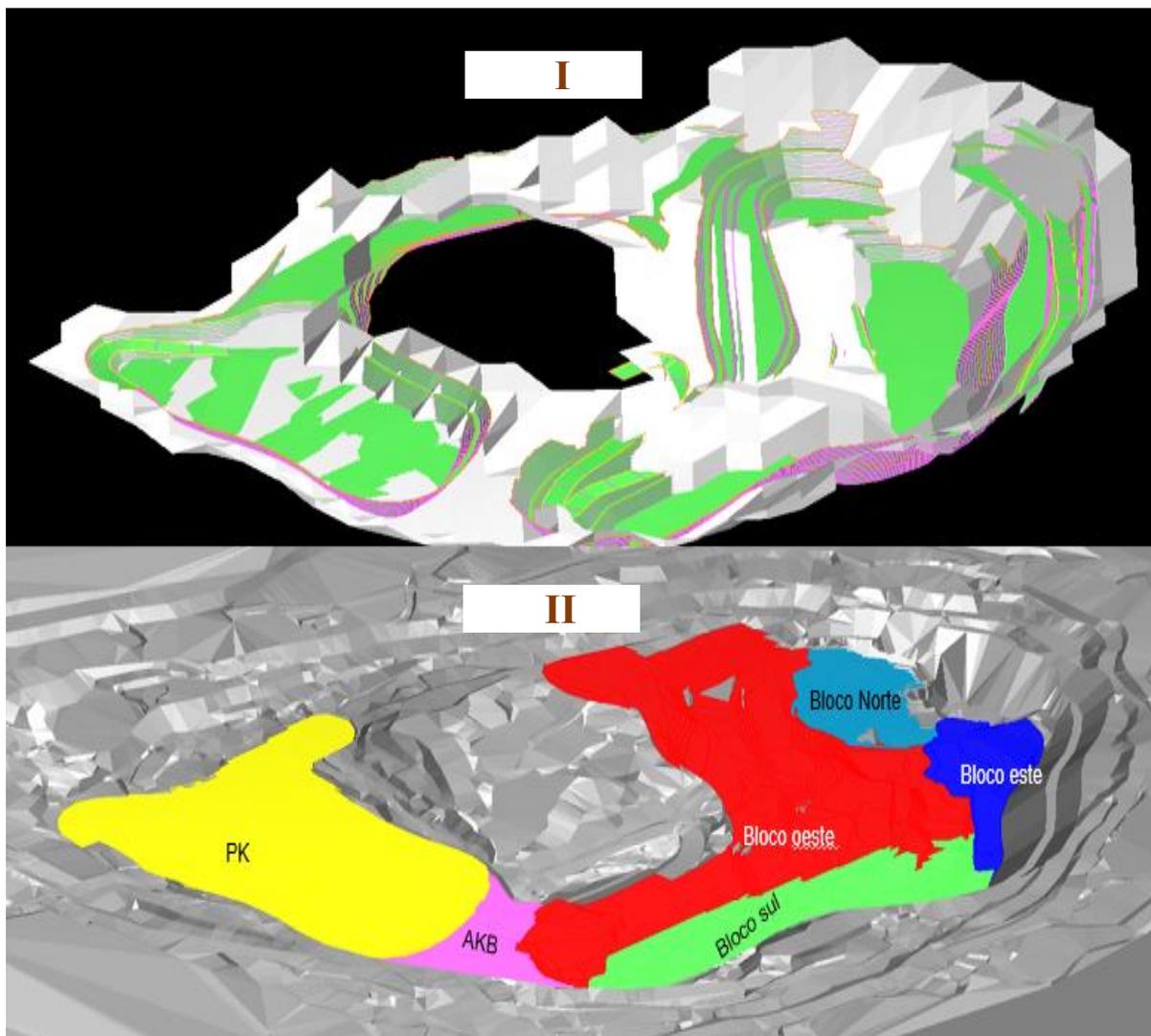


Figura 20- Desenho da mina. I-Com marcação das zonas afluência das águas, II-Com Delimitação dos blocos de minério. Fonte: Adaptado do modelo fornecido pelo Departamento de Geologia de Produção-Projecto Lunhinga.

5.6.4 Aspectos geométricos das bancadas e vias de acesso

A Mina de Camatchia reporta em taludes mais consistentes (TKB e PK) ângulos na ordem de 55- 60°, 65° nos blocos de minério e com gnaissse alterado de media resistência, 75-80° nos gnaisses resistentes, 45° nas zonas de transição estéril/minério menos consistentes (RVS e TSB) e 30° no estéril com material de pouco consistente.

Existe uma irregularidade quanto as alturas dos taludes no kimberlito Camatchia, onde bancadas não operacionais em sectores com materiais mais consistentes apresentam altura até 10m, 5-7m para as bancadas operacionais, enquanto outros sectores de 10-15m atingindo-se valores extremos até 80m de altura (Fig.21).

O cálculo experimental destas alturas dependem da densidade das rochas, ângulo de fricção interna, ângulo do talude e dos valores limites da altura de alcance da lança dos equipamentos de cargas (escavadeira hidráulica).



Figura 21- Taludes na zona de exploração de TKB e TSB. A-Adjacente a zona dos solos residuais e gnaisses alterados, B- Na zona com gnaisses resistentes. Fonte: Autor

Em certos taludes do nordeste os ângulos podem chegar até quase 90° , registrando-se bancadas com alturas entre 30-80m o que constitui um grande erro, decorrente dos antigos tempos em que se explorou esta zona e que com o agravamento da crise acarretou défice de máquinas a lavra ambiciosa foi aplicada de modo a fechar produção e garantir a sobrevivência da empresa. Como consequência os taludes tornaram-se muito altos e instáveis, até a situação em que abandonou-se esta zona, no momento que tornou-se inviável a continuação das actividades exploratórias devido ao grande xenólito com rochas do embasamento (rochas de base ou de contacto) transformando a zona em um grande reservatório de água.

Em alguns casos, a altura da bancada é definida em função da geologia da jazida, por imperativos de controlo da diluição do mineral e por razões de segurança. A medida que se aprofunda a mina, esta tenderá afunilar-se, pelo que é imperativo fazer-se o alargamento da mina para garantir a manobra das máquinas, melhorar a segurança e maximizar a produção, com a uniformização das bancadas. A largura das bancadas são introduzidas tendo-se em conta os espaços necessários a movimentação dos equipamentos que operam nas plataformas, geralmente equivalente a largura de dois camiões. Para casos práticos adopta-se á realidade da mina uma largura mínima de 10-12m. Na base de cada degrau contam-se com bermas de pelo menos 2 a 3m que ajudam a estabilidade, seguram os blocos e facilitam a drenagem.

Além das bancadas ou bermas de segurança é comum a utilização de leras de proteção, formadas por pilhas de material fragmentado, depositado junto a crista formando assim uma barreira para retenção de material proveniente de deslizamento (PINTO e DUTRA, 2008).

Os acessos de sentido único dentro da mina têm largura de 6,9m, e para acessos com dois sentidos 10, 35m com 2m de bermas, onde um dos lados da berma inclui valeta de drenagem.

Pinto e Dutra (2008) recomendam para pistas em linha recta, a largura das estradas de acordo ilustração da figura abaixo.

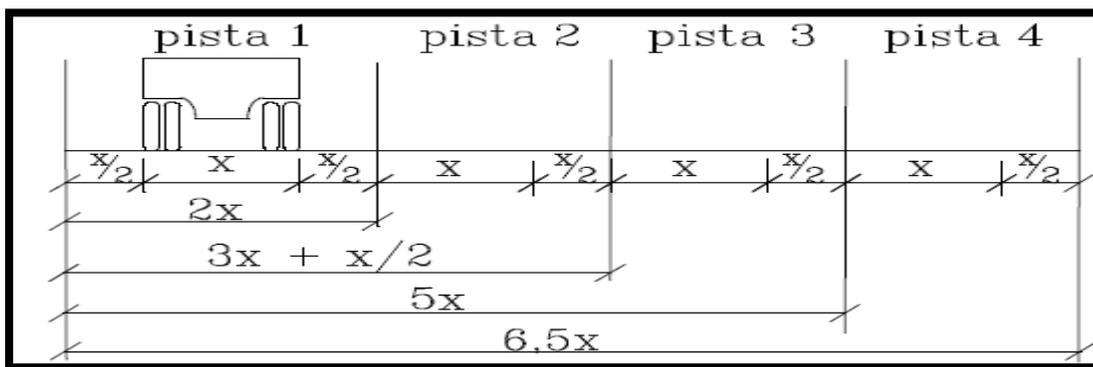


Figura 22 - Largura da estrada para pista em linha recta. Fonte: Pinto & Dutra, 2008.

Designando por x a largura do maior camião (Komatsu HM-400) com valor de 3,45 m, de acordo a vias com duas pistas, a largura dos acessos da mina calculam-se mediante:

$$L_{\text{estr}} = 3,5 * x = 3,5 * 3,45 \approx 12,3\text{m}$$

A largura de vias de uma só pista, bermas de segurança e valetas de drenagem correspondem á:

$$L_{(p1)} = 2 * x = 2 * 3,45 = 6,9 \approx 7\text{m}$$

$$L_{(p2)} = 1,5 * x = 1,5 * 3,45 \approx 5,2\text{m}$$

$$L_{(\text{berm ou valas})} = \frac{x}{2} = \frac{3,45}{2} = 1,73 \approx 2\text{m}$$

Para as vias em curvas aconselha-se atribuir maiores valores á largura das estradas correspondente ao raio mínimo de curvatura. No caso da mina Camatchia aconselha-se adoptar o valor mínimo de 14m.

Por outro lado é recomendável que as vias sejam construídas com uma certa abaulação, com eixo da via mais alto que as bermas, de modo que a faixa de rodagem fique superiormente, permitindo que as águas escoem para as valas. Ao se dispor horizontalmente incorre-se ao risco

de as águas não cair nas bermas e fiquem retidas no eixo da via dificultando o trânsito das unidades de transporte.

Nos acessos dentro da mina, efectuam-se trabalhos de manutenção, principalmente nos meses de intensas precipitações, colocando sobre os acessos materiais mais resistentes para reforçar as bases superiormente com minério PK em zonas com acessos com material argiloso sobreposto no minério, e gnaiss resistente, nas zonas onde se tem estéril. Tais medidas essas adoptam-se no intuito de evitar excessivas diluições, quando futuramente pretender-se extrair o minério nesses blocos, e já não se servir destes acessos.

5.6.5 Métodos de Desmonte

A exploração no Kimberlito Camatchia é feita a céu aberto utilizando o sistema de mineração com escavação por degraus direitos e avanço. A "flowsheet" tecnológica prevê o desmonte directo do maciço de estéril e a extracção do minério, usando escavadeiras e camiões. O minério é levado à Central de Tratamento e ao depósito de minério e o estéril é levado para as escombrelas externas. Nesta Mina aplica-se as seguintes modalidades de desmonte:

- ✓ Desmonte com explosivos;
- ✓ Desmonte mecânico.

i. Desmonte com explosivos

Na Mina de Camatchia quando necessário são projectadas detonações com alta razão de carregamento pelo uso de explosivos do tipo Riogel Kupula, e Maxam, resistentes a água e gelatinosos (Fig. 23). Os explosivos só devem ser utilizados sob condições para as quais foram destinados (temperatura, sensibilidade à iniciação, resistência à água e pressão hidrostática).

É usado também um sistema **Cordel detonante** indicado para detonação que exige maior potência na iniciação e resistência a tracção e os retardos fornecem uma diferença de tempo entre dois segmentos de uma ligação detonada simultaneamente originando uma sequência de detonação dos furos do plano de fogo.

Outros elementos adicionais ao plano de fogo são: casquilho, a espoleta, mecha detonante, cujos furos são executados em malhas quadradas de 4x4, 3x3 e 2x2 ou mesmo malhas triangulares (pé de galinha).



Figura 23- Explosivos usados na Mina Camatchia. Fonte: Projecto Lunhinga.

Os principais acessórios dos explosivos são:

- Cordão detonante;
- Detonadores “eléctricos, não eléctricos e simples”;
- Rastilho plástico;
- Relés de retardo.

ii. Desmonte mecânico

A escavadeira Hidráulica Komatsu PC850-8R1 escava e carrega materiais como TSB, RVS e em casos extremos o PK e TKB auxiliada com a Buldózer Komatsu D275 para rasgar e desagregar material mais compacto através do seu ripper (escarificador).

Salienta comentar a importância das detonações uma vez que o uso equipamentos mecânico em actividades para os quais não são predestinados, conforme se verifica no panorama actual na mina que devido questões de licenciamento e elevados custos com explosivos, em pouca frequência se fazem seu o uso, tornando-se complexo a execução das tarefas com tais equipamentos verificando-se problemas com o desgaste das luvas, quebra do ripper, etc. Tais situações têm impactado na desaceleração da produção, dadas as constantes manutenções correctivas com implicação em acréscimos nos custos operacionais. Em muitos blocos são visíveis grandes porções de rochas encaixantes, gnaisses resistentes ou grandes brechas que têm dificultado o acesso ao minério, que sem a emergente campanha para detonação, o departamento de exploração e Geologia de produção encontrarão dificuldades em colmatar soluções que garantam, a alimentação das centrais de tratamento, definição da geometria das bancadas, alargamento da mina, formação dos anéis (para não se afunilar em função da profundidade), sobrevivência dos equipamentos, drenagem e preservação dos taludes.

5.6.6 Principais equipamentos

No cotidiano das operações na mina Camatchia usam-se os seguintes equipamentos:

- ✓ Duas Pás- carregadeira sobre rodas do modelo CAT-966L;
- ✓ Duas Escavadeira Hidráulica do modelo Komatsu PC 850-8R1;
- ✓ Duas Buldozer Komatsu D275A-5 e D65E – C30;
- ✓ Oito Camiões articulados (2 Volvos-300 de 30t e 6 Komatsu HM400-3R de 40t e 24m³),
- ✓ Uma motoniveladora.

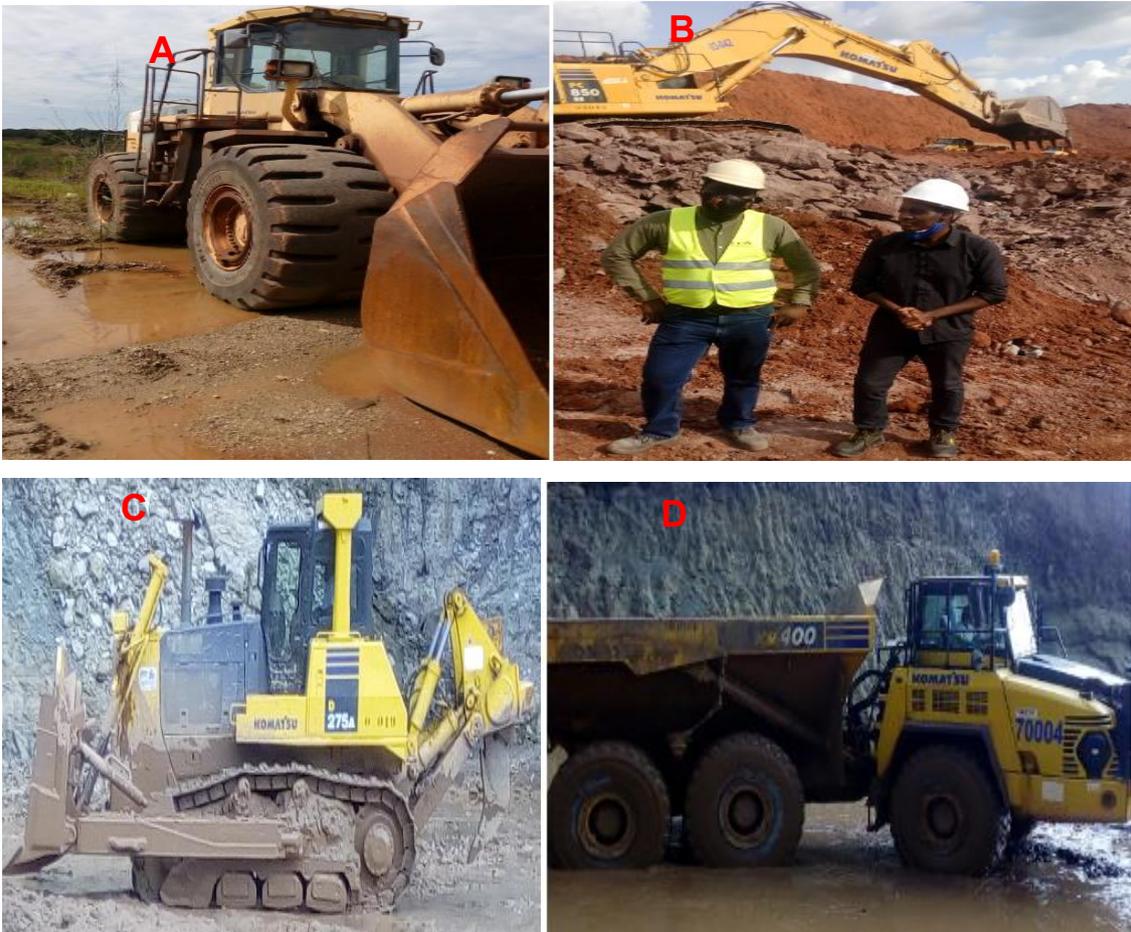


Figura 24-Principais equipamentos usados na lavra da mina Camatchia. A- Pá Carregadeira, B- Escavadeira hidráulica, C-Buldozer, D-Caminhão articulado. Fonte: Autor.

Em particular numa análise das unidades de transporte tem-se os camiões articulados dotados de um sistema de aquecimento da bscula, que so de extrema importncia pois permitem que o material hmido (areias vermelhas da mina ou cascalho) que aderem e colam na bscula tendam com o tempo a secar e desagregar-se de forma natural. O fumo do motor a altas

temperaturas é dividido no tubo do escape e parte do mesmo é direcionado as laterais para a base da báscula, fazendo com que o caminhão trabalhe com a báscula quente, essencial para desintegração sem a necessidade de pequenas escavadeiras para puxar o material, citando-se como por exemplo no momento em que o mesmo descarrega na tremonha da central de tratamento, sem ocasionar a ocorrências de furos na báscula ou mesmo danificar os macacos da escavadeira sem adequada experiência na execução de tais tarefas.

5.6.7 Tempo de ciclo

De acordo a dinâmica do processo produtivo na mina Camatchia os equipamentos executam as tarefas programadas de acordo os ciclos de trabalho onde se realizam:

I. Para um caminhão HM400-3R e Volvo

Manobra e posicionamento+ carga+transporte carregado+ manobra e descarga+retorno vazio.

O tempo de ciclo mínimo $T_{C(\min)}$ para cumprir todas as operações é dado mediante o somatório

$$T_{C(\min)} = \sum t_f + \sum t_v = \sum (t_{mp} + t_c + t_{mb}) + \sum (t_{tc} + t_{tv})$$

Onde:

t_{mp} : é o tempo de manobra e posicionamento;

t_c : é o tempo de carregamento;

t_{mb} : é o tempo de manobra e basculamento;

t_{tc} : é o tempo de transporte carregado;

t_{tv} : é o tempo de transporte vazio.

Devido a ocasionais paradas, ao tempo de ciclo mínimo é adicionado o tempo de paradas (t_p).

Com base nisso, o tempo real denomina-se de tempo de ciclo efectivo como o somatório dos tempos de ciclo mínimo e o de paradas.

$$T_{C(ef)} = T_{C(\min)} + t_p$$

Para qualquer caminhão articulado da Mina de Camatchia tem-se:

t_{mp} - 1min, t_c - 4min, t_{mb} -2min, t_{tc} - 10min, t_{tv} - 8min e t_p -8min.

$$T_{C(\min)} = (t_{mp} + t_c + t_{mb}) + (t_{tc} + t_{tv}) = (1 + 4 + 2) + (10 + 8) = 25\text{min}$$

$$T_{C(ef)} = T_{C(\min)} + t_p = 25\text{ min} + 8\text{min} = 33\text{min}$$

O número de passes pode ser calculados mediante:

$$n^{\circ} \text{ de passes} = \frac{V_{\text{Caminhão}}}{V_{\text{concha}}} = \frac{24m^3}{4m^3} = 6$$

As distâncias entre vários pontos no percurso dos caminhões são: 3,5 km da mina á CT1; dos depósitos de minério até a CT1 2,3km, da mina as escombrelras 1,2km, 600m da mina aos depósitos, 2,5km da mina até a CT2 e 5Km da CT1 até a CT2.

Aos camiões são implantados limites de velocidade de 40Km/h de modo que vão a baixas velocidade subindo as rampas no percurso da mina a CT1 e a maiores velocidades nas descidas em retorno vazio até a mina.

O tempo de ciclo é influenciado pelos seguintes factores:

- ✓ Características do material (granulometria);
- ✓ Condições dos acessos;
- ✓ Esperas;
- ✓ Desmonte ruim;
- ✓ Aumento da distância de transporte;
- ✓ Avarias;
- ✓ Habilidade do operador, etc.

Um aspecto de extrema importância é o posicionamento do camião em relação ao equipamento de carregamento (escavadeira ou pá carregadeira). Em relação a escavadeira este não deve-se posicionar de modo que esta execute giros de 90°-180° com o balde, para descarregar do material no camião pois acarretaria ciclos longos, aconselhando-se executar entre 45°-90° que pode ser facilitado se em relação a este, o camião aproximar-se em marcha de trás. Por sua vez, a escavadeira deve inicialmente acumular o material ao redor das esteiras para posteriormente processar o carregamento normal nos camiões.

De modo análogo o camião se move e posiciona em relação a pá carregadeira que com maior mobilidade trabalha, para frente, para trás, descarrega o material e retorna para repetir a operação.

II. Escavadeira hidráulica Komatsu PC 850 -8R1,

Trabalha fixo e seu tempo obtido cronologicamente é chamado de tempo fixo que:

- Ao preparar o material e depois carregar o camião demora 8 a 10min;
- Ao carregar o camião com o material já empolado leva 4 a 5min.

Comparando os dois tempos é notório que preparar o material e posteriormente carregar o caminhão faz-se quase o dobro de tempo em relação ao carregamento do material já empolado. Logo conclui-se que é melhor fazer uma preparação prévia do material a fim de evitar demoras e reclamações da central de tratamento. Para 6 baldes a carregar o caminhão e pressupondo-se ângulos de giros de até 90° quando o material já está preparado vem:

$$T_{C(\text{mim})} = 5\text{min}$$

III. Pá Carregadeira modelo CAT 966L- com tempo de ciclo mínimo dado pela soma do tempo fixo e tempo variável, isto é:

$$T_{C(\text{ef})} = T_{C(\text{min})} + t_p = \Sigma (t_f + t_v) + t_p$$

$T_{C(\text{min})}$ = (carga da caçamba, os de manobras e mudanças de marcha e o de descarga da caçamba) + (avanço até ao veículo com carga e retorno vazio).

Segundo Pinto e Dutra (2008) considera que os tempos fixos podem ser avaliados em 0,25 min, enquanto os tempos variáveis dependem das distâncias d_1 e d_2 percorridas até a pilha e até ao caminhão.

O tempo variável expressa-se pela seguinte relação cinemática:

$$t_v = \Sigma(0,06 \cdot d_n) / v_n$$

Normalmente o mínimo das distâncias é $d_1 = d_2 = 4,5$ m situação similar as pilhas de minério ou estéril da Mina de Camatchia e os tempos gastos nesses percursos são em função das velocidades de marcha.

Jaworski (1997) recomenda que as velocidades máximas de marcha das pás carregadeiras de emprego usualmente se situam em torno dos valores indicados na tabela abaixo.

Tabela 8- Velocidades das pás carregadeiras para cada marcha.

Rodas (km/h)	Esteiras (km/h)	Marcha
6,0	3,0	Primeira
12,0	6,0	Segunda
20,0	11,0	Terceira

Fonte: Adaptado de Jaworski, 1997.

Jaworski (1997) entende que no ciclo de funcionamento destes equipamentos se devem verificar os seguintes aspectos:

- 1) O tempo de ciclo pode ser obtido em tabelas e para cálculos prévios de carregamento em unidades de transporte, utilizar: **T = 0,40 minutos** (pá de pneus) e **T = 0,32 minutos** (pá de esteiras);
- 2) O tempo de ciclo indicado para o carregamento de unidades de transporte (**T**) considera uma distância de deslocamento da pá, de no máximo 20 metros;
- 3) Quando as pás escavam o material e o depositam no terreno até distâncias de 20m, os valores do tempo de ciclo (**T**) podem ser iguais aos adotados para as unidades de transporte, isto é, **0,40 (pás de pneus) e 0,32 (pás de esteiras) minutos**;
- 4) Como tempo fixo, utilizar no tempo de carregamento de um caminhão basculante e para cada ciclo, o tempo de **0,40 ou de 0,32 minutos**, conforme o tipo de pá considerado;

Com tais pressupostos, aplicando-se á realidade da mina em estudo, adopta-se de $V_1=6\text{km/h}$ e $V_2=12\text{km/h}$ como as velocidades de 1ª e 2ª marcha de modo que:

$$t_f = 0,40\text{min}$$

$$t_v = 2 \times \frac{0,06 \times 4,5}{6} + 2 \times \frac{0,06 \times 4,5}{12} = 0,09 + 0,045 = 0,135\text{min}$$

$$T_{c(\text{min})} = t_f + t_v = (0,40 + 0,135) \text{ min} \approx 0,54\text{min}$$

No entanto existem as ocasionais esperas da carregadeira, que se dão enquanto o caminhão faz a manobra de posicionamento, aguardando a carga. Esse tempo de posicionamento é bastante variável, pois depende, em grande parte das condições vigentes no local de carga, mas desde que haja boa coordenação entre as unidades ele pode ser estimado em $t_p = 0,1$ min, conduzindo para cada único ciclo um tempo de ciclo efectivo médio igual a:

$$T_{c(\text{ef})} = T_{c(\text{min})} + t_p = (0,54\text{min} + 0,1\text{min}) = 0,64\text{min}$$

Para $n=6$ caçambas (seis ciclos) a carregar no caminhão chega-se finalmente a:

$$T^*c_{(\text{ef})} = T^*c_{(\text{min})} + t^*p = nT_{c(\text{ef})} = n(T_{c(\text{min})} + t_p)$$

$$T^*c_{(\text{ef})} = (6 \cdot 0,54 + 6 \cdot 0,1) \text{ min} = (3,24 + 0,6) \text{ min} = 3,84 \approx 4\text{min}$$

IV. Bulldozer D275A-5

Para o tempo de ciclo mínimo Ricardo e Catalani (2007, Pag.140) recomendam usar o gráfico que relaciona a distância de transporte e a declividade, e adoptar o tempo de ciclo mínimo em

função destes dois factores. Para declives máximos de 20% e distancia até 40m, de operação a para uma buldozer na mina Camatchia, corresponde a um tempo de ciclo igual 2,7 min.

A eficiência da operação (E)

Para um camião na mina Camatchia tem-se:

$$E_{\text{camião}} = \frac{T_{C(\text{min})}}{T_{C(\text{ef})}} \times 100\% = \frac{25\text{min}}{33\text{min}} \times 100\% \approx 76\%$$

Segundo Jaworski (1997) recomenda adoptar:

- $E_{\text{escav}} = 0,5$ como eficiência de trabalho para as escavadeiras de esteiras;
- $E_{\text{pas,tract}} = 0,7$ para as pás carregadeiras e trator de esteiras sobre rodas e 0,8 para as pás carregadeiras e tratores montados sobre esteiras.

5.6.8 Produtividade dos equipamentos

1º Camião HM400-3R

$$P_h = \left(\frac{60}{T_{C(\text{min})}} \right) \times C * f * E$$

Onde:

C: é a capacidade coroada da caçamba (corresponde a 24m³ para os dois tipos de camiões);

E: é a eficiência do camião (calculado a 0,76);

Tc (min): é o tempo de ciclo mínimo (calculado a 25min);

f: é o factor de empolamento;

O factor de empolamento f é dado mediante:

$$f = 1 + e$$

Onde o empolamento **e**, e com base nos caso dos dados técnicos na mina Camatchia para tipos de minérios tem-se: TSB-0,30, TKB-0,28 e PK-0,25 resultando como média $e=0,276 \approx 0,30 \approx 30\%$

$$f = 1 + e = 130\% = 1,30$$

$$P_h = \left(\frac{60}{25} \right) \times 24 * 1,3 * 0,76 = 57\text{m}^3/\text{h}$$

Para seis camiões :

$$Ph (6) = 6 \times 57\text{m}^3/\text{h} = 342 \text{m}^3/\text{h}$$

Destes 6 camiões desse modelo normalmente 5 alimentam a central de tratamento (CT1), e outro junto com os 2 da marca Volvo-300 destinam-se aos depósitos de minério ou nos estêreis.

2º Escavadeira hidráulica PC850-8R1

A produtividade depende da capacidade do balde, organização, condições de trabalho e do nível profissional do trabalhador. Pode ser calculada mediante a fórmula:

$$P_{h(esc)} = \left(\frac{60}{T_{C(min)}} \right) \times V_b * f * E * K$$

Onde:

Ph: Produtividade horária do equipamento de carga (m³/h);

Tc (min): Tempo de ciclo do equipamento de carga (calculado em 5min);

Vb: Capacidade rasa da caçamba (corresponde a 4m³);

f: Factor de empolamento do material;

E: Eficiência de trabalho (0,5 para as escavadeiras);

f: é o factor de empolamento;

K: Factor de enchimento da caçamba balde.

Na opinião de Jaworski (1997) para cada acréscimo de giro de 10°, somam-se 2 segundos, ao tempo de ciclo e para cada decréscimo de 10°, subtraem-se 2 segundos.

O factor de enchimento do balde K depende do tipo de material a carregar pela e de acordo a tabela se adequam os seguintes valores:

K₁= 105%=1,05 para RVS, TSB e AKB em condições húmidas;

K₂=90%=0,90 para RVS e TSB e AKB quando secos;

K₃=50%=0,50 para o PK e TKB mal fragmentados;

K₄= 75%=0,75 para o PK e TKB quando bem fragmentados.

K_{med}= (K₁+ K₂+ K₃+ K₄) /4=80%=0,80

Finalmente tem-se a produtividade:

$$P_{h(esc)} = \left(\frac{60}{5} \right) \times 4 * 1,3 * 0,5 * 0,8 \approx 25 \text{ m}^3/\text{h}$$

Para duas escavadeiras esta produtividade corresponde a:

$$P_{t_{h(esc)}} = 2 \times 30 \text{ m}^3/\text{h} = 50 \text{ m}^3/\text{h}$$

3º Pá carregadeira CAT966L

$$P_{h(\text{pá carr})} = \left(\frac{60}{T_{C(\text{min})}} \right) \times C * E * f$$

Onde:

C: Capacidade coroada da caçamba, em m³ (tem capacidade de 4m³);

E: Eficiência de trabalho, 0,7 (para pá de rodas);

f: Fator de correção devido ao empolamento;

T_{C(min)}: Tempo correspondente a um único ciclo (calculado igual a 3,24 min).

Jaworski (1997) recomenda que ao trabalhar com material solto ou empolado, não usar o fator de empolamento.

$$P_{h(\text{pá carr})} = \left(\frac{60}{3,24} \right) \times 4 * 0,7 = 51,85 \text{m}^3/\text{h}$$

Para as duas pás carregadeiras do modelo CAT-966L que operam na Mina vem:

$$P_{t_h(\text{pás carr})} = 2 * 51,85 = 103,7 \text{m}^3/\text{h}$$

Geralmente a distribuição é feita de modo que uma pá é destinada a trabalhar nos depósitos de minério e a outra no estéril.

4º Bulldozer Komatsu D275A-5

Se pode adequar a fórmula de produção horaria dos tratores de laminas mediante a expressão:

$$P_{h(\text{buld})} = \left(\frac{60}{T_{C(\text{min})}} \right) \times C * f * E * n$$

Onde:

C: é a capacidade rasa de corte da lâmina (13,7m³ para buldozer D275);

T_{C(min)}: é o tempo de ciclo mínimo (estimado em 2,7min)

E: é a eficiência de trabalho (igual a 0,8 para o trator de esteiras);

f: é o factor de empolamento (foi calculado igual a 1,3);

n: é o factor de correcção.

Segundo Jaworski para vários tipos materiais n assume valor igual a 1 para terra comum feito de argila seca solta e 0,8 para areia, cascalho, terra molhada, 0,6 para rocha escarificada ou dinamitada). Na realidade Camatchia toma-se o valor médio 0,8 uma vez que na área de operações aparecem os três tipos de situações.

$$P_{h(\text{buld})} = \left(\frac{60}{2,7} \right) \times 13,7 * 1,3 * 0,8 * 0,8 = 253,3 \text{ m}^3/\text{h}$$

A produtividade para todos equipamentos calculados esta sintetizada na tabela 9.

Tabela 9-Produtividade dos principais equipamentos na mina Camatchia.

Produtividade (m ³ /h)	Camião HM400-3R e Volvo 300	Carregadeira CAT-966L	Escavadeira PC850-8R1	Buldozer D275
Por equipamento na mina	57	51,85	25	253,3
Central de tratamento	5*57=285	x	-	x
No estéril	3*57=171	51,85	25	x
Total	456	103,7	50	253,3

Fonte: Autor.

5.6.9 Índices técnicos e económicos usados do processo produtivo

1º Relação estéril minério (REM) é a razão entre a quantidade de material estéril que se deve remover para extrair o minério. É expresso mediante:

$$REM = \frac{\text{tonelada de estéril}}{\text{tonelada de minério}} = \frac{\text{Volume de estéril}}{\text{Volume de minério}} = \frac{V_{\text{est}}}{V_m} = \frac{H_{\text{est}}}{H_m}$$

2º Teores

Teor de corte (t_c) é o teor mínimo da substância útil que compensa lavrar economicamente um jazigo. Circunscrevendo a realidade da mina de Camatchia, do minério PK resultam diamantes com teores de 0,1-0,2 qlt/t (0,15 qlt/t de teor médio) que dão mais quantidade em quilates mas em termos de qualidade saem diamantes muito finos.

No **TSB** e **TS** os diamantes apresentam de 0.035- 0.040 qlt/t (0,0375 qlt/t de teor médio) e o **TKB** traz diamantes com teor médio de 0.065 qlt/t. Nestes dois últimos tem-se maiores qualidades, traduzindo-se em pedras maiores. Como estratégia nesta mina, recorre-se a extracção do PK quando se pretende ter mais quilates, e quando se requer minérios de maior

qualidade extrai-se TSB, TS e TKB. O teor de corte corresponde ao valor de 0,035qlt/t e o teor médio calcula-se em:

$$t_m = \frac{0,15 + 0,0375 + 0,065}{3} \approx 0,084\text{qlt/t}$$

Teor diluído (t_d) é o teor resultante da operação de desmonte ou mistura de minério com material ganga.

3º Equação de equilíbrio económico

O aproveitamento de um jazigo ou bloco é viável se a diferença entre as receitas e custos for maior ou igual a zero, dando a seguinte equação de equilíbrio económico:

$$P_u \cdot r \cdot t \cdot \gamma - [C_a + C_e \cdot R + B] \geq 0$$

Onde:

P_u -é o preço da substancia útil agregada (US\$/qlt);

r- é o rendimento global do processo (r=95%);

t- é o teor médio do minério em exploração (0,0840 qlt/t na mina Camatchia);

C_a - Custo de lavra a céu aberto (US\$/m³)

C_e -Custo de remoção de estéril (US\$/m³);

γ - É o peso por unidade de volume médio do minério (t/m³).

R- Relação de mineração ou REM;

B- Custo de tratamento de minério (US\$/m³).

Á realidade da Mina estima-se que cada quilate de diamante proveniente do TKB é vendido a 400US\$, do TSB e PK são vendidos a 300US\$ e 200US\$ cada quilate. O valor médio de 300US\$ por quilate ($P_u = 300\text{US}/\text{qlt}$).

A exemplo de Catoca e aplicando-se na mina em estudo Lemos (2009, p.23), especifica que em 2007 o custo de extração de minério (C_a), de remoção de estéril (C_e) e de tratamento de minério (B) eram de 5,07US\$/m³, 5,07US\$/m³ e 16,08 US\$/m³ respectivamente. Admite-se que após 13 anos estes custos ampliaram-se até ao valor de $C_a = C_e = 6\text{US}/\text{m}^3$ e $B = 17\text{US}/\text{m}^3$, de acordo as actuais dificuldades operacionais, peças de reposição, etc.

Os materiais apresentam as densidades: TSB-2,14 t/m³, PK-2,43 t/m³, TKB-2,28 t/m³, RVS-2,16 t/m³, AKB-2,20 t/m³, estéril -1,8 t/m³ e gnaisses duros-2,70 t/m³. Chega-se a um valor médio de 2,24 t/m³.

Quando o benefício é nulo teremos uma relação de mineração limite a céu aberto:

$$R_{lim} = \frac{P_u \cdot r \cdot t \cdot \gamma - (C_a + B)}{C_e} = \frac{300 \times 0,95 \times 0,084 \times 2,24 - (6 + 17)}{6} \approx 4,94 m^3/m^3$$

5.7 Drenagem na Mina de Camatchia

As actividades de extracção e remoção constantemente têm sido afectadas por grandes volumes de água maioritariamente superficiais do escoamento das águas das pluviais, que acumulam-se no fundo da cava, inundam as frentes de trabalho, as praças, destabilizam os taludes, comprometem os acessos operacionais, movimentação dos maquinários, diluição do minério, etc. É de interesse registar os caudais de cheia, de base e de projecto desta mina uma vez que são parâmetros decisivos para o controle das águas. Estes caudais que tendem a aumentar proporcionalmente com as altas pluviosidades que incidem em toda região da concessão.

5.7.1 Caudal de cheia, de base e de projecto

Caudal de cheia ou de ponta (Q_c) é o maior caudal existente ao longo de uma chuvada, estando intimamente ligado ao tempo de concentração da área em estudo.

O **caudal de base (Q_b)**, caso não se tenha tal registo, tradicionalmente adopta-se 10% do caudal de cheia.

$$Q_b = 0,1Q_c$$

Por último o **caudal de projecto (Q_p)** resulta como o somatório das duas vazões iniciais, isto é:

$$Q_p = Q_c + Q_b = 1,1Q_c$$

A determinação deste caudal se pode fazer pelas fórmulas cinemáticas, que dependem das características do movimento das águas na bacia, expressas em função do tempo de concentração e da precipitação crítica uniforme. A duração precipitação crítica é maior ou igual do que o tempo de concentração. Esta noção só tem sentido em pequenas áreas, pela impossibilidade de ocorrência de chuvas uniformes com duração igual ao respectivo tempo de concentração em zonas de grandes áreas.

A **Fórmula racional** é recomendado para pequenas bacias, e considera chuvas de igual intensidade, tempo de concentração igual ao tempo de duração da chuva e coeficiente de escoamento C único e constante em toda área.

$$Q_c = \frac{CIA}{3,6}$$

Onde:

Q_c : é o caudal de cheia ou de ponta (m^3/s);

t_c : é o tempo de concentração [min];

A : é a área de contribuição [km^2];

I : é a intensidade média (mm/h).

A área da chaminé de Camatchia é 32 ha ($0,32km^2$) menor que $0,45km^2$, então para o cálculo do tempo de concentração adequa-se seguinte fórmula de Kirpich como:

$$t_c = 57 \times \left(\frac{L^3}{\Delta H} \right)^{0,385}$$

Este cálculo basea-se no facto de que um ponto P_1 a jusante, pertencer á área crítica de acumulação das águas na cava, que recebe a água a partir de duas linhas de escoamento, correspondendo as montantes.

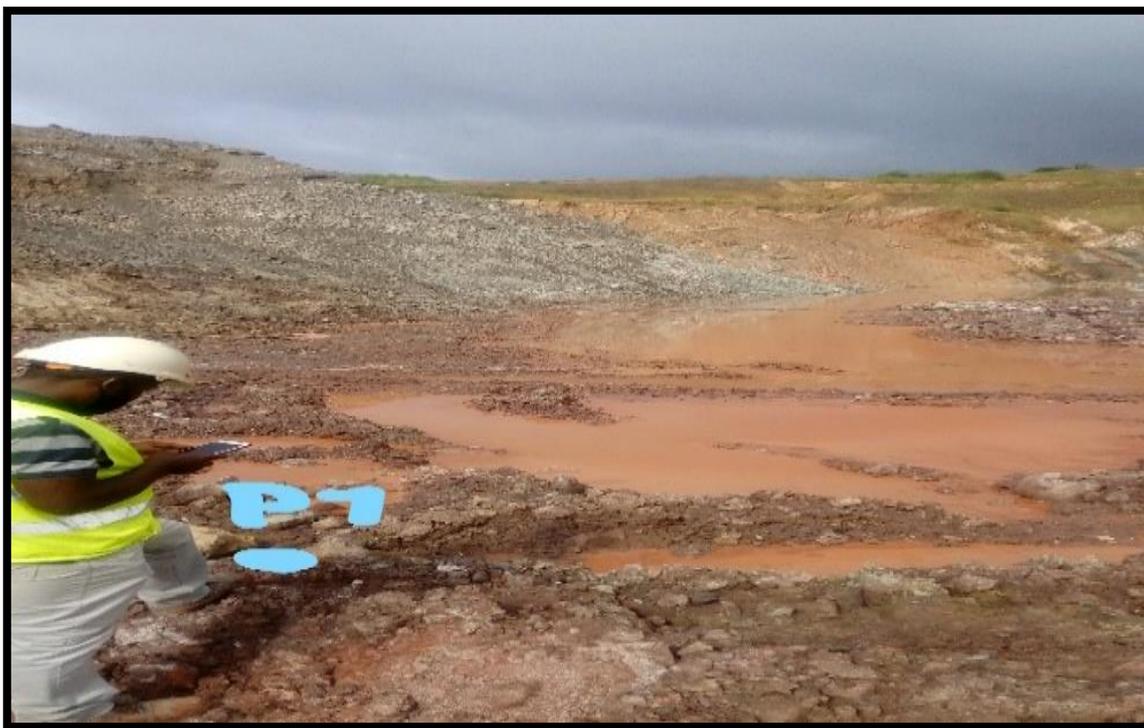


Figura 25-Ponto de jusante onde confluem as águas superficiais. Fonte: Autor.

1ª Linha: escoa a água à partir de um ponto P_2 da parte noroeste da Mina, até o ponto P_1 a jusante (exutório) localizado no SW da mina , nas imediações da caixa de água 2;

2ª Linha: escoa a água da zona elevada na parte Sul á entrada da Mina desde o ponto P_3 até ao ponto P_1 .



Figura 26- Ponto de montante na primeira zona de escoamento das águas superficiais. Fonte: Autor.



Figura 27- Ponto de montante, na segunda zona de escoamento das águas superficiais. Fonte: Autor.

Para o cálculo do tempo de concentração é necessário determinar nas duas linhas críticas de escoamento, a distância entre dois pontos (comprimento L do talvegue) e o desnível ΔH .

$$L_{i-f} = \sqrt{(X_f - X_i)^2 + (Y_f - Y_i)^2}$$

$$\Delta H_{i-f} = Z_f - Z_i$$

A partir das coordenadas dos pontos P1, P2 e P3, calcula-se as distâncias, desnível e conseqüentemente o tempo de concentração.

As distâncias (comprimento dos talvegues) para as duas linhas de escoamento, com base os pontos altos e baixos estão calculadas abaixo:

$$L_{1-2} = \sqrt{(442396 - 442251)^2 + (9011265 - 9011007)^2} = 295,95\text{m} \approx 0,30\text{Km}$$

$$L_{1-3} = \sqrt{(442256 - 442251)^2 + (9010760 - 9011007)^2} = 247,05\text{m} \approx 0,25\text{Km}$$

Os desníveis correspondente as elevações dos pontos são:

$$\Delta H_{1-2} = Z_2 - Z_1 = (817 - 787)\text{m} = 30\text{m}$$

$$\Delta H_{1-3} = Z_3 - Z_1 = (831 - 787)\text{m} = 40\text{m}$$

Os tempos de concentração, com base nos comprimentos e desníveis dos talvegues são:

$$t_{C1-2} = 57 \times \left(\frac{L_{1-2}^3}{\Delta H_{1-2}} \right)^{0,385} = 57 \times \left(\frac{0,30^3}{30} \right)^{0,385} = 3,83 \text{ min} = 229,8 \text{ s}$$

$$t_{C1-3} = 57 \times \left(\frac{L_{1-3}^3}{\Delta H_{1-3}} \right)^{0,385} = 57 \times \left(\frac{0,25^3}{44} \right)^{0,385} = 2,68 \text{ min} = 160,8 \text{ s}$$

Tabela 10- Tempo de concentração em função dos dois talvegues críticos de escoamento na Mina

Pontos	Coordenadas (m)			Distancias (km)	Desníveis (m)	Tempo de concentração (min)
	X	Y	Z			
P1 (Jusante)	442251	9011007	787	0,30 (L ₁₋₂)	30 (Δ H ₁₋₂)	3,83
P2 (Montante)	442396	9011265	817	0,25 (L ₁₋₃)	44 (Δ H ₁₋₃)	2,68
P3 (Montante)	442256	9010760	831			

Fonte: Autor.

A intensidade de precipitação **I** da Mina de Camatchia, obteve-se da tabela de densidade pluviométrica, com base nas medições e registros que se verificaram nos últimos sete anos.

Tabela 11- Intensidade de precipitação (mm/h) registada nos últimos anos na Concessão.

Mês Ano	Jan	Fev	Mar	Abr	Mai	Jul	Ago	Set	Out	Nov	Dez
2014	0,540	0,192	0,353	0,182	0,020	0	0	0,090	0,043	0,317	0,323
2015	0,465	0,513	0,278	0,319	0,036	0	0	0,082	0,157	0,290	0,435
2016	0,392	0,470	0,308	0,128	0,013	0,032	0,019	0,08	0,136	0,376	0,336
2017	0,233	0,272	0,397	0,196	0,038	0	0,019	0,047	0,308	0,318	0,292
2018	0,465	0,243	0,202	0,239	0,030	0	0,007	0,022	0,320	0,251	0,384
2019	0,378	0,363	0,208	0,243	0,013	0	0,038	0,016	0,276	0,394	0,517
2020	0,364	0,533	0,254	0,275	0,054	0	0,043	0,019	0,147	0,411	0,523
Total	2,837	2,586	2,000	1,582	0,204	0,032	0,126	0,358	1,387	2,357	2,81
Média	0,405	0,369	0,286	0,226	0,029	0,005	0,018	0,051	0,198	0,337	0,401

Fonte: Autor.

Com base nos dados da intensidade de precipitação média observados na Mina de Camatchia, apresentados na tabela 11, conclui-se que as maiores cargas pluviométricas são observadas nos meses de Novembro, Dezembro e Janeiro com os valores médios de 0,337 mm/h; 0,401mm/h e 0,405mm/h respectivamente.

Por uma questão de segurança, convencionou-se neste trabalho adoptar como precipitação limite a precipitação de projecto correspondente a extremos de provável enchente na Mina. Terá valor maior que os valores e registados, isto é, $I_P=0,42\text{mm/h}$.

Com base na figura 6, o coeficiente de escoamento C na região das Lundas de Angola está nos entre 0,19-0,23, e toma-se 0,21 o valor médio deste intervalo.

Finalmente com os valores de, $C=0,21$, $I_P=0,42\text{mm/h}$, e $A=0,32\text{km}^2$ calcula-se os caudais de ponta (Q_c) de base (Q_b) e de projecto (Q_p):

$$Q_c = \frac{CIA}{3,6} = \frac{0,21 \times 0,42 \times 0,32}{3,6} \approx 0,030 \text{ m}^3/\text{s} = 108 \text{ m}^3/\text{h} = 30 \text{ l/s}$$

$$Q_b = 0,1Q_c = 0,1 \times 0,030 = 0,003 \text{ m}^3/\text{s} = 10,8 \text{ m}^3/\text{h} = 3 \text{ l/s}$$

$$Q_p = 1.1Q_c = 1,1 \times 0,030 = 0,033 \text{ m}^3/\text{s} = 118,8 \text{ m}^3/\text{h} = 33 \text{ l/s}$$

Conhecendo-se os comprimentos dos dois talvegues e os respectivos tempos de concentração nas duas linhas principais de escoamento, é possível determinar a velocidade média de escoamento mediante relação:

$$v_m = \frac{L}{t_c}$$

$$v_{m1} = \frac{L_{1-2}}{t_{C1-2}} = \frac{295,95 \text{ m}}{229,8 \text{ s}} = 1,3 \text{ m/s}$$

$$v_{m2} = \frac{L_{1-3}}{t_{C1-3}} = \frac{247,05 \text{ m}}{160,8 \text{ s}} = 1,54 \text{ m/s}$$

Com os valores do caudal do projecto deve-se implementar o sistema de bombeamento dimensionando com bombas que absorvam estes caudais de cheia e do projecto, que conjugados com o conhecimento dos fluxos de águas subterrâneas pode-se prever, combater os excessos de água que irão se direccionar e acumular na cava, apontando-se as zonas potenciais de risco.

5.7.2 Bacias de retenção

As águas superficiais são oriundas das precipitações atmosféricas enquanto as águas subterrâneas são alimentadas a partir dos lençóis de água nas formações eluviais da crosta de erosão eólica das rochas arcaicas, do lençol de água nas zonas fraturadas das rochas arcaicas, bem como das águas pluviais que percolam as formações desde o topo das elevações e infiltram-se pelas fraturas.

Para retenção das águas gradativamente projectaram-se oito bacias de retenção, vulgarmente denominadas de caixas de água, na parte sudoeste e norte da cava. As caixas 2 e 8 são consideradas as bacias principais de retenção, enquanto as caixas intermédias 3 e 4, são permanentes. A Insuficiência de bombas e acessórios de recalque fez com que algumas caixas de água fossem desactivadas, como é o caso das caixas 5, 6 e 7 respectivamente que

anteriormente estavam funcionais. A Figura abaixo 28, mostra a localização das bacias de retenção, com os caminhos de drenagem das caixas principais até o destino final.



Figura 28- Localização das bacias de retenção. Fonte: Departamento de Geologia de Produção-Projecto Lunhinga.

5.7.3 Bombeamento das águas

Na Mina de Camatchia o sistema de drenagem é feito com remoção das águas existentes no interior da cava através de duas técnicas principais, a bombagem e a descarga gravítica em bacias de retenção (caixas de água), de acordo configuração da mina a profundidade, topografia envolvente, etc. Para estes efeitos são usados bombas do tipo KSB Omega 150-605, com capacidade de bombear 500m³/h até a altura máxima de 200m. Devido ao facto destas bombas já terem algum uso, seus rendimentos decresceram contando-se actualmente com uma vazão na ordem de 375m³/h (75%) mas suficiente para absorver os caudais de cheia e de projecto.

1º Drenagem na zona inundada (antiga bacia de retenção 8)

Encontra-se na zona norte da mina que no passado ali se minerava, com a caixa de água que atendia as dimensões projectadas, onde uma bomba drenava a água até ao rio Chicapa. Porém após atingir-se o enorme xenólito (brecha) aos 110m de profundidade, com espessura na ordem de 60-70m que atravessa longitudinalmente boa parte da chaminê tornou-se inviável a continuação das operações de nesta zona, pois acarretaria altos custos com explosivos para

fragmentação deste xenólito. Com o abandono desta área, ampliou-se a zona de acumulação das águas superficiais e subterrâneas, e a caixa 8 passou a ter as dimensões do próprio buraco, que actualmente conta já um nível de água crítico de aproximadamente 70m de profundidade, uma vez que nesta zona de momento não se está a drenar, por insuficiência de bombas de grande capacidade (Fig.29).



Figura 29- Ilustração do estado crítico da zona norte da Mina Camatchia. Fonte: Autor.

A grande preocupação reside no facto de que as águas dessa zona inundada, possam encontrar caminhos de percolação através das fraturas ou fendas nas próprias formações e migrarem na actual praça de mineração, situação que pode comprometer gravemente as operações, a produção, onerando os custos operacionais.

Anteriormente enquanto uma bacia de retenção normal que atendia as especificações projectadas, contava-se com uma bomba submersível (bomba flygt montada sob boias) para sucção das águas que se acumularam nesta zona. Todavia na zona inundada, deve-se projectar uma bomba KSB nova de 500 m³/h de capacidade, com características similares a bomba instalada na caixa 2 (Fig.30) que fará a sucção das águas para o rio Chicapa mediante tubos plásticos rígido de 16 polegadas, diâmetro de sucção de 430mm, diâmetro de recalque ou de descarga de 400mm e uma longitude total de tubulação de 1,6km. Dado o grande volume de água acumulado nesta zona, prevê-se que a completa drenagem dure pelo menos 90 dias.



Figura 30- Preparação da nova Bomba KSB na zona de industrial. Fonte: Autor

2º Drenagem na bacia de retenção 2

De acordo a dinâmica de mineração na zona sudoeste (SW), nesta caixa funciona uma bomba submersa KSB montada sob uma plataforma que embora não nova, faz a sucção das águas acumuladas, oriundas dos acessos, taludes e praça em exploração para caixa 3 intermédia localizada no leito de um rio, que apresenta um declive favorável a acumulação das águas, transportadas por meio de tubos rígidos e flexíveis que atravessam matas num deste percurso de aproximadamente 1200m e caem por gravidade.

Na caixa 3 tem-se instalada uma bomba submersível sob uma boia (bomba flygt, Fig.31) que drena a mesma até ao destino final, o rio Chicapa. Se a bomba montada na caixa 2 fosse nova, drenar-se-ia directamente desta para o rio sem necessidade de usar a caixa intermédia 3, situação que onera os custos com combustíveis uma vez que esta bomba flygt funciona com um gerador de energia.



Figura 31- Bomba flight KSB submersível na caixa 3. Fonte: Autor.

A base onde está montada a bomba KSB da caixa 2 coloca-se mais para cima, superiormente ao nível da água e é posta a funcionar quando a bacia está cheia, drenando a maior parte das águas. A tubagem e o gripino de sucção não devem atingir o fundo da caixa da água com o risco de bombear lamas, prevendo-se sérios danos como queima dos impanques, quebra dos rolamentos, impulsor e em casos extremos o próprio motor. Ao baixar o nível da água com o gripino por fora, desliga-se a bomba. Dado o certo grau de utilização da bomba são frequentes avarias onde além dos já citados adiciona-se ainda, sobrepressão nas mangueiras, vazamento de ar no impulsor, perdas de cargas nas tubulações, cavitações entre outros, que fazem com que esta não funcione todos os dias, devido a manutenções correctivas circunstanciais.

Um dos problemas reside no facto de que a bacia de retenção não ser muito profunda, e pelo facto de que a base da plataforma estar muito para cima, faz com que o gripino e tubagem fiquem para fora e não atingem a profundidade requerida, a medida que as águas enchem a caixa.

A solução passa pelo desmonte da tubagem, para adicionar um tubo de modo a aumentar comprimento deste, bem como adicionar mais uma base abaixo da base inicial a aproximadamente 1-1,5m, aconselhando-se trabalhar normalmente a bomba com o gripino mais ou menos pela metade antes da base (do solo) até 50cm e desligar-se caso se passe essa medida, para garantir a drenagem de toda água que for enchendo a caixa. A bacia de retenção tem 5-6 m de profundidade e o gripino pode ser colocado entre 4-5m, que vai corresponder a máxima profundidade de drenagem, restando 1m equivalente a possança das lamas, até as águas das chuvas e residuais encherem novamente a caixa.



Figura 32-Manutenção da bacia de retenção 2. Fonte: Autor.

Portanto, conforme ilustra a figura 32, enquanto se serve das bacias de retenção, periodicamente deve-se melhorar as condições do seu funcionamento mediante:

- Ampliação da profundidade em função da largura da caixa de modo que os acessos, taludes e praça de mineração não fiquem inundados e direcionem para estas todas águas;
- Adequar preferencialmente geometrias circulares, rectangulares ou em fundo de escada para as caixas;
- Fazer a limpeza do fundo da caixa com a escavadeira e Buldózer para retirar e empurrar as lamas;
- Trabalhar com caixas intermédias, nas partes superiores adjacientemente aos acessos externos da mina, com bombas de média capacidade.
- Adequar outros elementos drenantes nas praças de mineração, nos taludes e bermas, tais como canaletas, valetas, trincheiras de infiltração, etc.

Nessa caixa escoar-se a água a velocidade de 0,76m/s da caixa 2 para a caixa 3 onde encontra-se mais uma bomba submersível flygt que faz o escoamento até ao rio Chicapa.

5.7.4 Medidas complementares de drenagem

Para tornar mais eficiente o controle das águas no kimberlito Camatchia entende-se que:

1º Na drenagem das águas superficiais se aconselha implementar:

A-Sistema de isolamento e escoamento: estes impedem o fluxo de água para dentro da cava, pela construção das valas de cintura e diques ou mota ao seu redor, para direcionar o fluxo para o fundo da cava, por gravidade através de canaletas construídas nos pés das bancadas ou por tubulações para uma depressão tomando precauções para que a água escoe pela crista da bancada, evitando-se processos excessivos de erosão além de conservar as suas características geotécnicas.

Estes sistemas são calculados através do caudal do projecto por cada zona de drenagem através da precipitação do projecto, onde devem-se se levar em conta cuidados adicionais com a abrasividade e corrosividade ao longo das estruturas hidráulicas, uma vez que estas águas geralmente também são portadoras de partículas sólidas em suspensão da operação de lavra, no contacto com o minério, etc. Tais factores limitam a velocidade de fluxo no interior de bombas e tubulações, causando a redução do fluxo de bombeamento.

B-Sistema de escoamento e acumulação: implementados para conduzir a água para locais adequados, impedindo os seus acúmulos para não ocasionarem a erosão dos taludes com vantagem adicional de não permitirem assoreamentos.

C- Sistema de remoção: que consiste na remoção da água da cava, através do bombeamento e descarga gravítica, sendo a última a preferencial quando a topografia da formação for simples.

2º Para drenagem das águas subterrâneas, se pode aplicar as *técnicas de rebaixamento avançadas* pela retirada de uma parte do volume de água de um aquífero, acima da sua capacidade de recarga, que promoverá o decaimento da cota desse nível. Os procedimentos de drenagem compreendem a implementação de:

- De valas ou trincheiras de drenagem na superfície e na base da cava;
- De drenos horizontais profundos (DHP) perfurados na face do talude;
- Bombeamento por poços tubulares profundos perfurados atrás da crista do talude ou a partir das bancadas do talude;
- Estações de bombeamento.

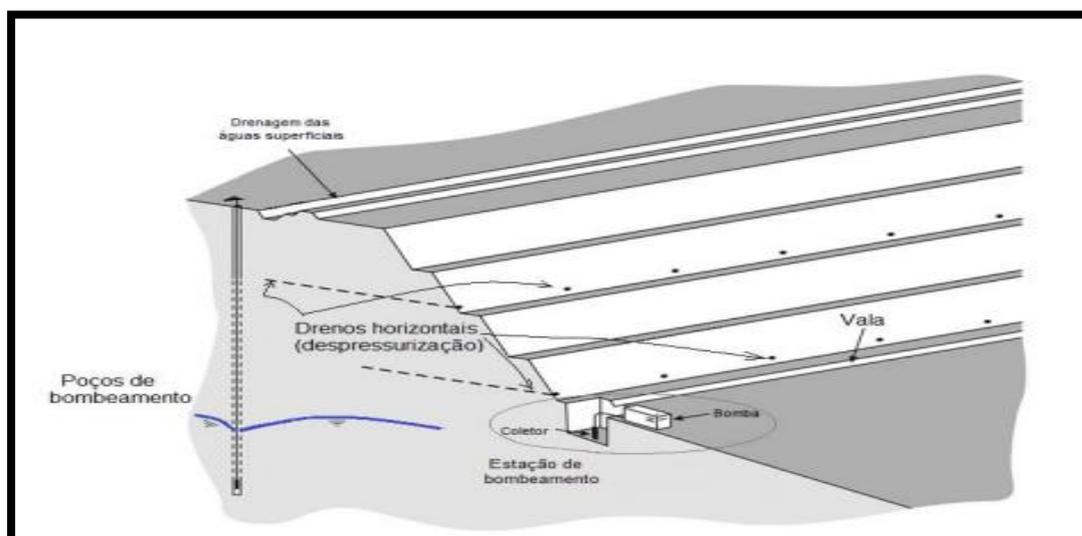


Figura 33-Sistema com drenos horizontais profundos e poços de bombeamento. Fonte: Preene, 2015.

Algumas recomendações podem ser úteis nesse processo que consideram:

1ª) Em casos em que depósitos e o material estéril sejam formados por rochas rígidas preenchidas com água nas fissuras, uma medida de rebaixamento é a combinação de poços de bombeamento em conjunto com estações de bombeamento localizados na parte mais baixa da cava.

2ª) Em aquíferos espessos e permeáveis, com permeabilidades maiores a $1,15 \cdot 10^{-5} \text{ m/s}$ (1m/dia), em contacto, é recomendável usar poços com bombas submersíveis, e para os taludes, drenos horizontais e valas nas bermas com estações de bombeamento.

3ª) Sistema de valas conectadas a estações de bombeamento podem ser usadas em rocha rígida, e excepcionalmente para rebaixamentos do lençol freático na região da cava em minas superficiais. Isto porque camadas de areia são de grão uniforme e os factores de segurança dos taludes são altos.

4ª) No caso específico de fluxo em taludes, deve-se ter em conta algumas considerações básicas:

-Quando a massa de rocha que compõe o talude não tenha a permeabilidade adequada para implementar uso de poços de bombeamento pode desenvolver-se uma poropressão elevada no talude porque a rocha não é capaz de drenar adequadamente com o avanço da exploração da mina.

-Em casos em que seja possível a implementação de poços de bombeamento, mas que os materiais que conformam a massa rochosa (de solo) tenham intrinsecamente baixa permeabilidade, aproximadamente $\leq 1,15 \cdot 10^{-5} \text{ m/s}$ (0,01 m/d), o nível do rebaixamento a partir de qualquer número razoável de poços de bombeamento se desenvolve lentamente.

5ª) O grau de anisotropia decorrente das fraturas presentes na maioria das rochas ajuda no rebaixamento. Neste caso é recomendável que a instalação dos drenos seja orientada a fim de atravessar perpendicular o maior número de fraturas com o intuito de promover o maior nível de escoamento de drenagem.

5.8 Custos de Mineração

Os *custos de capital (capex)* são os custos associados à infraestrutura necessária para a abertura de uma mina (lavra e beneficiamento). Compreendem o desembolso feito com vista a gerar um fluxo de benefícios futuros, usualmente superior a um ano (XAVIER,2017).

São estimados após a definição da escala de produção, métodos de exploração e beneficiamento e enquadram os custos com prospecção, aquisição do jazigo, estudos técnicos e económicos, equipamentos de lavra, beneficiamento, infraestruturas, pré-operacionais (treino de mão-de-obra, início de produção piloto e desenvolvimento da mina).

Os *custos operacionais* são os custos diários da produção e do processamento do bem mineral e são subdivididos em três categorias: custos directos (variáveis), custos indirectos (fixos) e custos gerais.

De acordo com Carmo (2001) cada bloco dentro dos domínios do modelo é caracterizado por:

- **Renda (R)**: valor da parte recuperável e vendável do bloco;

- **Custos diretos (CD)**: custos que podem ser atribuídos directamente ao bloco, como os de perfuração, detonação, carregamento, transporte, entre outros;

- **Custos indiretos (CI)**: são aqueles que não podem ser atribuídos individualmente a cada bloco e dependem do tempo (salários, custos de pesquisa, seguros, manutenção, depreciação de equipamentos, etc. Os principais custos atribuídos a cada bloco são normalmente calculados em relação à uma tonelada de material movimentado. Dentre estes pode-se citar os custos de extração, custos de processamento, custos de reabilitação da área, além dos custos de venda, calculados para cada unidade de produto produzido.

- **Custos gerais** contam-se os custos administrativos e os custos de comercialização.

Particularizando os custos de drenagem é necessário determinar qual vazão do projecto irá garantir o menor custo total do sistema, desde a implantação, operação, manutenção e custos de paralisação da produção.

5.9 Impactos ambientais

5.9.1 Breves considerações

No setor mineral existem alguns impactos ambientais inerentes a essa actividade, de forma que, tais impactos devem ser absorvidos nas operações de controlo ambiental e o seu planeamento direccionado a cada caso (SILVA, 2008).

Segundo Ferreira (2013) esses efeitos são percebidos na abertura de cavas, na supressão vegetal, escavações, mudança do visual, movimentação de massas, uso de explosivos, ruídos, vibrações, poeiras.

Espera-se a exemplo da mina de Camatchia que após o término das actividades minerais, os terrenos devem servir para outros propósitos, como para actividades agrícolas, áreas paisagísticas, entre outros. A gestão das águas de drenagens da mina tem importância fundamental, devido à capacidade de dissolução e transporte de minerais, que podem conter elementos tóxicos, potencialmente poluidores. Águas com cargas elevadas de metais, em especial metais tóxicos e radioativos, de sólidos dissolvidos e em suspensão, águas do processamento de minérios e águas com pH abaixo de 4 são efluentes ácidos e exigem cuidados

adicionais por drenagem ácida das operações de beneficiamento, extração /remoção, pilhas de minério, barragens de rejeitos e de outros dispositivos de contenção e águas do processo.

5.9.2 Bacia de rejeitados da mina de Camatchia

A central de tratamento ao processar os minérios, obtém os rejeitados em forma de polpa, que são lamas com altas percentagens de ferro silício (FeSi), evacuados para a bacia de rejeitados por meio de tubos metálicos, para posteriormente serem lançadas no rio Chicapa.

Todavia há os seguintes aspectos geométricos de construção, que devem ser seguidos:

- ✓ Construção da bacia com a configuração de caixa em escada (forma escalonada);
- ✓ Disposição em serie para permitir que os sedimentos sejam acumulados no fundo da bacia e seja possível fazer a retirada destes sólidos com uma escavadeira hidráulica.



Figura 34- Bacia de rejeitados na Mina de Camatchia. Fonte: Autor

CAP VI –DISCUSSÕES E RESULTADOS

Foram descritos vários procedimentos inerentes ao processo de lavra nessa mina e pela descrição se aponta as soluções a adoptar para colmatar os variados problemas, cujos resultados têm fundamentação científica e são validados com um alto grau de confiabilidade e de acordo a realidade da mina Camatchia, envolveu:

1º Descrição geológica dos Kimberlitos e em particular na área de estudo, face os desafios técnicos do departamento de Engenharia Geológica da Mina;

2º Cálculos e recomendações dos parâmetros geométricos dos bancos (altura dos taludes, ângulo dos taludes, largura e acessos) em comparação com os verificados actualmente na mina, cujos resultados se mostraram seguros e poderão a ajudar na melhor redefinição dos contornos da mina e facilitar as operações principais.

3º Cálculo do tempo de concentração pela fórmula de Kirpich, caudal de ponta, de base e de projecto, pela fórmula racional, essenciais á análise dos pontos críticos de escoamento das águas superficiais que ajudarão no melhor dimensionamento do sistema de drenagem na cava e prevenção de enchentes. Estes cálculos podem ser feitos adoptando outras metodologias, incluindo vários programas que foram previamente recomendados, mas que de modo geral produziram resultados satisfatórios.

4º Análise do sistema de exploração na mina, por descrição dos métodos, processos de carregamento e transporte. O cálculo do tempo de ciclo, eficiência de operação e produtividade dos principais equipamentos do processo de mineração da mina de acordo as pesquisas científicas em confrontação com os dados colectados no campo. Admite-se que outras variantes de cálculo são aceitáveis e podem servir de premissa para a comparação como por exemplo o cálculo da produtividade dos equipamentos que pode ser feito tendo em conta factores correctivos tais como: de operação conjugada, horas programadas por ano; disponibilidade mecânica do equipamento (%); fator de utilização do equipamento (%).

5º Avaliação do sistema de drenagem na mina, com análises das bacias de retenção (caixas de agua), condições de utilização das bombas, entre outros.

6º Cálculo dos parâmetros técnico-económicos inerentes ao processo produtivo da mina, com base o quotidiano onde em certos casos adoptou-se valores próximos a realidade das minas diamantíferas de maior realce, a exemplo da mina de Catoca, mas que a modo grosso produziram resultados satisfatórios sendo factíveis de investigação por outras metodologias.

CONCLUSÃO

Em síntese o trabalho aborda a realidade no sistema da mineração na Mina Camatchia, onde os desafios geológicos consistem essencialmente da presença das rochas duras dos embasamentos (gnaisses e brechas), e que necessitam de prévio desmonte com explosivos para expor e acessar o minério. Relativamente aos inconvenientes do processamento normal das actividades dado os grandes volumes de águas pluviométricas ou dos lençóis na cava, concluiu-se que se devem difundir melhores políticas de utilização e melhoramento das caixas de água, adaptar novas bombas, implementar técnicas adicionais no processo de drenagem e complementar a análise de dados com os estudos hidrogeológicos para prever e controlar o fluxo de águas subterrâneas.

A mina reporta geometrias inadequadas nas bancadas, má definição dos anéis, pouca abertura da mina (afunilamento), erosão nos taludes, deterioração dos equipamentos de escavação e carregamento, desgaste das bombas de drenagem, problemas na central de tratamento, etc. Na análise do processo de carregamento e transporte, verificou-se que o processo produtivo ocorre normal, mas pode ser potenciado, conforme se indicaram nos cálculos e observação dos factores que afectam directamente as actividades.

A deficiência das unidades escavo-carregadoras tem tido um impacto no desgaste dos próprios equipamentos, sem esquecer que o processo de desmonte mecânico costuma ser muitas vezes inefficientes por inadequação das próprias máquinas as actividades a qual não são predestinadas pelo e necessidade prévia de desmonte com explosivos.

A compatibilização dos equipamentos de carregamento tem sido uniforme embora o número de passes para encher os caminhões esta fora do padrão que é de 3-5, necessitando-se prestar atenção a este facto realista pois acarreta ciclos longos, sobrecarga nos equipamentos, filas de espera de caminhões, incumprimento dos planos prognosticados.

RECOMENDAÇÕES

É recomendado que outros profissionais e estudantes façam seguimento a investigação no âmbito, da Geomecânica, Hidrogeologia, Mecânica dos solos e Geotécnia, sobre o corpo kimberlítico da referida mina bem como das suas zonas de influência, começando com a implementação de departamentos especializados nestas áreas, com profissionais que garantam

respostas dinâmica aos eventuais problemas, suporte com dados fiáveis sobre informações acerca do perfil geológico, poços hidrogeológicos, natureza dos solos e formações face a infiltração e percolação das águas. É necessário que a direção da empresa invista em softwares específicos de análise em tempo real, quer sejam de monitoria das operações e equipamentos (Data mine) de modelação, desenho e delimitação dos blocos do corpo kimberlítico e respectivos taludes (Gemcom, Surpac, Geo-estudio, entre outros). Para a análise e modelação do perfil dos solos, em função dos fluxos das águas superficiais e subterrâneas é recomendado os seguintes programas computacionais:

- **Vadose/w da Geo-slope 2007**- voltado ao estudo do fluxo em meios porosos não saturados e leva em consideração a interação destes materiais com a atmosfera, onde dados de pluviosidade e temperatura são a entrada para avaliação dos balanços de água dos taludes analisados;
- **Avater**-sistema computacional para a avaliação dos terraços,
- **Terraço 4.1**- dimensionamento e manejo de sistemas de conservação de solos e drenagem superficial;
- **SisCAH 1.0**-Sistema computacional para análise hidrológica,
- **Dreno 2.0**: dimensionamento e manejo de sistemas de drenagem de superfície.

Ademais se apresentam algumas recomendações inerentes as regras básicas de boa prática de desmonte a mina a céu-aberto como é o caso da mina de Camatchia.

Nas explorações a céu-aberto a dimensão dos degraus deve garantir a execução das manobras com segurança, obedecendo as seguintes condições:

- a) A altura das bancadas temporariamente não operacionais é 10 m. Este valor é obtido com base no cálculo experimental que engloba a densidade da rocha, o ângulo de fricção interna e o ângulo do talude;
- b) A altura das bancadas operacionais é aconselhável 5 - 7 m. A escolha deste parâmetro é feita em função dos valores limite da altura de alcance da lança dos equipamentos de cargas;
- c) Os ângulos dos taludes das bancadas, quanto à sua inclinação são projectados em função das características físico-mecânicas das rochas em determinadas zonas ou partes do depositado (no estéril, material instável ou de baixa resistência - 30°, zonas

de transição estéril/minério pouco duro - 45°, blocos de minério e gnaisse de dureza média - 60°, região de material duro – 60 a 75°);

- d) A largura das bancadas deve ser equivalente a largura de dois caminhões que geralmente operam nesta plataforma;
- e) Na base de cada degrau deve existir uma berma com pelo menos 2m a 3m que ajudam a estabilidade, seguram blocos que se soltam, e facilitam a drenagem;
- f) Os trabalhos de desmonte só devem ser retomados depois de retirados os escombros provenientes do desmonte anterior, de forma a deixar limpo a rampa que o serve;
- g) Relação entre o porte da máquina de carregamento e a altura da frente não inferior a 1.

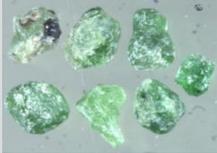
REFERÊNCIAS

- ABGE - Associação Brasileira de Geologia de Engenharia, 1998. p 163-196.
- ARAÚJO G.; PEREVALOV O. V; GUIMARÃES, F. R. e outros (1998). Carta de recursos minerais, 1: 1000000.Luanda, Instituto Geológico de Angola.
- CARMO, F. A. R. Metodologias para o Planejamento de Cavas Finais de Minas a Céu Aberto Otimizadas. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) - Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2001.
- CLIFFORD, T.N. (1966).Tectono-metallogenic units and metallogenic provinces of África. Earth planet Sci.Lett 1, P.421-434.
- DAMASCENO, C. S. R. Modelagem Geológica e Geomecânica 3D e Análises de Estabilidade 2D dos Taludes da Mina de Morro da Mina, Conselheiro Lafaiete, MG, Brasil. Rio de Janeiro, 2008. 156 p.
- DNPM (Departamento nacional de produção mineral). A Importância Econômica da Mineração no Brasil. Brasília, ago/2011. 24 p
- FERREIRA, L.A. Escavação e exploração de minas a céu aberto. Tese de licenciatura em Engenharia Civil da Universidade Federal de Juiz de Fora, 2013.
- GEMCOM WHITTLETM, SURPAC. (2007). Strategic Mine Planning – (<http://www.gemcomsoftware.com>).
- GINGA,S.P.A Gênese dos Diamantes .SDM-Projecto Muanga,2013
- IGM -INSTITUTO GEOLÓGICO E MINEIRO. Regras de Boa Prática no Desmonte a Céu Aberto (1999). Versão *Online* disponível em LNEG: <http://www.lneg.pt/Ciencia>
- JAWORSKI.T. Equipamentos para escavação – compactação e transporte, 2011.
- KLICHE C. A. 2011. Slope Stability. In: Darling P. SME Mining Engineering Handbook. Littleton, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, p. 495-525.
- LEMOES, C.C.J (2009). Otimização de exploração de diamantes em kimberlitos (exemplo de Catoca).
- MITCHELL, ROGER H. (1986). Kimberlites. Mineralogy, Geochemistry, and Petrology, Plenum Press, New York
- MACÊDO, A. B. *et al.* Seleção do Método de Lavra: Arte e Ciência. Revista Escola de Minas, Ouro Preto, v.54, n.3, jul./set 2001.

- Monforte, A. (1960). Síntese Geral da Geologia do Nordeste da Lunda. Companhia de Diamantes de Angola.
- PINTO, C.L.L, DUTRA, J.I.G (2008). Introdução ao planejamento e operação de lavra (a céu aberto e subterrânea) -II Etapa: Operações e métodos de lavra a céu aberto. Curso Ministrado na Universidade Corporativa Chemtech, Departamento de Engenharia de Minas-EEUFMG.
- PARRA, A. N. (1995). A geologia do diamante de Angola. Relatório Inédito.
- PREENE, M. 2015. Techniques and Developments in Quarry and Surface Mine Dewatering.
- REIS, B. (1971). The use of Aeromagnetometry in the determination of deep seated structure and its importance to kimberlite exploration. Bol. Serv. Geol. e Minas, Angola, Luanda, 23, p. 11-20.
- RICARDO, H. S; CATALANI, G. Manual Prático de Escavação: Terraplenagem e Escavação de Rocha. 3. ed. São Paulo: PINI, 2007. 140 p.
- RÚBIO, R.F. A gestão dos recursos hídricos e a Mineração: visão internacional. In: A gestão dos recursos hídricos e a Mineração.
- SECO, S.L.R. Sobre a prospecção de diamantes em Angola-Formações de kimberlitos e de depósitos secundários. Dissertação (Mestrado em Engenharia Operacional) -Departamento de ciências da Terra, Faculdade de Ciências e Tecnologia, Universidade de Coimbra, 2009.
- SILVA, A. M. P. Sustentabilidade Operacional no contexto da indústria Mineral: Caso da Lavra de Caulim no Município de Cabo do Santo Agostinho. Recife, 2008. 70 p.
- SOUZA, J. C. S. Treinamento Projeto, Construção, Operação e Manutenção de Poços Tubulares. Simanke Consultoria. Araxá. 2014.
- SOUZA, L. A. P. *et al.* Geologia de Engenharia: Métodos de Investigação. 1. ed. São Paulo: STIEFENHOFER, J. (2008). Kimberlite - an elementary introduction to the rock and its textures.).
- GINGA,S.P.A Génese dos Diamantes .SDM-Projecto Muanga,2013.
- POMBO, S. Hidrologia. Dissertação (Mestrado) - Curso de Engenharia Hidráulica, Universidade Agostinho Neto, Luanda, 2014.
- XAVIER, A.C. Valor de corte na exploração de jazigos aluvionares de Angola. Dissertação-Mestrado em Engenharia Geológica e de Minas, Instituto Superior Técnico de Lisboa,2017.

ANEXOS

1- Suíte mineralógica nas formações kimberlíticas.

MINERA	DESCRIÇÃO
Granada piropo	<p>Silicato, Mg, Al, Ca, Fe, Cr, Ti. Ocorre como macrocristal em inclusões de rochas mantélicas. A do tipo peridotito tem piropo e almandina com mistura de knorringita, com alto teor de Cr (1-15% de Cr_2O_3). Já a eclogito é menos magnesiânica, tem almandina e baixo teor de Cr (<0.5% de Cr_2O_3). O piropo mais simples é dado pela fórmula $Mg_3Al_2(SiO_4)$ Tem dureza de 7,5 e densidade 3,51. Cor: Vermelha amarelada, rosa ou laranja</p> 
Picroilmenite	<p>Óxido, Mg, Fe, Al, Cr, Ti, Mn, Si. São macrocristais de picroilmenite (Ilmenita com alto teor de Mg e Cr). Tem dureza entre 5-6 e densidade de 4,5-5. Cor: Preta azulada</p> 
Cromo-diópsidio	<p>Silicato, Ca, Cr, Mg, Fe, Al, Na. Ocorrem em rochas metamórficas ricas em magnésios e sedimentos metamórficos com cálcio. Um dos cromos- diópsidio tem a fórmula $CaMgSi_2O_6$ Tem dureza entre 5-6 e densidade de 3,3-3,6. Cor: Verde-esmeralda</p> 
Flogopite/Mica	<p>Silicato, Al, Mg, K, Fe, Ti, Cr. É o mineral característico dos kimberlitos e pode cristalizar do magma. A Flogopita tem a fórmula $KMg,Fe_3AlSi_3O_{10}(OH,F)_2$ Tem dureza de 2,5-3 e densidade de 2,78-2,85. Cor: Bronze, castanho avermelhado</p> 
Carbonatos	<p>Entre estes se destacam a Calcita ($CaCO_3$) a Dolomita ($Ca,MgCO_3$) e a Magnesita ($MgCO_3$). A Calcita ocorre como microlitos em matriz de algumas variedades dos kimberlitos.</p> 

Fonte: Autor

2-Principais propriedades físico – mecânicas dos sedimentos friáveis.

Designação da rocha	Propriedades físicas - mecânicas do minério						
	Volume específico (γ)	Peso Espec (γ)	ω	C	ϕ	E	
Camada de argilas Dilúvio - eluvial	1,79	2,71	18	0,062	18°	12	
Rochas do Lutôe – areias e grés fracamente cimentadas	1,96	2,68	8	1,3	28,0	410	
Rochas do Kalahari – areias de grão finos e médios	1,67 -2,16	2.66	6	1,4	24,3	345	
Rochas da F. Calonda – areias e grés argilosos	2,06	2,69	12	1,36	26,5	380	

Designação da rocha	Propriedades físicas - mecânicas do minério							
	N	Volume específico (γ)	Peso Especifico (γ)	ω	C	ϕ	E	ν
Dilúvio - eluvial Argila arenosa e argila, camada de argilas da formação Calonda	17	1,79	2.71	18	0,062	18°	12	0.35
Kimberlito autolito brecha baixa e pouca resistente, amolece	25	2.0-2.28	2.77	2.0-15	0.13-0,29	40°		
Kimberlito autolito brecha meio resistente e sólida, não se amolece	15	2.47-2.63	2.77	1.0-3.0	0.08	40°		
Tufo grés, tufo aleuvrolito e tufo c/cascalho	3	2.17	2.90	7.0	0.065	28°		
Kimberlito Porfírio alterado, pouco resistente	14	2.02-2.10	2.71	5.0-9.0	0.027	40°		

Kimberlito Porfírio meio resistente, amolece	14	2.64	2.71	4.0	0.076	39°		
Kimberlito Porfírio resistente, não amolece	14	2.80	2.91	2.0	0.24	40°		
Gnaisses meio resistente, não amolece	4	2.77	2.90	1.0	0.95	32°		
Gnaisses resistentes	17	2.74	2.92	1.0	2.28	38°		
Gnaisses e Diorite muito resistentes	2	2.91	3.07	1.0				

N -Quantidade examinada, Un. γ (v) – Peso volumétrico de rochas, T/M3 γ (p) - Peso específico de rochas, T/M3 ω -Humidade natural da rocha, %	C- Fricção, T/m² ϕ - Ângulo de fricção interna, (°) E -Modulo de deformação total, T/m². ν - Coeficiente de Poisson
--	---

Fonte: Departamento de Geologia de Produção-Projecto Lunhinga.

3-Principais Parâmetros técnicos do caminhão Komatsu HM400-3R

CAMINHÃO KOMATSU HM400-3R	
Principais parâmetros técnicos	Valor
Largura (m)	3,45
Comprimento (m)	11,1
Altura da parte de frente-cabine (m)	3,7
Altura da parte de trás-caçamba (m)	3,2
Capacidade de carregamento (t)	40
Volume da caçamba (m ³)	24
Capacidade do tanque de combustível (L)	500

Fonte: Fonte: Adaptado dos dados fornecidos a partir no Projecto Lunhinga

4-Principais Parâmetros técnicos da escavadeira hidráulica Komatsu PC850-8R1

ESCAVADEIRA HIDRAULICA KOMATSU PC8500-8R1	
Principais parâmetros técnicos	Valor
Comprimento da lança (m)	8,2
Comprimento do braço (m)	3,6
Capacidade do balde (m ³)	4,1
Capacidade do tanque de combustível (L)	960

Fonte: Adaptado dos dados fornecidos a partir no Projecto Lunhinga.

5-Principais Parâmetros técnicos da Buldozer Komatsu D275D-5

BULDOZER KOMATSU D275A-5	
Capacidade de despejo (m ³)	LH-16,5
	SAE-13,7
Peso (kg)	45370
Comprimento total (mm)	4300
Altura máxima de levantamento da lâmina (mm)	1450
Pressão do solo (Kg/cm ²)	1,06

Fonte: Adaptado dos dados fornecidos no Projecto Lunhinga.

6- Kimberlitos de bacias hidrográficas de Angola e respectivos teores.

Bacia hidrográfica do Luachimo	Teor médio ct/m ³	Bacia hidrográfica do Chicapa	Teor médio ct/m ³
Caixepa	0,24	Camafuca-Camazambo	0,25
Camutué I	0,20	Chihungo	0,78
Capombo	0,13	Caquele	0,20
Sangamina	0,10	Caindjamba	0,50
		Camuanzanza	0,69
		Camatchia (Luó)	0,89
		Camagico (centro)	0,89
		Lunhinga II	0,20
		Catoca	1,29
		Nachitango II	0,18

Fonte: Parra, 1995.



7- Manutenção da bomba KSB. Fonte: Autor



8- Zona de mineração com taludes de solos inconsistentes a desabar. Fonte: Autor.

Flygt 2250.011 DEWATERING PUMP 50 Hz

Flygt 2250.011
Submersible pump for dewatering building yards, draining water in flooded areas and other similar applications. The pump can handle water containing relatively abrasive solids.

Designation		2250.011
Product code	Installation	S
Impeller construction	Motor type	MT, IET
Shaft height construction	Motor speed	50 Hz, 10°

Process data		
Liquid temperature	max	+40° C
Depth of immersion	max	30 m
The pH of the pumped liquid		pH 5 - 9
Liquid density	max	1100 kg/m ³
Suction hole size		15 mm x 45 mm

Motor data		
Submersible 3-phase induction motor	Speed	50 Hz
Insulation class		F (110° C)
Voltage variation	max	± 5%
Frequency variation	max	± 10%
Intermittent running	max	5%
Voltage imbalance between phases	max	1%
No. of start-ups	max	15

Monitoring equipment		
Thermal protection		
Overload protection		

Cable		
Construction		NUSSAR®

Material		
Outer casing		Aluminum
Impeller		Alloyed white cast iron
Wear parts		Natural rubber
Stator housing		Aluminum
Stator		Steel
Shaft		Stainless steel
IC 00595		70/70 rubber

Mechanical face seals		
Impeller		Corrosion resistant cemented carbide
Stator		Corrosion resistant cemented carbide

Weights		
Total (exc. cable)		340 kg

Options		
Polyurethane-lined wear parts		POLYURE®
2-core motor cable with coupling A*		
Various cable sizes		
Vertical cable size		
Tandem construction		

Accessories		
2-core, 3-core connections and other mechanical accessories		
Electrical accessories such as pump controller, control panels, starters, monitoring relays, cables		

Rating		
Rated output		54 kW
Speed at 50 Hz		1420 rpm

Voltage (V)	Rated current (A)	Starting current (A)
2000	203	1174
2200	181	930
2300	164	824
4400	91	505
5500	74	416

xylem
Let's Solve Water
www.flygt.com
www.xylem.com

© 2012 Xylem Inc. All rights reserved. Flygt is a trademark of Xylem Inc. or one of its subsidiaries.

9- Características da bomba submersível flygt 2250011. Fonte: Projecto Lunhinga.