



UNIVERSIDADE AGOSTINHO NETO

FACULDADE DE ENGENHARIA

FEUAN

DEPARTAMENTO DE MINAS



TRABALHO DE FIM DE CURSO PARA A OBTENÇÃO DO GRAU DE LICENCIATURA EM

ENGENHARIA DE MINAS REALIZADO POR:

ANTÓNIO DAVID PASCOAL

EVARISTO DUMBI

**CONTRIBUIÇÕES PARA À AVALIAÇÃO DA EFICIÊNCIA TECNOLÓGICA NA
INSTALAÇÃO DE PRÉ-TRATAMENTO DE DEPÓSITOS PRIMÁRIOS DE DIAMANTES DA
MINA DE CATOCA - AVALIAÇÃO DAS PERDAS**

LUANDA

SETEMBRO DE 2017

UNIVERSIDADE AGOSTINHO NETO

FACULDADE DE ENGENHARIA

DEPARTAMENTO DE MINAS

**CONTRIBUIÇÕES PARA À AVALIAÇÃO DA EFICIÊNCIA TECNOLÓGICA NA
INSTALAÇÃO DE PRÉ-TRATAMENTO DE DEPÓSITOS PRIMÁRIOS DE DIAMANTES DA
MINA DE CATOCA – AVALIAÇÃO DAS PERDAS**

Trabalho de fim de Curso apresentado à Universidade Agostinho Neto, Faculdade de Engenharia, Curso de Minas, como parte dos requisitos para a obtenção do grau de licenciatura em engenharia de minas.

Apresentado por: António David Pascoal, Nº 94127 & Evaristo Dumbi, Nº 94153

Orientador: Prof^o. Eng.^o Jorge Amadeu Simões

Co-orientadora: Prof^a. Dr.^a Alice de Ceita e Almeida

Orientadores na SMC: Eng.^o Francisco Baptista

Técnico de Tratamento de Minério: Simony Gomes

LUANDA

SETEMBRO DE 2017

ANTÓNIO DAVID PASCOAL

EVARISTO DUMBI

**CONTRIBUIÇÕES PARA À AVALIAÇÃO DA EFICIÊNCIA TECNOLÓGICA NA
INSTALAÇÃO DE PRÉ-TRATAMENTO DE DEPÓSITOS PRIMÁRIOS DE DIAMANTES DA
MINA DE CATOCA – AVALIAÇÃO DAS PERDAS**

Este Trabalho foi submetido, como parte dos requisitos necessários à conclusão do Curso em Engenharia de Minas, outorgado pela Universidade Agostinho Neto, sob orientação dos Professores Jorge Simões e Alice de Ceita, e encontra-se à disposição dos interessados na biblioteca da instituição referida.

A citação de qualquer trecho deste estudo é permitida, desde que seja feita em conformidade com as normas da ética científica.

Aprovado em: ____/____/____

Banca Examinadora. Aprovado por:

(Presidente do Júri)

(1º Vogal)

(2º Vogal)

(Orientador)

(Coorientadora)

AGRADECIMENTOS

Agradecemos à Deus pelo dom gratuito da vida e por ter-nos concedido saúde, sabedoria e discernimento na elaboração e conclusão deste trabalho e por permitir que o mesmo fosse realizado. Seguidamente agradecer às nossas famílias no geral, especialmente aos nossos pais “Justino Dumbi e Rosalina Evaristo” e “Paulo Pascoal e Fátima David”, pelo apoio incondicional e que de uma forma muito singular tornam propício a nossa formação, e de forma incansável nos têm prestado muita atenção.

Aos nossos Professores e Orientadores da Universidade Agostinho Neto, Faculdade de Engenharia Departamento de Minas, Prof^o. Jorge Simões e à Prof^a. Alice de Ceita, em seguida à Direcção geral da Sociedade Mineira de Catoca bem como aos responsáveis e funcionários dos departamentos de Sustentabilidade, Geologia, Mineração, Metalurgia e ao Sector Academia Catoca por terem anuído a nossa solicitação de estágio.

Aos professores do Departamento de Engenharia de Minas da UAN, pela amizade simpatia habilidades e conhecimentos demonstrados ao longo deste percurso académico desde o ciclo básico ao ciclo de especialidade e pelos esforços, trabalho árduo e exemplar na formação de engenheiros competentes para o desenvolvimento desta nação “angolana”.

Por último e não menos importante aos nossos Colegas da FEUAN Departamento de Minas especialmente à turma do 5º Ano geração 94 (2012) e a todos aqueles que directa ou indirectamente ajudaram e participaram na realização deste trabalho.

Dedicamos este trabalho especialmente aos nossos pais “Justino Dumbi e Rosalina Evaristo”; “Paulo Pascoal e Fátima David”. Aos nossos irmãos «Lázaro Dumbi, Óscar Dumbi, Jocelina Dumbi e Estefânia Dumbi» e «Marcelina David e Teresa Paulo». Ao filho e companheira de Evaristo Dumbi “Osvaldo Dumbi e Luzia Banvo” respectivamente; pelo apoio constante ao longo da nossa formação por acreditarem na realização deste sonho, por nos ajudarem a reduzir cada vez mais a distância que nos separa das coisas que almejamos.

«Com **Deus** até a rocha mais dura, “força de coesão $c \gg 1$ ”, torna-se autodesintegrável “Índice de Bond $Wi \ll 1$ ”, tanto é que confie em **Deus** e faça o bem».

Os autores

RESUMO

A visão e missão do Governo Angolano consistem em conseguir a revitalização da indústria mineira e um desenvolvimento mineiro sustentável, através da diversificação no aproveitamento dos recursos minerais, de modo a ter em Angola, um sector Mineiro forte, eficiente e competitivo, que possa contribuir de modo significativo para arrecadação de receitas para os cofres do Estado, contribuindo desta forma para o desenvolvimento sócio- económico do País.

Angola dispõe de vastas e diversificadas potencialidades em recursos minerais e dentre estes destacam-se os diamantes, rochas ornamentais, agro-minerais, minerais industriais, materiais de construção de origem mineira, ouro, minério de ferro e manganês, minérios de cobre, etc.

O sector mineiro constitui uma das principais áreas estratégicas da economia nacional, capaz de prestar um valioso contributo para o desenvolvimento económico e social do País. Angola é o quinto maior produtor mundial de diamantes, e estudos indicam que provavelmente o maior kimberlito do mundo (Chaminé Luele) encontra-se no território Angolano. O diamante é considerado o segundo produto mais importante nas exportações do país, depois do petróleo. Portanto é importante abordar as diversas fases de beneficiamento de um minério diamantífero primário (Kimberlito), de modo a se ter noção de toda a cadeia de processos do que resulta a extração de diamantes.

Assim sendo o Tratamento de Minério é de extrema importância pois engloba processos físicos e/ou físico-químico para libertar os constituintes minerais e separá-los, de modo a dar valor ao mineral útil. O beneficiamento do diamante na SMC é feito por um conjunto de equipamentos e processos complexos dimensionados de modo a trabalharem de maneira sistemática e organizado. Este trabalho tem como objectivo contribuir na avaliação dos processos tecnológicos da Central de tratamento I de Catoca abordando uma metodologia ou estratégias que podem ser empregues na perspectiva de melhorar a eficiência da instalação de pré-tratamento. Assim, este trabalho apresenta uma metodologia (conjunto de procedimentos) e contribuições que se pode utilizar para se melhorar a eficiência tecnológica da secção de pré-tratamento.

Palavras-chave: Central de Tratamento de Minério; Rochas kimberlíticas; Fases de Tratamento; Processos tecnológicos; Eficiência tecnológica.

ABSTRACT

The vision and mission of the Angolan Government is to achieve the revitalization of the mining industry and a sustainable mining development through diversification in the use of mineral resources, so as to have a strong, efficient and competitive mining sector in Angola that can contribute A significant way to collect revenues for the state's coffers, thus contributing to the socio-economic development of the country.

Angola has vast and diversified potentialities in mineral resources, among which diamonds, ornamental rocks, agro-minerals, industrial minerals, building materials of mining origin, gold, iron ore and manganese, copper ores, and so on stand out.

The mining sector is one of the main strategic areas of the national economy, capable of making a valuable contribution to the country's economic and social development. Angola is the world's fifth largest producer of diamonds, and studies indicate that probably the largest kimberlite in the world (Chaminé Luele) is in the Angolan territory. The diamond is considered the second most important product in the country's exports, after oil. Therefore, it is important to address the various phases of processing a primary diamond ore (Kimberlite), so that the entire process chain is understood as the result of the extraction of diamonds.

Therefore, Ore Treatment is of extreme importance because it encompasses physical and / or physico-chemical processes to release the mineral constituents and separate them, in order to give value to the useful mineral. Diamond processing at SMC is done by a complex set of equipment and processes designed to work in a systematic and organized manner. The objective of this work is to contribute to the evaluation of the technological processes of Catoca Treatment Plant I, addressing a methodology or strategies that can be employed with a view to improving the efficiency of the pretreatment plant. Thus, this work presents a methodology (set of procedures) and contributions that can be used to improve the technological efficiency of the pretreatment section.

Keywords: Ore Treatment Center; Kimberlitic rocks; Treatment Phases; Technological processes; Technological efficiency.

ÍNDICE GERAL

AGRADECIMENTOS	iii
RESUMO	vi
ABSTRACT	vii
LISTA DE ABREVIATURAS, SIGLAS E TERMOS USADOS	xv
INTRODUÇÃO.....	1
CAPÍTULO I	2
1.GENERALIDADES	3
1.1.FORMULAÇÃO DO PROBLEMA	5
1.2.OBJECTIVOS	5
1.2.1.OBJECTIVOS GERAIS	5
1.2.2.OBJECTIVOS ESPECÍFICOS	5
1.3.MOTIVAÇÃO	6
1.4.METODOLOGIA.....	7
1.5.CRONOGRAMA	8
CAPÍTULO II.....	9
2.CARACTERIZAÇÃO DA MINA DE CATOCA.....	10
2.1.SOCIEDADE MINEIRA DE CATOCA	10
2.1.1.Localização geográfica.....	11
2.1.2.Vias de acesso	12
2.1.3.Clima, Flora e a Fauna	12
2.1.4.Hidrografia.....	13
2.2.GENERALIDADES SOBRE A MINA DE CATOCA	14
2.3.ESTRUTURA GEOLÓGICA DA REGIÃO.....	17
2.4.ESTRUTURA GEOLÓGICA DO JAZIGO	18

2.5.COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA DO JAZIGO	19
2.5.1.Distribuição de diamantes no corpo mineralizado	21
2.5.2.Rochas encaixantes.....	21
CAPÍTULO III.....	23
3.FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA.....	24
3.1.Breves considerações sobre tratamento de minérios	24
3.2.Classificação	25
3.2.1.Classificadores Espirais.....	26
3.2.2.Eficiência de Classificadores Mecânicos ou Espirais	31
3.3.Crивagem	32
3.3.1.Crivos Horizontais e Inclınados.....	33
3.3.2.Dimensionamento de Crivos.....	35
3.3.3.Eficiência da Crивagem.....	36
3.4.Separação em Luminescência de RX.....	39
3.4.1.Sistemas principais de separadores	40
3.4.2.Classificação dos Separadores	41
CAPÍTULO IV	43
4. CONTRIBUIÇÕES PARA À AVALIAÇÃO DA EFICIÊNCIA DOS PROCESSOS TECNOLÓGICOS DA CENTRAL I DA MINA DE CATOCA	44
4.1.DESCRIÇÃO DAS DIVERSAS FASES DE TRATAMENTO DO MINÉRIO NA CENTRAL I	45
4.1.1.PRÉ-TRATAMENTO	46
4.1.2.ENRIQUECIMENTO	52
4.1.3.ACABAMENTO	56
4.2.EFICIÊNCIA TECNOLÓGICA DA INSTALAÇÃO DE PRÉ-TRATAMENTO	59
4.2.1.Primeira Parte da avaliação da eficiência tecnológica	59
4.2.1.1.Avaliação das amostras dos classificadores	61

4.2.1.2.Avaliação das amostras dos crivos da secção de pré-tratamento	63
4.2.1.3.Avaliação das amostras dos crivos que alimentam a secção de enriquecimento	69
4.2.1.4.Avaliação das amostras das Jigas	70
4.2.2.Segunda Parte da avaliação da eficiência tecnológica	72
4.2.2.1.Redimensionamento do Classificador	72
4.2.2.2.Redimensionamento do Crivo	76
CAPÍTULO V	80
5.CONTROLO GEOAMBIENTAL DA BACIA DE CONTENÇÃO DOS REJEITADOS DE CATOCA ...	81
5.1.Breves sobre o Ambiente, Higiene e Segurança da SMC	81
5.2.Bacia de Rejeitados de Catoca	82
5.2.1.Controlo Geotécnico	84
5.2.2.Controlo Ambiental	85
5.2.3.Monitorização por Instrumentos	85
CAPÍTULO VI	87
6.CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES	88
6.1.Conclusões	88
6.2.Recomendações	91
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	92
ANEXO A	94
ANEXO B	102
APÊNDICE	107

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Localização geográfica da Mina de Catoca	11
Figura 2: Flora da região de Saurimo	12
Figura 3: Pedregais do rio Chicapa.....	14
Figura 4: Chaminé de Catoca, modelo tridimensional dos blocos de reserva.....	18
Figura 5: Fundamento de classificação	26
Figura 6: Configurações do tanque.....	27
Figura 7: Número de espirais em torno do eixo	27
Figura 8: Diferentes imersões da espiral	28
Figura 9: Classificador em regime de classificação	29
Figura 10: Classificador em regime de corrente	30
Figura 11: Curvas de partição.....	31
Figura 12: Representação de um Crivo vibratório.....	33
Figura 13: Esquema simplificado do separador de RX	40
Figura 14: Aspecto externo do MC com portas parcialmente abertas	41
Figura 15: Central I de tratamento de minérios da Mina de Catoca.....	44
Figura 16: Localização da Central de tratamento I da Mina de Catoca	45
Figura 17: Descarregamento do Minério na tremonha por Camiões	47
Figura 18: Descarregamento do Minério com Pás - Carregadoras.....	47
Figura 19: Moinhos e Classificadores espirais do pré-tratamento da CT I.....	48
Figura 20: Crivos vibratórios do Pré-tratamento	50
Figura 21: Fluxograma "flowsheet" da Fase de Pré-tratamento da CT I da Mina de Catoca	51
Figura 22: Fluxograma "flowsheet" da Fase de Enriquecimento da CT I da Mina de Catoca	55
Figura 23: Fluxograma "flowsheet" da Fase de Acabamento da CT I da Mina de Catoca.....	58
Figura 24: Pontos de recolha das amostras e os resultados da análise granulométrica	60

Figura 25: Representação esquemática para o dimensionamento do Classificador.....	73
Figura 26: Representação esquemática para o dimensionamento do Crivo.....	76
Figura 27: Proteção dos taludes da bacia de rejeitados da SMC	83
Figura 28: Deposição dos rejeitados da central de tratamento	84
Figura 29: Esquema metodológico de controlo geoambiental da bacia de rejeitados de Catoca	86

LISTA DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Cronograma do trabalho de fim do Curso	8
Gráfico 2: Sócios da Empresa de Catoca	10
Gráfico 3: Curva granulométrica do transbordo dos classificadores	62
Gráfico 4: Curva granulométrica do primeiro estágio de crivagem	64
Gráfico 5: Características granulométricas da alimentação ao 1º deck de crivagem	65
Gráfico 6: Curva granulométrica do segundo estágio de crivagem	66
Gráfico 7: Características granulométricas da alimentação ao 2º deck de crivagem	67
Gráfico 8: Curva granulométrica das amostras recolhidas no undersize dos crivos	70
Gráfico 9: Curva granulométrica das amostras recolhidas no rejeitado das Jigas	72

LISTA DE TABELAS

Tabela 1: Resultados dos primeiros trabalhos de prospecção.....	15
Tabela 2: Resultados da revisão dos trabalhos de prospecção.....	15
Tabela 3: Resultados da prospecção de um bloco com parâmetros discretos	16
Tabela 4: Resultados dos primeiros trabalhos de otimização	16
Tabela 5: Resumo de caracterização mineralógica da chaminé kimberlítica de Catoca	22
Tabela 6: Características dos separadores.....	42
Tabela 7: Resultados da análise granulométrica das amostras do transbordo dos classificadores.....	61
Tabela 8: Resultados da análise granulométrica no “deck” de 13 mm	63
Tabela 9: Distribuição granulométrica de alimentação ao 1º deck.....	65
Tabela 10: Resultados da análise granulométrica no “deck” de 6 mm	66
Tabela 11: Distribuição granulométrica de alimentação ao 2º deck.....	67
Tabela 12: Resultados da análise granulométrica no undersize dos crivos.....	69
Tabela 13: Resultados da análise granulométrica feita no rejeitado das Jigas.....	71
Tabela 14: Características do classificador por selecionar	74
Tabela 15: Características do equipamento em uso com o proposto	75
Tabela 16: Velocidade de escoamento de oversize dos crivos.....	78
Tabela 17: Algumas características do crivo em uso com o proposto	79

LISTA DE ABREVIATURAS, SIGLAS E TERMOS USADOS

Água Tecnológica: Água recirculada proveniente da captação na bacia do Luite, mantida num circuito fechado que alimenta continuamente a central de tratamento.

AIF-2: Areias interformacionais

ART: Formações artificiais

Avaliação: Apreciação ou estimação teórica e/ou prática para se determinar a aptidão, o mérito ou o valor de uma determinada operação, neste caso, da secção de pré-tratamento.

BC: Bloco de comando

BCT: Bloco de comando de tubo

BKA: Brechas kimberlíticas autolíticas

BKM: Brechas kimberlíticas com a textura maciça do cimento

BKMM: Brechas kimberlíticas micáceas com textura maciça do cimento

BTK: Brechas tufáceas kimberlíticas

Bunker: (Termo técnico utilizado na Central 1 da Mina de Catoca) recipiente de recepção e acumulação do minério proveniente de diversos pontos para alimentação de outros equipamentos.

CAN: Conversor analógico-numérico

CF: Chave de força

CNA: Conversor numérico-analógico

CFI: Canaleta formadora inclinada

CH: Sedimentos terrígenos do sistema Calahári

Chiber: (Termo técnico utilizado na Central 1 da mina de Catoca) válvula que serve para abrir ou fechar aumentar ou diminuir a alimentação a um determinado equipamento (p.ex. classificador, jigas, etc.).

CT: Central de Tratamento

DDS: Dialogo Diário de Segurança

Divisor de material: (Termo técnico utilizado na Central 1 da Mina de Catoca) dispositivo usado para dividir e/ou regular a quantidade de material.

Divisor de polpa: (Termo técnico utilizado na Central 1 da Mina de Catoca) recipiente encontrado na fase do enriquecimento que recebe a polpa proveniente do Pré-tratamento para alimentá-la de forma dividida nos crivos.

E: Eficiência

Eficiência: Medida da estimativa de um parâmetro que de forma genérica mede o grau de perfeição com o qual se realiza uma certa operação

e.m.g: espécie mineralógica de ganga

e.m.u: espécie mineralógica útil

EPI: Equipamento de Proteção Individual

Espigote: É a técnica de deposição dos rejeitados através de uma válvula de descarga em intervalos regulares, utilizada para obter um fluxo menos uniforme de rejeitados com tendência de criar uma praia uniforme.

FAAV: Fonte de alimentação de alta voltagem

FD: Fotodetectores

FEUAN: Faculdade de Engenharia da Universidade Agostinho Neto

FM: Fotomultiplicadores

i.e.: Isto é

IHM: Interface homem-máquina

LRX: Luminescência em Raios X

MC: Máquina de Classificação

MD: Meio Denso

MGM: Ministério da Geologia e Minas

MIK: Minerais indicadores de kimberlitos

NRM: Normas Reguladoras de Mineração

OGE: Orçamento Geral do Estado

r : percentagem de material passante presente no produto retido.

ROM: (Run of Mine) Minério vindo da Mina

Rpm: Rotações por minutos

RVS: Rochas Vulcanogénico-sedimentares.

RX: Raios X

SMC: Sociedade Mineira de Catoca

T.Q: Tal qual

***Vibromech*:** Expressão utilizada na CT I da mina de Catoca para referir-se aos Crivos vibratórios da fase de pré-tratamento e de enriquecimento.

ZT: Rochas kimberlíticas da zona de transição

ZX: Zona Xenolítica

(``): Polegadas

INTRODUÇÃO

O presente trabalho representa o resultado de estudos feitos na Sociedade Mineira de Catoca (SMC), devendo expressar conhecimentos da área de Tratamento de Minérios ministrado no Curso Superior de Engenharia de Minas da Universidade Agostinho Neto e nele encontram-se os resultados das pesquisas feitas ao longo do referido estudo de caso. Está subdividido em seis (6) capítulos.

Inicialmente apresentam-se os motivos, as razões que ensejaram a pesquisa bem como a relevância técnica, científica, social e pessoal da pesquisa (do tema em si) e os resultados (objectivos) que se esperam alcançar da mesma. Seguidamente no capítulo dois (2), apresenta-se de forma resumida uma caracterização do campo de estágio, fazendo uma breve introdução sobre a SMC, abordando questões como: localização geográfica, geologia regional, composição mineralógica do Kimberlito de Catoca dentre outras questões relacionadas e posteriormente no capítulo três (3) faz-se uma abordagem teórica e sucinta fundamentalmente às principais operações do pré-tratamento de minérios que existem na Central de tratamento 1 de Catoca com o objectivo de se perceber a sua influência na eficiência e facilitar a compressão do seu esquema tecnológico.

No capítulo quatro (4) fala-se daquilo que é o escopo deste trabalho de investigação, isto é, a avaliação dos processos tecnológicos da secção de pré-tratamento da Central de tratamento 1 de Catoca e em seguida no capítulo cinco (5) faz-se uma descrição da metodologia ambiental da bacia de contenção de rejeitados de Catoca.

Finalmente no capítulo seis (6) faz-se uma recapitulação sintética da temática e dos objectivos bem como dos resultados oriundos da discussão apresentada no desenvolvimento do trabalho, mostrando ter-se conseguido alcançar os objectivos preconizados inicialmente, bem como algumas sugestões e recomendações resultantes das observações minuciosas durante a realização do estágio e da monografia.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES SOBRE O TRABALHO

1. GENERALIDADES

O kimberlito é uma rocha ígnea intrusiva, um peridotito composto por olivina (normalmente serpentinizada) com quantidades variáveis de flogopita, ortopiroxênio, clinopiroxênio, carbonatos e cromita. Os kimberlitos são um grupo de rochas ultrabásicas ricas em elementos voláteis (principalmente dióxido de carbono).

Os kimberlitos são a mais importante fonte de diamantes, porém sua existência só se tornou conhecida no ano de 1866. Os depósitos da região de Kimberley na África do Sul foram os primeiros reconhecidos e deram origem ao nome. Os diamantes de Kimberley foram encontrados originalmente em kimberlito laterizado.

O nome diamante vem do grego “Adams” e significa indomável, indestrutível, apesar desse último conceito ser enganoso, pois mesmo sendo a substância mais dura que se conhece, é quebradiço ao choque do martelo. Segundo Barbosa (1991), o diamante é conhecido desde o século XVI a.C., ainda Chaves e Chambel (2003) afirmam que os nativos hindus conheceram a pedra no século VIII a.C. e introduziram a medida de peso “quilate”.

Algumas *propriedades físicas e químicas relevantes do diamante* que se pode citar são a sua dureza de 10, isto é, o diamante é o mineral que apresenta maior dureza na escala de *Mohs*, ou seja, não pode ser riscado por nenhum outro mineral ou substância que possua uma dureza inferior a 10. Esta é a característica física mais conhecida do diamante e “*é a base das principais aplicações na indústria*”. No entanto, é muito frágil, pois possui clivagem octaédrica perfeita {111}. A propriedade que exerce maior influência no valor estético é o Índice de Refração (2,417 á 2,419), essa propriedade e sua dureza fazem do diamante a gema mais valiosa. O seu brilho é adamantino (não metálico) devido a esse índice, pois todos os minerais com índice de refração maior ou igual a 1,9 possuem este brilho. Sua Densidade varia entre 3,47 á 3,55 g/cm³, sua Composição é o Carbono Cristalizado cuja fórmula química é *C*, os diamantes têm uma vasta variedade de cores (Incolor, amarela, verde, azul, cinza, laranja, rosa, vermelho, roxo, preto, violeta e branco) que depende da faixa espectral, da natureza da luz, da concentração do “centro de cor”, entre outros. Os diamantes podem apresentar fluorescência ou fosforescência quando expostos à luz ultravioleta. A fluorescência pode influenciar as cores percebidas e apenas raríssimos diamantes apresentam fosforescência. Esta última, é uma das propriedades diferencial usada para a concentração do diamante dos que não o são, como será abordada no capítulo quatro sobre as fases do tratamento de minério.

Quanto a utilidade do diamante é de realçar que oitenta por cento dos diamantes são usados na indústria. O diamante é um material industrial fundamental, pois têm características únicas, é usado para cortar, moer e lustrar, bem como para lentes, chips de computador, e lâminas, algumas usadas na cirurgia crítica. Mas suas aplicações crescem rapidamente.

O diamante industrial é principalmente usado na perfuração e corte na pesquisa mineral, na engenharia civil e mecânica devido a sua grande dureza e resistência, é um abrasivo de alta qualidade e usado como ferramentas de talha. Podem ser usados para cortar, tornear e furar alumina, quartzo, vidro e artigos cerâmicos. O pó de diamante é usado para polir aços e outras ligas. Apesar de ser um mineral de valor elevado, sua grande durabilidade e ação rápida do corte, compensam seus custos.

O diamante gema provoca um enorme fascínio sobre as pessoas e é a gema preferida pelo público. São montados em metais preciosos e/ou em associação com outras gemas, eles são adquiridos como investimento e também por exibição de posição social.

Os factores que condicionam a classificação dos diamantes lapidados são os 4 “Cs”: Carat Weight (peso em quilate), Colour (cor), Clarity (pureza) e Cut (lapidação). Os preços podem ser estabelecidos de formas variadas devido a outros factores como: distância do local de produção aos centros de consumo, situação político-económica do país produtor e a diversidade de procedência das gemas. Quanto maior o peso, maior o valor unitário dos diamantes. A unidade utilizada é o quilate métrico (ct) que equivale a 0,2g.

A importância do kimberlito para toda a sociedade fica clara quando se analisa o impacto que a descoberta de um kimberlito mineralizado causa sobre a economia das Províncias com regiões minerais, por exemplo a descoberta da “*chaminé kimberlítica do Luaxe*” pode colocar Angola como o País hospedeiro do maior Kimberlito mundial e um dos maiores produtores mundiais de diamantes.

A chaminé kimberlítica de Catoca é explorada a Céu Aberto, utilizando o método de exploração por bancadas. Já a recuperação de diamantes baseia-se na aplicação do método de tratamento de luminescência em raios X dos materiais diamantíferos, conforme abordada no capítulo quatro.

1.1. FORMULAÇÃO DO PROBLEMA

Segundo o relatório da OTK (Serviços de controlo técnico) da sociedade mineira de Catoca criado no ano de 1998 que tem como um dos objectivos controlar os processos tecnológicos na central de tratamento, apresentou-se as perdas de diamantes em quilates do mês de Agosto e acumulados desde o início do ano de 2016, em 3.231 e 16.227 respectivamente; considerando o preço médio do diamante por quilate de 92 dólares, corresponderia a uma perda aproximada de 297 mil dólares e 1,5 milhão de dólares, respectivamente.

Havendo necessidade de aumentar a eficiência no processo de tratamento de minérios diamantíferos de Catoca, *“Que metodologia pode ser empregada para melhorar a eficiência dos processos tecnológicos da secção de pré-tratamento, nomeadamente na Crivagem e Classificação”?*

❖ Caso de Estudo

Central de Tratamento I de Catoca, localizada na Província da Lunda Sul, Município de Saurimo.

❖ Hipóteses:

- ✓ Ao analisar-se a percentagem de material deslocado nos produtos de cada operação unitária, poder-se-á determinar a eficiência dos processos e melhorá-los;
- ✓ Ao propor-se o redimensionamento dos equipamentos poder-se-á melhorar a eficiência dos processos;
- ✓ Ao propor a correção das variáveis geométricas e operacionais que influenciam na redução da eficiência, pode-se melhorá-la;
- ✓ Proposta de um novo fluxograma de lavaria após avaliação do existente.

1.2. OBJECTIVOS

1.2.1. OBJECTIVOS GERAIS

Avaliar os processos tecnológicos da Central de tratamento I de Catoca.

1.2.2. OBJECTIVOS ESPECÍFICOS

- ❖ Conhecer a localização geográfica do Empreendimento;
- ❖ Descrever a composição mineralógica dos produtos da alimentação ao tratamento;
- ❖ Descrever as fases de tratamento do minério diamantífero da Mina de Catoca;
- ❖ Avaliar a eficiência da Crivagem da secção do pré-tratamento;
- ❖ Avaliar os factores e variáveis operacionais que influenciam na redução da eficiência tecnológica nos processos do pré-tratamento do minério de Catoca;

1.3. MOTIVAÇÃO

O Sector Mineiro angolano constitui uma das principais áreas estratégicas da economia nacional, capaz de prestar um valioso contributo para o desenvolvimento económico e social do País. Angola é o quinto maior produtor mundial de diamantes, e estudos indicam que provavelmente o maior kimberlito do mundo (Chaminé Luele, que se encontra na concessão do Luaxe) encontra-se no território Angolano.

O diamante é considerado o segundo produto mais importante nas exportações do país, depois do petróleo, e actualmente observa-se uma forte pressão económica ao sector diamantífero devido a crise causada pela baixa cotação do barril de petróleo no mercado internacional.

É também digno de realce dizer que o Ministério da Geologia e Minas (MGM, 2005) definiu como objectivos estratégicos no domínio dos diamantes contribuir para o rápido, consistente e organizado desenvolvimento deste subsector diamantífero, de forma a incrementar o valor acrescentado nacional, no contexto de um “*cluster*” dos recursos minerais e da diversificação da economia nacional e contribuir para o desenvolvimento sustentável de Angola, e dentre os objectivos específicos evidenciou-se o asseguramento de uma exploração sustentável de diamantes, protegendo o meio ambiente. Para o efeito, afigurou-se necessário a “*adopção de métodos eficientes e actualizados*”, que permitem uma exploração racional.

Durante o tratamento do minério têm ocorrido perdas de diamantes devido a diversos factores tais como, ineficiências dos equipamentos, dos operadores e outros, o que torna necessário melhorar a eficiência tecnológica da instalação de modo a contribuir de maneira significativa para as receitas da empresa bem como reduzir as perdas de diamantes na CT I.

Este facto estimulou a desenvolver um tema dessa natureza, com vista a elucidar a respeito das diferentes tecnologias utilizadas para o beneficiamento do diamante em Angola bem como a sua eficiência, especificamente na central de tratamento I da SMC.

1.4. METODOLOGIA

A Metodologia é a explicação detalhada de toda ação a desenvolver durante o trabalho de pesquisa. Oliveira (2002) contribui, afirmando que método é um conjunto de regras ou critérios que servem de referência no processo de busca da explicação ou da elaboração de previsões, em relação a questões ou problemas específicos.

Desta forma o método é o conjunto de procedimentos e /ou caminho com o qual se atingem os objectivos ou explicações de um determinado problema. Do ponto de vista dos objectivos e do problema optou-se pelos seguintes tipos de pesquisas:

❖ Pesquisa Exploratória:

Visa proporcionar maior familiaridade com o problema com vistas a torná-lo explícito ou a construir hipóteses. Envolve levantamento bibliográfico; entrevistas com pessoas que tiveram experiências práticas com o problema pesquisado; análise de exemplos que estimulem a compreensão. Assumindo, em geral, as formas de Pesquisas Bibliográficas e Estudos de Caso.

❖ Pesquisa Descritiva:

Visa descrever as características de determinada população ou fenômeno ou o estabelecimento de relações entre variáveis. Envolve o uso de técnicas padronizadas de colecta de dados, tais como: questionário e observação sistemática.

Para atingir os objectivos do estudo, o desenvolvimento deste trabalho foi baseado na seguinte metodologia:

- ❖ Pesquisa bibliográfica relacionada aos principais conceitos de tratamento de minérios com principal incidência dos diamantes;
- ❖ Realização de estágio académico durante trinta dias na central de tratamento I da Sociedade Mineira de Catoca;
- ❖ Questionários e entrevistas com técnicos, operadores e chefes de secção e/ou departamentos;
- ❖ Observação e acompanhamento dos processos tecnológicos;
- ❖ Recolha de amostras nos produtos de classificadores (no *overflow*), crivos (no *oversize*) e nos rejeitados das jigas, para efeito de análise granulométrica;
- ❖ Dimensionamento dos equipamentos da secção de pré-tratamento (classificadores e crivos);
- ❖ Discussão e Análise dos resultados.

Limitação do Estudo

Algumas das razões que limitaram a atmosfera de pesquisa são:

- ❖ Impossibilidade de recolher amostras em todos pontos desejados nomeadamente: na alimentação e noutros produtos das operações unitárias.
- ❖ Impossibilidade de fotografar certos equipamentos da secção de Pré-tratamento que ilustrariam melhor a abordagem, como por exemplo a má estratificação das partículas durante a crivagem;
- ❖ Confidencialidade relacionada a algumas informações de natureza económica.

1.5. CRONOGRAMA

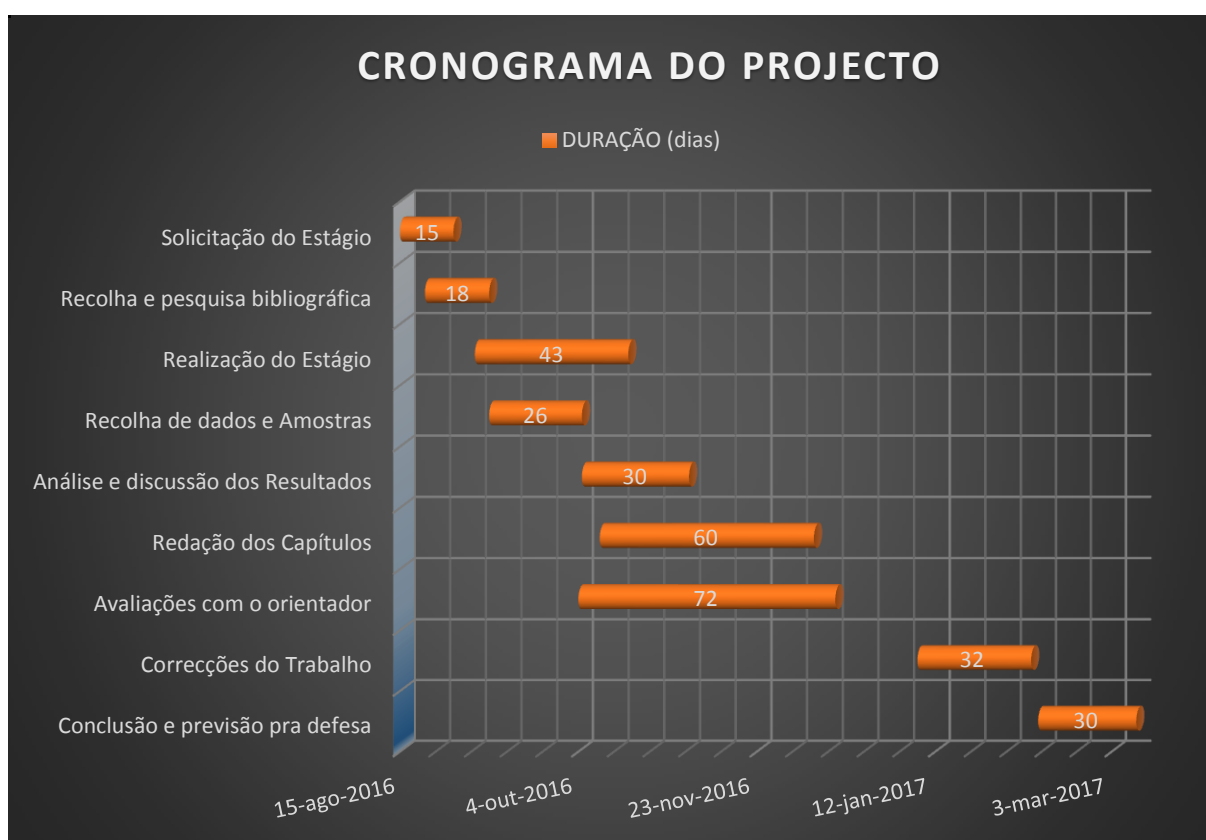


Gráfico 1: Cronograma do trabalho de fim do Curso

CAPÍTULO II

CARACTERIZAÇÃO DA MINA DE CATOCA

2. CARACTERIZAÇÃO DA MINA DE CATOCA

2.1. SOCIEDADE MINEIRA DE CATOCA

A Sociedade Mineira de Catoca (SMC) localizada na Província da Lunda Sul a 35 km de Saurimo, com Sede em Luanda – Talatona, é uma empresa de prospeção, exploração, tratamento e comercialização de diamantes, surgida da iniciativa do governo angolano de desenvolver o primeiro kimberlito, de direito angolano e capital misto. O gráfico abaixo mostra os sócios que formam a SMC.

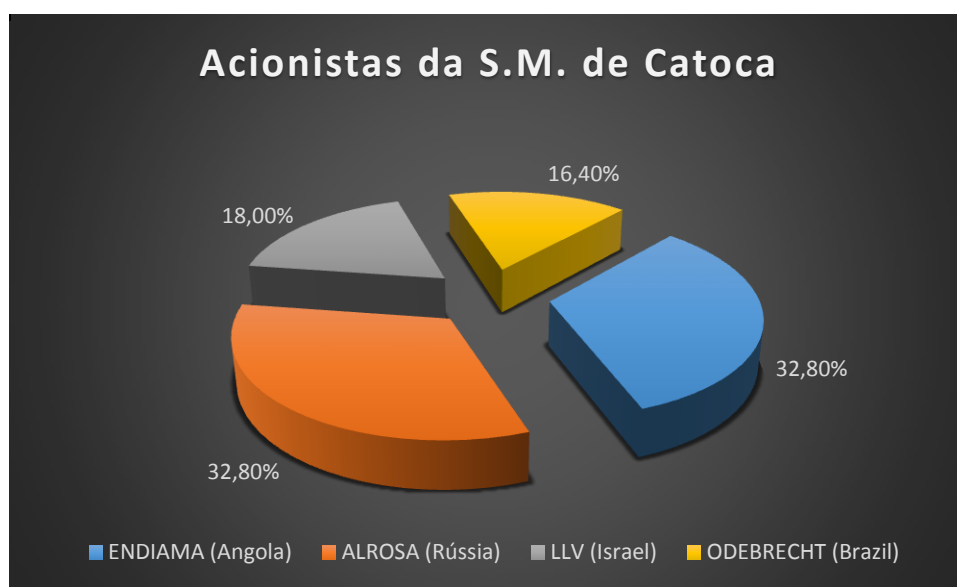


Gráfico 2: Sócios da Empresa de Catoca

A SMC é uma empresa cujo planeamento estratégico tem como:

- ❖ **Visão:** Recuperar de forma sustentável, reservas diamantíferas, assegurando que os produtos nacionais se distingam internacionalmente pelo seu valor e elevada qualidade, promovendo o desenvolvimento, a responsabilidade socioambiental e um clima organizacional positivo, assente em práticas seguras, valores e princípios éticos.
- ❖ **Missão:**
 - ✓ Estar entre as três (3) maiores Empresas diamantíferas do Mundo em facturação;
 - ✓ Aprofundar a cadeia de valor e diversificar a actividade (subproduto);
 - ✓ Inovar as tecnologias e técnicas produtivas, de forma a aumentar a produção e produtividade;
 - ✓ Expandir a área de actuação para além do território angolano.

2.1.1. Localização geográfica

Em termos administrativo-geográficos, a sociedade mineira de Catoca situa-se no Nordeste da República de Angola, na parte noroeste da província da Lunda Sul, e esta por sua vez faz fronteira a Norte com a província da Lunda Norte, a Sul com a província do Moxico, a Oeste com Malanje e Leste com a República Democrática do Congo. A SMC localiza-se próximo da cidade de Saurimo (Capital da província da Lunda Sul), numa distância de 35 km e cerca de 800 km de Luanda (conforme ilustrado na figura 1). O território da área de concessão da SMC encontra-se dentro da folha topográfica 121-SG34 (escala 1:1000000) do Cadastro Topográfico do Estado, numa região situada nos limites entre as Lundas Norte e Sul, e ocupa uma área de 340 km², delimitada pelas seguintes coordenadas geográficas:

- ❖ Longitudes Este (X): 20°15'00"; 20°24'15".
- ❖ Latitudes Sul (Y): 9°18'00"; 9°29'20".
- ❖ Altitudes (Z): 937 – 1005 m.



Figura 1: Localização geográfica da Mina de Catoca. Fonte: Relatório de Catoca (2001)¹

¹ Relatório Sobre os Resultados da Prospeção geológica Detalhada da Chaminé Kimberlítica de Catoca Realizada em 1995-2001. Vol. 1. 2001.

2.1.2. Vias de acesso

O acesso à região pode ser feito tanto por via aérea como terrestre. Por via aérea, utilizam-se aviões de grande e pequeno porte que aterram, respetivamente no aeroporto de Saurimo e aeroporto da mina de Catoca, e por via terrestre, através das estradas nacionais nº 180 que liga as cidades de Saurimo ao Dundu, e estrada nacional 230 entre as cidades de Malange e Saurimo (Lunda Sul).

O acesso ao campo de estudo é feito por uma via principal, asfaltada pela empresa Catoca, a partir do desvio da estrada nacional nº 180, no bairro do Zorro.

2.1.3. Clima, Flora e a Fauna

O clima da região é tropical, favorável para actividade agrícola, pecuária e pesca. A região apresenta as duas principais estações típicas durante o ano: a época das chuvas que perdura do final de agosto até os primeiros dias de maio, e a estação seca (cacimbo) que se prolonga de maio a agosto. A temporada mais chuvosa ocorre nos meses de novembro a março, na qual a estimativa da média anual para a precipitação atmosférica é de 1366 mm. Em relação à temperatura, ao longo do ano esta varia entre os 12°C de mínima e os 34°C de máxima. A média anual da humidade relativa é de 63%, onde dependendo dos anos, as direcções predominantes do vento podem variar de Norte a Nordeste e Sul para Sudoeste. Finalmente a velocidade média do vento cifra-se em 2.0 – 2.5 m/s, enquanto os valores máximos vão de 16.6 – 18.4 m/s.

Angola apresenta uma excepcional biodiversidade, devido à grande heterogeneidade de biomas nela representada. Inúmeros factores contribuem para essa grande diversidade de ambientes representados no país, entre eles, a posição geográfica intertropical, a grande variação nas altitudes e a grande variabilidade geológica.



Figura 2: Flora da região de Saurimo. Fonte: Relatório de Catoca (2001)

A combinação entre as diferentes condições climáticas e pedológicas produziram cenários biológicos extremamente diversos, compreendendo desde a densa floresta tropical até áreas desérticas. A vegetação da região de Saurimo (área de estudo) é representada por savana típica, estepe tropical com uma abundância de cobertura herbácea, raras árvores e arbustos que formam grupo espesso de plantas (moitas) nas bordas dos rios e vales.

Portanto, não apenas a cobertura vegetal da região, mas também sua fauna, se caracteriza pela grande diversidade de animais, assim a diversidade da fauna compreende mamíferos de grande porte, aves diversas, répteis, batráquios, peixes e numerosos grupos de vertebrados, tais como: o hipopótamo (*Hippopotamus amphibius*), a palanca-vermelha (*Hippotragus equinus*), a pacaça (*Syncerus caffer*), a eita tunganga (*Tragelaphus strepsiceros*), a quissema (*Kobus defassa*), o leão (*Panthera Leo*), a cabra-de-leque (*Antidorcas marsupialis*), o sacara (*Otocyon megalotis*), os mabecos (*Lycaon pictus*), a geneta (*Genetta angolensis*), o gato-bravo (*Felis silvestris*), o leopardo-caçador (*Acinonyx jubatus*), a hiena-castanha (*Parahyaena brunnea*), a galinha-do-mato (*Numida meleagris*), etc.

2.1.4. Hidrografia

A rede hidrográfica da região está orientada na direção norte, drena as suas águas para o rio Zaire, por intermédio do rio Kassai, um dos seus maiores tributários e cujos afluentes, alimentados por inúmeros sub-afluentes, atravessam a região de sul para o norte. Os principais afluentes do rio Kassai são, de oeste para leste, o Kuango, Cuilo, Luangue, Luxico, Chicapa, Luachimo, Chihumbe e seu afluente Luembe.

A chaminé de Catoca encontra-se na ladeira direita do vale de curso médio do rio Lova, um dos afluentes do rio Chicapa. O jazigo está situado numa caldeira erosiva natural, formada pelo riacho Catoca que ocorre acima da própria chaminé.

Os vales dos rios são abertos e têm formas de U e V. São rios de médio comprimento, frequentemente com pedregais, por isso são impróprios para navegação (conforme ilustrado na figura 3). Os rios, presente na área de concessão da sociedade mineira de Catoca, possuem recursos hídricos interessantes, destacando-se o rio Lova, que é utilizado para abastecimento de água potável. O rio Luite, que fica localizado na zona adjacente à bacia de contenção de rejeitados. O mais atractivo é o rio Chicapa, que corre ao longo do limite leste da concessão, e é utilizado para o aproveitamento hidroelétrico, fornecendo energia eléctrica para Catoca e à cidade de Saurimo. O caudal destes rios varia segundo as estações do ano. No período seco apresentam um caudal mínimo, enquanto no tempo chuvoso, o caudal aumenta consideravelmente.



Figura 3: Pedregais do rio Chicapa

2.2. GENERALIDADES SOBRE A MINA DE CATOCA

A chaminé de Catoca foi descoberta pelos garimpeiros em 1968, por uma “pluma” de diamantes encontrados nos sedimentos ribeirinhos do riacho Catoca e rio Lova. Segundo história “crença popular” Catoca significa “perdido, aquele que foi e não voltou”. Porque muitos garimpeiros sem condições de segurança acabavam escorregando e/ou morrendo nas escavações ou buracos feito por eles com o objectivo de encontrarem diamantes.

Logo após a descoberta da chaminé em 1968, a companhia DIAMANG desenvolveu na região e precisamente nessa ocorrência, os trabalhos de pesquisa geológica, tendo-os arrematado em 1972. No período de 1968 - 1969, aquela Companhia procedeu à avaliação do potencial diamantífero dos placers: os eluviais na superfície da chaminé e os aluviais nos vales do riacho Catoca, do rio Lova e os seus tributários – Luite e Camitongo.

Até ao ano de 1995, foram completamente extraídas, todas as reservas prospectadas nos pláceres da área do Lova, incluindo o plácer elúvio-aluvionário do riacho Catoca, que esse último formou na superfície dos kimberlíticos.

De acordo com o RELATORIO SOBRE OS RESULTADOS DA PROSPECÇÃO GEOLÓGICA DETALHADA DA CHAMINÉ KIMBERLÍTICA DE CATOCA, RELIZADA EM 1995-2001, tem-se a impressão de que, ao ter recebido os resultados preliminares da pesquisa geológica, a Companhia DIAMANG não atribuiu à chaminé de Catoca a importância dum objecto de exploração altamente eficiente. Julgando pelo direcionamento dos trabalhos que seguiram a pesquisa, não se revelou nenhum vestígio concreto de preparos para o desenvolvimento mineiro do jazigo, excepto o facto de a Cia. DIAMANG ter cadastrado (apesar do carácter preliminar e insuficiência dos materiais de pesquisa na chaminé de Catoca) os volumes abaixo, à título dos recursos potenciais:

Tabela 1: Resultados dos primeiros trabalhos de prospecção

Volume do minério	47,8 Milhões de m³;
Teor de diamantes	1,04 qlt/m ³ ;
Reservas de diamantes	49,7 Milhões de quilates.

Fonte: Relatório de Catoca (2001)

Em 1981 a ENDIAMA substituiu a DIAMANG na gestão das reservas nacionais de kimberlito e nessa mesma época, a Companhia MATS, a pedido da ENDIAMA, procedeu a uma revisão dos resultados da pesquisa geológica realizada pela antiga DIAMANG.

Quando da elaboração do Estudo de Viabilidade Técnico-Económica da 1ª etapa do projecto de aproveitamento dos kimberlitos de Catoca, os especialistas da APPC “IAKUTALMAZ” (estatal soviética especializada em projectos de mineração de diamantes, que manifestou interesse em participar na exploração, em Angola), fizeram também uma análise dos minerais preservados da pesquisa efectuada, tendo sido concluída a primeira revisão no período de 1985 – 1987, que confirmou os teores e a qualidade dos diamantes.

Em consequência dessa revisão, apareceram os seguintes parâmetros dos recursos potenciais no “pipe” Catoca:

Tabela 2: Resultados da revisão dos trabalhos de prospecção

Profundidade de avaliação (da superfície do corpo min.)	100 m;
Volume do minério	62 milhões de m ³
Teor médio de diamantes	1,13 qlt/m ³
Reservas de diamantes	70 milhões de quilates.

Fonte: *Idem*

Os especialistas da APPC “IAKUTALMAZ” fizeram também uma análise dos minerais preservados da pesquisa efectuada. Eles conseguiram destacar no jazigo um bloco com parâmetros mais discretos das reservas potenciais:

Tabela 3: Resultados da prospecção de um bloco com parâmetros discretos

Área da superfície	452 mil m²;
Volume do minério	32,6 milhões de m ³ (71,8 milhões de ton);
Teor médio de diamantes	1,2 qlt/m ³ (0,54 qlt/ton);
Reservas de diamantes	39,1 milhões de quilates.

Fonte: *Idem*

Este bloco foi reconhecido como aceitável para a exploração por uma empresa-piloto com uma capacidade de produção limitada, nas condições de mineração arriscada. Para a tomada de quaisquer outras decisões a respeito, precisava-se a execução da prospecção geológica detalhada.

A exploração do Kimberlito da Mina de Catoca teve o seu início aos 11 de Fevereiro de 1997, isto é, considera-se esta data como o dia da Mina de Catoca, com um tempo de vida inicialmente previsto para 40 anos até a profundidade de 400 m. Em 2011 foi elaborado novo projecto para optimização das condições técnicas-económicas de aproveitamento do jazigo, tendo como resultado os seguintes principais parâmetros:

Tabela 4: Resultados dos primeiros trabalhos de optimização

Profundidade de exploração	600 m
Período de exploração	2011 – 2034 anos
Tempo de vida útil	23 anos
Volume de minério (reservas de exploração)	207,3 ton
Volume de estéreis	159,4 m ³
Volume de massa mineira	254,9 m ³
Coefficiente de estéril	0,77 m ³ /ton

Fonte: *Idem*

2.3. ESTRUTURA GEOLÓGICA DA REGIÃO

A região da área de concessão (Lundas) é caracterizada por possuir poucos conhecimentos geológico-geofísicos. As resumidas características esboçadas da região, apresentadas abaixo, são baseadas nos dados disponíveis no Ministério de Geologia e Minas de Angola (Instituto Geológico de Angola), da sintetização e análise das publicações e arquivos técnicos relativos aos resultados de trabalhos executados por diversos projectos, empresas públicas e autores, no período até 1975. Complementados com as informações acerca das actividades de pesquisas geológicas realizadas durante 1978-1983, incluindo os resultados dos levantamentos aerogeofísicos, aerofotometria e levantamentos espaciais, considerando também a interpretação dos dados geológicos sobre as regiões vizinhas.

Em termos da estrutura tectónica, a região situa-se na parte Sudoeste do escudo cristalino Cassai, da idade arqueano-proterozoica, confinando com a parede da depressão meso-cenozoica do Congo.

Geomorfologicamente, o território da região está localizado na parte Leste do planalto da Lunda, onde estão desenvolvidas as rochas da capa de plataforma.

No Sector Angolano da Plataforma Africana, distinguem-se dois andares estruturais:

- 1) O inferior, representado por embasamento cristalino e composto por rochas do Arqueano e Proterozoico inferior;
- 2) O superior, representado por um complexo das rochas da capa de plataforma, do Proterozoico Superior, Paleozoico, Mesozoico e Cenozoico.

As numerosas ocorrências kimberlíticas da idade cretácica encontram-se na zona regional de fracturas abissais de Lucapa que tem a direcção submeridional e cuja extensão atinge 1.200 km, a largura sendo de 55-85 km. Na parte Sudoeste dessa estrutura, além dos kimberlitos, são muito frequentes os corpos tipo “pipe”, de carbonatitos e de rochas de composição alcalina. As chaminés kimberlíticas situam-se, por via de regra, nas zonas de cruzamento das fracturas regionais bissetimáticas. A primeira tem a direcção Nordeste, a segunda está direccionada a Noroeste. O território mais estudado em termos de revelação dos corpos kimberlíticos e avaliação das perspectivas das mesmas é a área que se estende ao longo dos rios Luembe, Chiumbe, Luachimo e Chicapa. Estruturalmente, essa região abrange a ladeira Oeste do escudo Cassai. Nessa área são conhecidas mais de 70 chaminés agrupadas em quatro campos kimberlíticos:

- 1) Camafuca-Camazambo (19 chaminés); 2) Camútue (15 corpos); 3) Camagia (8); 4) Catoca (32).

O campo kimberlítico de Catoca está localizado na bacia do rio Chicapa e tem orientação submeridional. Entre os “pipes” conhecidos do campo, o maior é a chaminé de Catoca.

2.4. ESTRUTURA GEOLÓGICA DO JAZIGO

A chaminé de Catoca está localizada na ladeira Oeste do escudo Cassai, composto pelo complexo cristalino pré-cambriano de rochas, furado pelos kimberlíticos cretáceos. As rochas encaixantes da chaminé são gnaisses pré-cambrianos de diferentes composições e graus de meteorização, e as rochas sobrejacentes de cobertura são areias da formação paleogeno-neogénica de Calahari, areias e arenitos interformacionais paleogénicos e sedimentos aluviais e arenitos.

Os kimberlitos e as rochas Vulcanogénico-sedimentares (RVS) diamantíferas, das fácies crateral do jazigo, geneticamente vinculadas à formação do próprio corpo mineralizado, estão representados pelos seguintes tipos principais:

- ✚ Brechas kimberlíticas com a textura maciça do cimento (BKM);
- ✚ Brechas kimberlíticas autolíticas (BKA);
- ✚ Tufos kimberlíticos, brechas tufáceas e tufo-gravelitos com intercalações de arenitos tufáceos (BTK);
- ✚ Arenitos, arenitos tufáceos, tufo-aleurolitos, argilitos (RVS);
- ✚ Rochas kimberlíticas da zona de transição (ZT);
- ✚ e do substrato do complexo vulcanogénico-sedimentar, saturadas em abundância com os xenólitos de gnaisses encaixantes – a chamada “zona xenolítica” (ZX).

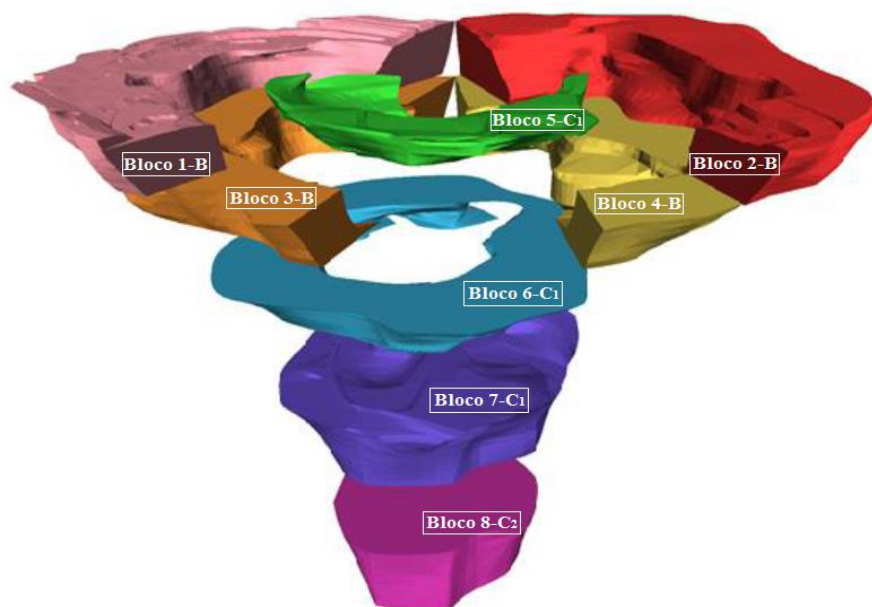


Figura 4: Chaminé de Catoca, modelo tridimensional dos blocos de reserva. Fonte: Adaptado do Relatório de Catoca (2001)

2.5. COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA DO JAZIGO

Para efeitos de caracterização da composição mineralógica das rochas kimberlíticas do jazigo, foram recolhidas 5 amostras dos principais tipos de rochas que compõem a chaminé de Catoca, a saber: brechas kimberlíticas micáceas com textura maciça do cimento (BKMM), as BKM com impurezas do material arenáceo, arenitos “puros” e com impurezas do material kimberlítico das rochas Vulcanogénico-sedimentares (RVS), bem como as brechas kimberlíticas autolíticas (BKA). Os pesos das amostras variavam de 0.58 a 2.22 kg, sendo 1.58 kg em média. Após de desintegradas foram peneiradas nos crivos, em classes de 10-5 mm; 5-2 mm; 2-1 mm; 1-0.5 mm; 0.5-0.25 mm e 0.25-0.10 mm. As classes granulométricas obtidas foram classificadas no bromofórmio, em fracção leve e fracções pesadas magnéticas e não-magnéticas. A análise mineralógica foi executada para as primeiras quatro classes mais representativas.

Ao se analisar a distribuição dos teores de minerais pesados, pode-se constatar que a sua máxima quantidade nas classes granulométricas +0,5 mm é observada nas BKM micáceas (27.7 kg/ton), a mínima é de (1,3 kg/ton) nos arenitos “puros” sem impurezas do material kimberlítico das RVS.

Em termos de quantidade somatória dos minerais da fracção pesada, a chaminé de Catoca pertence aos corpos kimberlíticos com um teor extremamente alto dos mesmos (mais de 20 kg/ton). Tal é indício tipomórfico das rochas kimberlíticas da chaminé de Catoca (e, provavelmente, do campo kimberlítico de Catoca), o que faz com que o “pipe” de Catoca possa ser qualificado como o modelo de diatremas com altos teores de minerais-satélites, com a respectiva associação representada por piropos e picro-ilmenitas.

Nas classes +0,5 mm, na fracção leve das amostras, prevalecem os clastos das rochas que foram submetidas aos ensaios. Noventa á noventa e nove por cento da fracção leve das BKM e BKA, são clastos de kimberlitos, enquanto 42 - 99% da fracção leve dos arenitos – são clastos das rochas quartzíferas e quartzo. Visualmente, neles são patentes tais minerais como: Flogopita; Picro-ilmenita; Piropo e as pseudomorfoses de serpentina sobre olivina.

Os clastos das rochas quartzíferas estão representados principalmente por arenitos quártzicos. São muito mais raras, outras rochas e minerais quartzífero: quartzitos, jaspes, hornfels, calcedônias, ágatas, opalas e outros. Uma peculiaridade da fracção leve das BKM consiste no alto teor de flogopita (em torno de 5%), da das BKA – o elevado teor da calcita cristalina, com frequência em associações com biotita (cerca de 6,5%).

Nos resíduos das fracções leves das amostras prevalecem, em regra, as formações argiláceas (saponito, illita, nontronita, esmectita, caolinita).

É dum interesse particular, a distribuição dos minerais pesados e das suas associações. As concentrações mais altas dos minerais indicadores de kimberlitos (MIK), do mesmo jeito que das fracções pesadas em geral, são constatadas nas rochas das fácies de conduto – BKM, kimberlitos clastoporfíricos e BKA. Praticamente em todas as amostras ensaiadas, entre os minerais pesados prevalecem os minerais minérios: ilmenita (picro-ilmenita) e magnetita. A seguir, a hierarquia quantitativa desce às micas (mormente flogopita), piropos, cromo-diópsido e anfibólios (hornblenda).

São minerais electromagnéticos predominantes: a ilmenita (picro-ilmenita), piropo, anfibólios, piroxénios monoclinicos. Os piropos também revelam certas tendências de se acumularem em diversos tipos de rochas. O seu máximo teor médio (8,3-8,7 kg/ton) foi constatado nas brechas kimberlíticas, na cratera (profundidade de 70,8-190 m). É muito inferior (3,1 kg/ton) a concentração média de piropos nas BKA da fácies de conduto, enquanto os teores mais baixos (0,6-1,8 kg/ton) existem nos arenitos epiclásticos de granulação diversa e tufáceos.

Constitui uma peculiaridade das formações epiclásticas e vulcanogénico-sedimentares da parte crateral do diatrema, uma quantidade elevada de anfibólios (principalmente, hornblenda), que chega até 2,4-5,9 kg/ton, raramente mais. A espinela ocorre em quantidades muito pequenas. Nas classes granulométricas grossas (mais de 0,5 mm), prevalecem picro-ilmenita, piropo e cromo-diópsido. São constantemente encontrados os agregados granada-piroxênios.

Além dos supracitados minerais, nas fracções pesadas das rochas da chaminé de Catoca, deferentes da sua génese, encontram-se zircão, rutilo, esfena, turmalina, apatita, barita e siderita.

Podemos destacar três grupos de minerais nos kimberlitos, em função do local da sua génese e dos processos que os formam: minerais abissais primários (produtos da cristalização protomagmática), xenogénicos (minerais das rochas encaixantes arrastados por magma kimberlítica ascendendo) e minerais secundários pneumatolíticos-hidrotermais e hipergénicos (produtos de transformação dos kimberlitos na fase pós-magmática).

Entre as inclusões singenéticas nos diamantes catoquenses foram visualmente verificados: pentlandita mais ou menos pirrotina, olivina, cromo-espinelito, granada vermelha violeta, diamante, que determinam a paragénese ultrabásica das rochas-mães.

2.5.1. Distribuição de diamantes no corpo mineralizado

O carácter diamantífero das rochas kimberlíticas da chaminé de Catoca está estudado até a profundidade de 600 m dentro dos limites da parte prospectada do jazigo (blocos 1-B, 2-B, 3-B, 4-B, 5-C1, 6-C1 e 8-C2) conforme observada na figura 14, com base nos resultados da amostragem por testemunhos (amostras de sondagem) de 75 poços.

De todas as amostras de sondagem tratadas, 98 não contêm diamantes (correspondendo 7,1%). Essas amostras pela sua composição correspondem aos sedimentos terrígenos do sistema Calahári (CH), areias interformacionais (AIF-2) e formações artificiais (ART).

O maior diamante, com um peso de 2,95 quilates (590,6 mg) foi extraído da amostra N°51 tomada na brecha kimberlítica autolítica (poço 0335, horizonte 440 m). Os menores dos diamantes recuperados pesam em torno de 0,001 quilates (0,2 mg).

Em termos gerais, segundo a distribuição de diamantes, todas as rochas examinadas podem ser divididas em quatro grupos. Para o primeiro, é característico o mais alto teor de diamantes, que é de 0,73 quilates por tonelada (qlt/ton) em média. Está representada por BKMM, BKM, BKA e ZX. São significativamente inferiores os respectivos valores nas rochas do segundo grupo, nas quais a média do teor de diamantes é de 0,43 qlt/ton. Compreende as BTK-1, BKT-2 e ZT. O teor mínimo de diamantes (0,16 qlt/ton) é característico para as rochas do terceiro grupo, a saber: AIF-1, arenitos, aleurolitos e argilitos. E finalmente, as rochas CH, AIF-2 e ART não contêm nenhum diamante.

2.5.2. Rochas encaixantes

As rochas encaixantes são constituídas por gnaisses da composição feldspato-piroxênica, com os veios e intercalações de quartzitos e xistos quártzico-biotíticos, são caracterizados por diferentes graus de meteorização e desintegração de saprolitos argiláceos até as variedades monolíticas altamente resistente.

Tabela 5: Resumo de caracterização mineralógica da chaminé kimberlítica de Catoca

Fracção	Tipo de Rocha	Mineral (principais)	Outros minerais
Leves	BKT	Serpentinas	Formações argiláceas (Saponito, illita, nontronita, esmectita, caulinita), Minerais quartzíferos (quartzitos, jaspes, hornfels, calcedônias, ágatas, opalas, etc.),
	RVS	Micas	
	RVS	Plagioclases	
	BKT	Carbonatos	
	RVS	Ortoclácio	
	RVS	Minerais-impurezas ²	
Pesados	BKM, BKA	Ilmenita	Zircão, rutilo, esfena (titanita), turmalina, apatita, barita e siderita, granada, piroxénios monoclinicos, granada-piroxénios, espinela.
	BKA, BKM, RVS	Picro-ilmenita	
	BKM	Magnetita	
	BKT, BKA	Piropos	
	BKT	Cromo-diópsido	
	RVS	Anfibólios (hornblenda)	
	BKM, RVS	Micas (flogopita)	

² Os minerais-impurezas da chaminé de Catoca são Piroaurita, Brucita e outros.

CAPÍTULO III

FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA

3. FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA

3.1. Breves considerações sobre tratamento de minérios

Segundo as Normas Reguladoras de Mineração do Brasil (NRM) o beneficiamento ou tratamento de minérios visa preparar granulometricamente, concentrar ou purificar minérios por métodos físicos ou químicos ou químico-físicos sem alteração da constituição química dos minerais. Desta forma todo projecto de beneficiamento de minérios deve:

- ✓ Optimizar o processo para obter o máximo aproveitamento do minério e dos insumos, observadas as condições de economicidade e de mercado;
- ✓ Desenvolver a actividade com a observância dos aspectos de segurança, saúde ocupacional e proteção ao meio ambiente.

Ceita (2007) define Beneficiamento mineral ou tratamento de minério como sendo o conjunto de operações unitárias sequenciais, que se realizam sobre o minério T.Q. (tal qual), para a separação (concentração) da espécie mineralógica útil (e.m.u.) da espécie mineralógica de ganga (e.m.g.), levando à produção de concentrado (os) para as indústrias.

O tratamento de minérios tem como operações unitárias principais a Cominuição (ou fragmentação), com o objectivo de libertação, isto é, visa liberar os minerais valiosos dos minerais de ganga, ou ainda, reduzir até à dimensão requerida, colocando as partículas minerais no tamanho adequado às diferentes operações a que devem ser submetidas; a Separação, com o objectivo de concentração, quando é preciso separar os minerais de interesse dos que não o são.

As operações secundárias envolvem a Crivagem, Classificação e Separação sólido-líquido (espessamento, filtragem). Já as auxiliares correspondem ao Armazenamento, Alimentação, Transporte, lavagem, Alimentação de água, Mistura, Amostragem, Controlo, Controlo ambiental, isto é nas lavarias.

No conjunto das operações de tratamento de minérios, segundo Pita (2004) são as operações de concentração que na maioria das vezes fazem a separação entre as espécies minerais úteis e as inúteis ou gangas, ou mesmo a separação entre si de várias espécies minerais úteis. Desta separação resulta a obtenção de dois produtos: o concentrado que é o produto enriquecido em substância mineral útil que acompanha os minerais e que se separa deles; e o estéril – produto empobrecido em substância mineral útil, que é rejeitado, acompanha os minerais e se separa deles como inútil.

O termo concentração pode assim significar a remoção da maior parte da ganga presente em grande proporção no minério. O termo purificação, por vezes também utilizado, consiste em remover do minério ou do pré-concentrado os minerais contaminantes que ocorrem em pequena proporção.

O termo Pré-tratamento de acordo com Ceita (2007) corresponde a pesagem, o transporte, a remoção de materiais nocivos, eliminação de lamas bem como a fragmentação primária. Já a Pré-concentração é definida como sendo a Concentração com o objectivo de redução de custos com o tratamento de grandes quantidades de e.m.g. (espécie mineral de ganga). Na Central de tratamento de Catoca o termo Pré-tratamento é utilizado para se referir as operações que envolvem a desagregação, a deslamagem bem como a classificação das partículas tanto pela sua velocidade terminal como por tamanho.

3.2. Classificação

Os processos tecnológicos de tratamento de minérios que envolvem classificação e crivagem, como é o caso da Lavaria de Catoca, apresentam como objectivo em comum, a separação de um certo material em duas ou mais frações, com partículas de tamanhos distintos. Assim, na crivagem existe uma separação, levando-se em conta o tamanho geométrico das partículas, enquanto que na classificação, a separação é realizada tomando-se como base o conceito da velocidade com que os grãos atravessam um certo meio fluido. Ceita (2007) afirma que “Classificação é o processo de separação de partículas com base na sua velocidade terminal”.

Luz, Sampaio e França (2010) contribuem dizendo que os classificadores consistem essencialmente de uma coluna de separação, na qual o fluido, seja líquido ou gasoso (hidroclassificação ou aeroclassificação), está ascendendo a uma velocidade uniforme (ver figura 5). As partículas introduzidas na coluna de separação sobem ou descem dependendo das suas velocidades terminais.

Assim, são obtidos dois produtos: um “*overflow*” consistindo de partículas com velocidade terminal menor que a velocidade do fluido e um “*underflow*” de partículas com velocidade terminal maior do que a velocidade do fluido.

Uma característica operacional dos classificadores mecânicos é que eles permitem obter uma faixa de separação bem definida, desde que alimentados com uma polpa diluída, o que acarreta um “*overflow*” com baixa percentagem de sólidos.

Durante a classificação ocorre também uma considerável variação da diluição da alimentação. O espessado “*underflow*” tem geralmente baixa diluição, é removido por gravidade, por meios mecânicos ou por ação da pressão. O transbordo “*overflow*” tem uma elevada diluição, as partículas em suspensão que o compõem são transportadas hidraulicamente por transbordo.

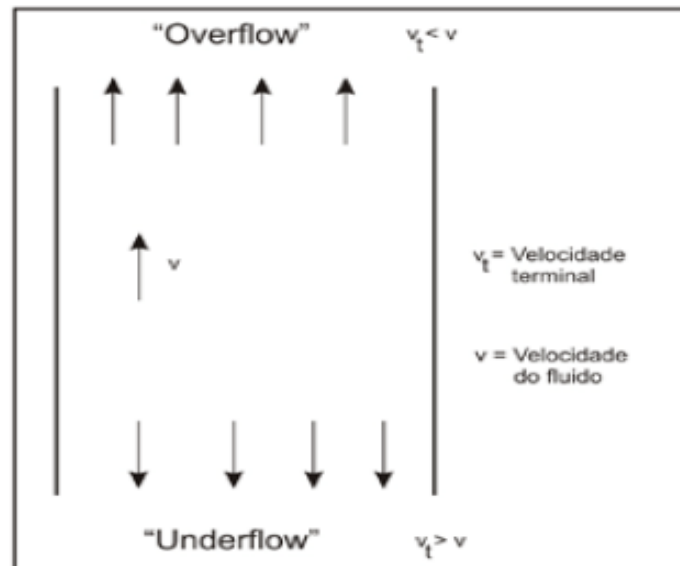


Figura 5: Fundamento de classificação. Fonte: Luz (2010)

Os classificadores podem ser divididos em vários grupos dependendo do mecanismo, do fluido utilizado, etc., segundo Luz, Sampaio e França (2010) podem ser:

- ✓ Classificadores Horizontais: cones de sedimentação, classificadores mecânicos e espirais;
- ✓ Verticais;
- ✓ Hidrociclones.

Vários autores devidamente referenciados na literatura acima, *consideram os classificadores espirais como classificadores mecânicos*. Neste trabalho faz-se uma descrição do classificador espiral por este ser o tipo utilizado na fase de pré-tratamento da CT I da mina de Catoca.

3.2.1. Classificadores Espirais

Os classificadores espirais são equipamentos extremamente simples e robustos, consistem de uma calha, onde dentro dela encontra-se um eixo envolvido por uma ou mais hélices, as quais, girando, mantêm a polpa em suspensão. Estas hélices têm a função de remover o material sedimentado do fundo da calha. O conjunto como um todo apresenta vários níveis de inclinação, sendo esta uma variável de processo. O classificador em espiral é normalmente caracterizado pelo diâmetro da espiral. Assim, conforme Chaves (2002), o tamanho do classificador é expresso pelo diâmetro da espiral, em polegadas. Os tamanhos usuais variam de 12 a 120 polegadas.

A alimentação é feita abaixo do nível de polpa e o material mais pesado afunda e é transportado pelas hélices ao longo do declive, sendo finalmente descarregado na parte superior através de uma abertura na base da calha, acima do nível de água. O material mais fino transborda pela parte inferior da calha.

As condições operacionais são definidas pela:

- ✓ Velocidade de revolvimento ou arraste;
- ✓ Altura da calha e inclinação da calha;
- ✓ Diluição da polpa.

Para se obter uma classificação mais fina, a velocidade de revolvimento ou arraste deve ser pequena e a inclinação da calha a menor possível, pois com isso se obtém um tanque de sedimentação com maior volume, o que permite um tempo de sedimentação maior. Para classificação mais grossa, o procedimento é oposto ao acima citado. O parâmetro mais importante é a diluição da polpa. A água necessária para diluição da polpa é adicionada no lavador da alimentação. O aumento na diluição reduz a densidade do transbordo aumenta a sedimentação em "queda livre".

A área de transbordo do *overflow* do classificador espiral é uma das variáveis que governa a sua capacidade. Ela pode ser aumentada, variando-se a inclinação das paredes laterais do tanque. São usuais três configurações indicadas na figura 6: Reto "*Straight*", Médio "*Modified*" e Largo "*Full Flare*".

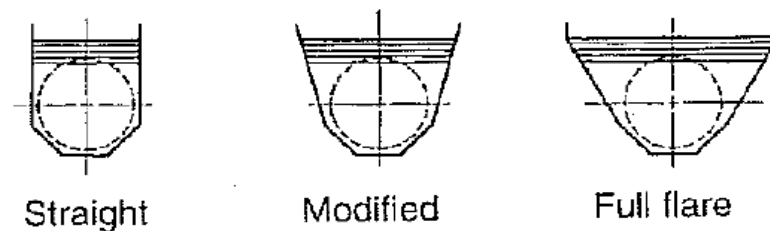


Figura 6: Configurações do tanque. Fonte: Chaves (2002)

Quanto maior esta área de transbordo, maior a capacidade do equipamento, em termos de vazão de "*overflow*". É comum, em vez de usar-se apenas uma espiral ("*single pitch*"), dispor-se duas ou três espirais em torno do eixo ("*double pitch*" e "*triple pitch*"), o que dobra ou triplica a capacidade de arraste de "*underflow*" pela rosca (veja a figura 7).

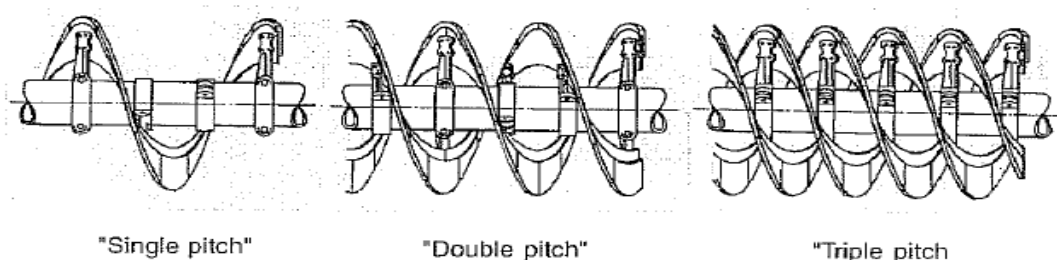


Figura 7: Número de espirais em torno do eixo. Fonte: (Idem)

Variando-se a imersão da espiral no banho, varia a agitação induzida por ela no volume de polpa imediatamente junto à superfície do banho, exactamente no ponto onde ela descarrega pelo transbordo do “*overflow*”. Se a espiral está girando alguns centímetros abaixo do banho, esta superfície fica mais calma do que se estivesse parcialmente emersa. Isto, obviamente, afeta o diâmetro de corte: com a espiral emersa, a agitação é forte e qualquer partícula que esteja por ali é lançada no “*overflow*”. Com a espiral imersa, há um espaço entre a região agitada pela espiral e a superfície do equipamento. Neste espaço, a partícula pode encontrar o seu verdadeiro caminho – se pesada, para o “*underflow*”, se leve, para o “*overflow*”.

Os fabricantes costumam fornecer equipamentos com diferentes imersões, expressas pela percentagem do raio da espiral que está fora da água. Além disso é possível obter valores intermediários instalando taliscas que aumentam a altura do vertedouro, como mostra a figura 8.

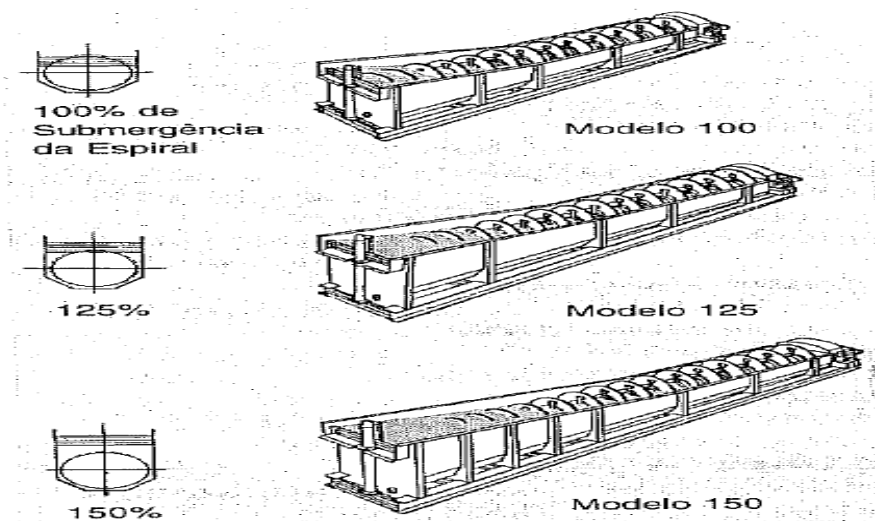


Figura 8: Diferentes imersões da espiral. Fonte: (Idem)

3.2.1.1. Funcionamento do classificador Espiral

Existem dois regimes pelos quais um classificador espiral pode ser operado: o regime de classificação ou sedimentação, que é o mais comum, e o regime de corrente ou fluidização.

a)- Regime de Classificação

No regime de classificação as partículas sólidas sedimentam num fluxo de polpa sendo nula a componente vertical da velocidade do fluido, conforme afirma Ceita (2007). Dentro de um classificador operando em regime de classificação podem ser distinguidas segundo Chaves (2002) quatro zonas fundamentais mostradas na figura abaixo, nomeadamente: (A) Zona Morta; (B) Zona de Material Sedimentado; (C) Zona de Material em Suspensão; (D) Zona de Corrente Horizontal.

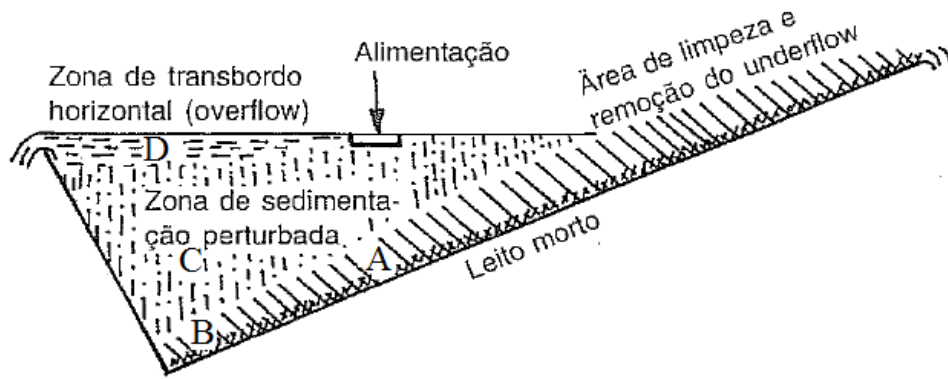


Figura 9: Classificador em regime de classificação. Fonte: adaptada de Chaves (2002)

Algumas partículas grosseiras alimentadas no início da operação são depositadas na denominada Zona A (zona morta) compreendida entre a espiral e a parede da calha, impedindo deste modo o desgaste dessa parede. Como se observa na figura acima, a Zona B de material que efectivamente sedimenta, partículas com maior velocidade terminal, localiza-se na parte inferior da calha. Esta zona, na opinião de Chaves (2002), é constituída por partículas que posteriormente são arrastadas pelas espirais constituindo o “underflow”.

O mesmo autor refere ainda que na Zona C o material sólido que entra no classificador é mantido em suspensão devido a agitação proporcionada pela hélice. A polpa aí mantida tem uma densidade de polpa elevada e uma viscosidade que depende tanto da percentagem de sólidos, da presença de finos bem como da presença de argilo-minerais.

As partículas mais finas, mais leves e consequentemente com menor velocidade terminal, assim como as argilas bem como a maior parte da água alimentada no classificador, são devolvidas para a Zona D onde são arrastadas pela corrente horizontal e descarregadas como “overflow”. Já as partículas mais grossas e/ou mais pesadas, isto é, com maior velocidade de sedimentação, segundo Chaves (2002), acabam vencendo as forças de viscosidade e o efeito levitador da polpa e afundam para a Zona B, conforme mencionado acima. Assim, Chaves (2002) afirma que, quanto maior a percentagem de sólidos na zona C, mais grosseiro o corte.

O mesmo autor recomenda que na prática, em vez de se controlar a percentagem de sólidos na alimentação, é mais fácil controlar a percentagem de sólidos no “overflow”. Isto porque, a drenagem do “underflow”, calha acima, é muito eficiente e o “underflow” sai com uma percentagem de sólidos relativamente constante e regular.

No mecanismo de classificação, a regulação da operação é feita pelo controle da diluição da polpa dentro do classificador: quanto maior a percentagem de sólidos, mais grosseiro é o corte.

Interferem ainda, segundo Chaves (2002), a rotação da espiral e a sua inclinação:

- ✓ Conforme aumenta a rotação da espiral, aumenta a agitação do banho e o corte granulométrico torna-se mais grosseiro. Isto, entretanto, é limitado pelo facto de que a abrasão na rosca também aumenta muito, pelo que os classificadores espiral têm faixas de rotações bem definidas.
- ✓ Conforme aumenta a inclinação do aparelho, o corte também tende a se tornar mais grosseiro.

b)- Regime de corrente

A classificação em regime de corrente é definida, segundo Chaves (2002), como aquela em que existe uma forte corrente horizontal no sentido do vertedouro e uma corrente vertical ascendente. A diferença deste regime é que a alimentação é muito diluída em comparação com o regime de classificação. A figura 10 ilustra este tipo de classificação, onde o deslocamento vertical das partículas que entram no classificador e tendem a afundar é proporcional à sua massa ou ao seu tamanho.

Semelhante ao regime de classificação, as partículas mais finas e mais leves não conseguem afundar e são apanhadas pelas correntes próximas à superfície e descarregam com o “*overflow*” e as partículas mais grossas e mais pesadas afundam e são removidas pelo arraste da espiral.

Portanto, na opinião de Chaves (2002), a condição *sine qua non* para que uma partícula vá para o “*overflow*” é não chegar a atingir a interface de separação entre as zonas A e B conforme ilustra a figura abaixo. A posição da interface entre elas é função da vazão de polpa alimentada. Depende também da diluição da polpa, da sua viscosidade e da densidade das partículas sólidas. Em consequência, o autor acima citado afirma que, o resultado da classificação por este mecanismo é o inverso do anterior, ou seja, quanto menor a percentagem de sólidos, mais grosso o corte.

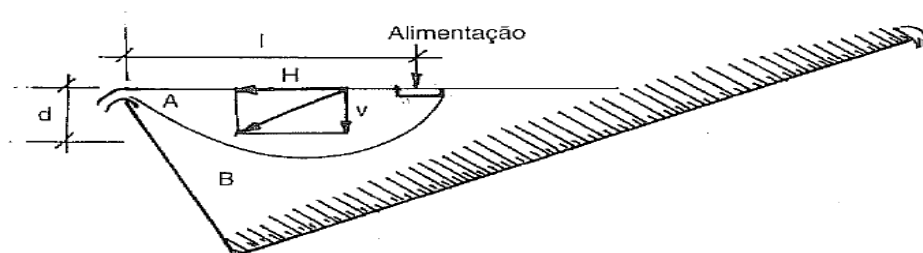


Figura 10: Classificador em regime de corrente. Fonte: Chaves (2002)

3.2.1.2. Dimensionamento de classificadores espiral

O dimensionamento de classificadores em regime de classificação é feito com base na capacidade de transbordo do “*overflow*” e na capacidade de transporte de “*underflow*”. Em função da capacidade de transbordo calcula-se a área necessária e seleciona-se o equipamento ideal. Posteriormente verifica-se se este equipamento tem a capacidade de transporte de todo o material do “*underflow*”.

3.2.2. Eficiência de Classificadores Mecânicos ou Espirais

Na avaliação da eficiência de separação dos classificadores, incluindo os classificadores mecânicos, é empregada a curva de partição. Define-se partição numa operação de classificação como a percentagem em massa, referida à alimentação, que passa para o “underflow”, confira Chaves (2002). O conceito de curva de partição foi estabelecido por *Tromp*, em 1937, para as separações densitárias e logo estendido para as separações por classificação. Dada a extrema lucidez desse conceito, várias tentativas têm sido feitas para aplica-lo a outras separações, como separações magnéticas, por exemplo.

Na opinião de Cerveira (1948) um classificador perfeito poderá ser definido como aquele que permite separar a alimentação em duas partes, não devendo o “overflow” conter partículas de diâmetro superior a dado valor, nem o “underflow” conter partículas mais finas que um dado diâmetro.

Uma curva de classificação ou partição típica é mostrada na Fig.7. Na abcissa tem-se a classe de tamanho das partículas e na ordenada, a percentagem de material da alimentação que sai no “underflow”.

Estes pontos definem a curva de partição real onde o d_{50} é o tamanho correspondente a uma recuperação de 50% do material alimentado.

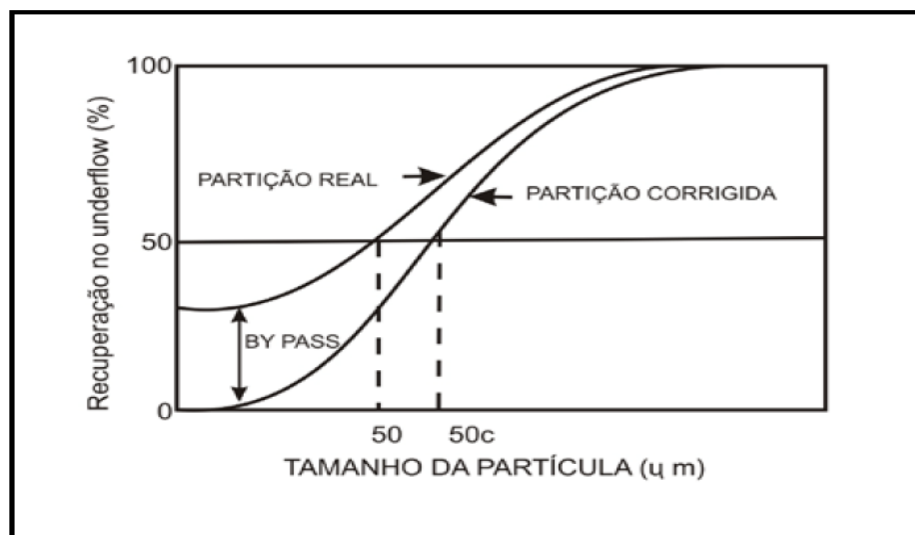


Figura 11: Curvas de partição. Fonte: Luz (2010)

Chaves (2002) afirma que o d_{95} nos processos de classificação em classificadores – trata-se do diâmetro pelo qual passa 95% da população do produto mais fino, isto é, no “overflow”. O uso do d_{95} para avaliar a classificação é tradição no campo do Tratamento de Minérios. O mesmo (d_{95}) atém-se à prática da moagem em circuito fechado, que é a operação onde mais frequentemente ciclones e outros classificadores intervêm, quando é crítico o controle de tamanhos.

O autor acima citado afirma que a prática industrial de controlo nesses casos consiste em tomar uma amostra do “*overflow*” e rapidamente fazer uma análise granulométrica: avalia-se expeditamente a massa total de sólidos contida na amostra de polpa (a partir da percentagem de sólidos na polpa e da massa de polpa) e executa-se uma análise granulométrica rápida, desprezando-se os finos (que são calculados por diferença).

A malha onde 5% da massa fica retida (ou correspondentemente, pela qual passam 95%) é a malha onde, por convecção, está ocorrendo a classificação. É um procedimento consagrado, expedito, rápido e preciso, que permite, se necessário, que o próprio operador possa tomar imediatamente as providências para corrigir a operação.

3.3. Crivagem

A crivagem é um processo de separação mediante o qual as partículas são classificadas de acordo com as suas dimensões, confira Ceita (2007). Chaves (2003) acrescenta que a crivagem é a separação de uma população de partículas em duas classes de tamanhos diferentes, mediante a sua passagem por um crivo com dimensão pré-determinada.

A separação realiza-se em crivos, aparelhos com superfícies crivantes calibrada, e dá lugar a dois produtos:

- ✓ “*Oversize*” (retido, supracrivo ou supracalibre): Corresponde ao material retido na tela do crivo.
- ✓ “*Undersize*” (passante, infracrivo ou infracalibre): Corresponde ao material passante nas aberturas das telas do crivo.

A crivagem intervém em diferentes estágios da preparação mecânica dos minérios, nomeadamente:

- ✓ Durante a cominuição, para a separação do produto “*Oversize*” prevenindo assim que alimente uma máquina não adaptada ao seu tratamento;
- ✓ Durante a cominuição, para a separação do produto “*Undersize*”, ou seja com as dimensões requeridas e prevenindo dessa forma a sobre-cominuição;
- ✓ Durante a preparação da alimentação à concentração, com a classificação correcta em classes granulométricas;
- ✓ Durante a separação ou eliminação dos finos primários (Argilas e outros coloides);
- ✓ Durante a classificação dos produtos finais, para a verificação das especificações mercantis;
- ✓ Durante a marcha da instalação, para controlo da investigação.

Os equipamentos de crivagem segundo Luz (2010) podem ser classificados de acordo com o seu movimento, em duas categorias:

- 1) Fixos - a única força atuante é a força de gravidade e por isso esses equipamentos possuem superfície inclinada. Como exemplo temos grelhas fixas e peneiras DSM;
- 2) Móveis - grelhas rotativas, peneiras rotativas, peneiras reciprocativas e crivos vibratórios.

3.3.1. Crivos Horizontais e Inclinados

Os crivos vibratórios podem ser divididos em duas categorias: aquelas em que o movimento vibratório é praticamente rectilíneo, num plano normal à superfície de crivagem (crivos vibratórios horizontais); e aquelas em que o movimento é circular ou elíptico neste mesmo plano (crivos vibratórios inclinados).

Estes crivos (horizontais e inclinados) são as de uso mais frequente em mineração, sendo muito empregadas nos circuitos de britagem e de preparação de minério para os processos de concentração. A sua capacidade varia entre 50 a 200 t/m²/mm de abertura/24 h.

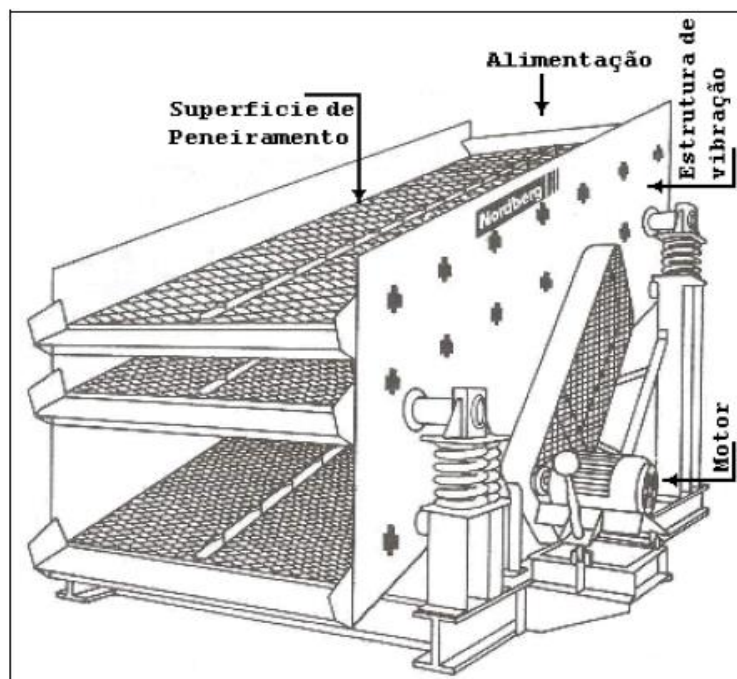


Figura 12: Representação de um Crivo vibratório. Fonte: Luz (2010)

Durante a operação de crivagem o movimento vibratório dos crivos influencia na passagem das partículas sobre a mesma, permitindo: A estratificação e o transporte do leito bem como a prevenção da obstrução.

- a. Estratificação das partículas ao longo do plano crivante: A probabilidade de uma partícula passar por um furo aumenta se o material a crivar apresenta certa estratificação granulométrica, de tal forma que: Partículas pequenas estão em contacto com o plano crivante; Partículas grossas estão na parte superior do estrato de material.
- b. Transporte das partículas ao longo do plano crivante: A passagem das partículas varia ao longo do plano crivante e de acordo com uma sequência.

- c. Prevenção da obstrução: A estratificação e o transporte do material a crivar sobre um plano crivante e vibrante libertam os furos de partículas críticas.

De acordo com Chaves (2003) os crivos vibratórios inclinados têm inclinações variando entre 15° e 35° e transportam o material do leito a uma velocidade de 18 a 36 m/min, dependendo da inclinação. Os crivos horizontais transportam o material à velocidade de 12 m/min.

Os crivos vibratórios inclinados têm um movimento vibratório circular ou elíptico. Este movimento faz com que as partículas sejam lançadas para cima e para a frente, de modo que possam se apresentar à tela várias vezes, sempre sobre aberturas sucessivas.

Os crivos vibratórios horizontais têm um movimento vibratório rectilíneo. Se o movimento vibratório fosse elíptico como o dos crivos vibratórios inclinados, a partícula não sairia do lugar em relação ao *deck*, pois ela seria lançada para cima ao mesmo tempo que o *deck* mover-se-ia para diante, indo recebê-la no mesmo ponto da tela. A altura de voo imprimido à partícula é menor que no crivo inclinado, o que impede o seu uso com aberturas grandes. Por tudo isto é necessário um movimento diferente.

Esta diferença de movimento exige mecanismos diferentes de acionamento, um projecto mecânico diferente (geralmente são instalados dois vibradores, para o movimento resultante ser rectilíneo) e acarreta algumas alterações muito importantes do ponto de vista de processo:

- a. A capacidade de um crivo horizontal é de 40% maior que a de um crivo vibratório de mesma área.
- b. A faixa em que funcionam de maneira eficiente é muito restrita: 2 1/2 " a 1/8 " a seco e 2 1/2 " a 48 *mesh* a húmido;
- c. Fora desta faixa, sua eficiência é muito baixa, o que é a causa do seu sucesso como equipamento desaguador, trabalhando tão mal (como crivo), que deixa passar somente a água, mantendo todas as partículas sólidas no "oversize";
- d. O movimento rectilíneo é mais enérgico que o circular e em decorrência a tela tende a entupir menos.

Modernamente passou-se a usar peneiras com inclinação negativa (o ponto de descarga tem cota superior ao de carregamento), com o objectivo de aumentar o tempo de residência do leito sobre o *deck* e com isto aumentar a eficiência do peneiramento fino. Esta tendência é tão importante, que vários autores preferem classificar as peneiras em de movimento circular e rectilíneo em vez de inclinadas e horizontais, conforme Chaves (2003).

Os crivos vibratórios horizontais e inclinados são, portanto, equipamentos diferentes e não é impunemente que se troca um pelo outro. Em princípio, deve-se dar sempre preferência para os crivos inclinados.

Os crivos horizontais, também chamadas de “*low head*”, ficariam então para situações em que não há disponibilidade de espaço vertical, limitadas à sua restrição de tamanhos de crivagem.

O transporte do material sobre os crivos vibratórios é assegurado pelo movimento do crivo. A tela deve dar um impulso a cada partícula, capaz de levantá-la e lança-la à frente. Este impulso deve ser tal que a partícula caia adiante, nunca sobre a mesma malha, e também não deve sobrevoar várias malhas ao mesmo tempo, pois estaria desperdiçando chances de atravessá-la.

Esta amplitude tem também a função de lançar as partículas entre $1,5a$ e a fora da abertura, impedindo-as de entupir a tela. Entretanto, ela não pode aumentar demasiado, pois então a partícula seria lançada muito longe, sobrevoando várias aberturas e diminuindo a chance de atravessar a tela. O aumento excessivo da amplitude implica também em esforços mecânicos enérgicos sobre a tela e estrutura do crivo.

A inclinação do crivo afecta vários parâmetros da operação:

- ✓ Vazão: quanto mais inclinada, maior a capacidade de alimentação;
- ✓ Altura do leito: correspondentemente, quanto maior a inclinação, menor será a altura da camada de *oversize*. Isto é bom porque reduz o desgaste da tela. O limite da inclinação é devido a que uma inclinação excessiva acaba fazendo o mesmo efeito do aumento da amplitude, i.e., as partículas passam a ser lançadas muito à frente, perdendo a chance de atravessarem a tela.

Como regra geral, o Crivo trabalhando com rotação contra-fluxo deverá ser mais inclinada que o Crivo trabalhando com rotação pró-fluxo.

3.3.2. Dimensionamento de Crivos

Dimensionar os equipamentos significa calcular as dimensões das suas superfícies em função da capacidade requerida, ou seja, da quantidade de material com características e condições determinadas que deve passar pelo equipamento por um tempo determinado. No caso dos crivos, duas condições independentes devem ser atendidas; área da tela e espessura do leito, assim, tem-se:

- 1) A área necessária para a passagem do “*undersize*” deve ser provida;
- 2) Para haver uma estratificação satisfatória do leito é necessário assegurar que, na descarga, a altura do leito seja no máximo igual a quatro vezes a abertura da tela (na realidade esta altura máxima varia em função da densidade do minério).

É importante ressaltar que as duas condições são independentes, isto é, ambas têm que ser atendidas. Um dimensionamento que apenas calcule a área, sem provisão para a descarga de “*oversize*”, corre sérios riscos de estar errado.

Existem vários métodos, de maneira geral, desenvolvidos pelos fabricantes de equipamentos e todos eles conservadores e que cada um deles pode levar a resultados diferentes. Dentre os métodos existentes podem-se citar os seguintes:

1. Método segundo Manual Faço. Baseado na vazão alimentada à peneira (ver a equação 1)

$$A = \frac{m^3/h \text{ alimentados}}{C * f_n} \quad (1)$$

onde: A – área (m²)

C – capacidade unitária (m³/h)/m² (função do tamanho da abertura da tela)

$$f_n = f_1 * f_2 * f_3 * f_4 * f_5 * f_6 * f_7 * f_8 \quad (1.1) \quad (\text{factores de correção})$$

2. Método de Allis Chalmers (equação 2)

$$A = \frac{T}{C * M * K * Q_n} \quad (2)$$

Onde: A – é a superfície de crivagem necessária em m²;

T – Capacidade desejada, em t/h;

C – Capacidade unitária, em t/h.m² (função do tamanho da abertura da tela);

M – Função da % de “oversize” na alimentação;

K – função da % de passante por um crivo de malha igual a $a/2$;

Q_n – função da % de água, tipo de superfície crivante, etc.;

$$Q_n = Q_1 * Q_2 * Q_3 * Q_4 * Q_5 * Q_6 \quad (2.1)$$

Os crivos são peças vitais e críticas em qualquer usina de beneficiamento. Assim sendo, todo cuidado deve ser tomado na seleção de crivos para que sejam de tamanho e tipo adequado.

Um equipamento de Crivagem é definido inicialmente pelas suas dimensões e pelo tipo de abertura (quadrada, retangular, circular, elíptica ou alongada). A seleção dos crivos deve ser feita em função das características do material e do tipo de serviço a que ela irá se prestar.

3.3.3. Eficiência da Crivagem

Os factores que afectam a crivagem são vários e de diversa natureza e são factores que vão influenciar a velocidade de passagem do “undersize”. Dentre os factores mais importantes destacam-se:

- a. A natureza do material e humidade;
- b. Espessura dos estratos de material sobre o crivo;

- c. Malha de crivagem;
- d. Forma das partículas;
- e. Dimensão relativa da malha e dos grãos a crivar;
- f. Velocidade de transporte;
- g. Ângulo de ataque dos grãos;
- h. Capacidade.

Os factores acima mencionados são determinantes das seguintes condições de operação respectivamente:

- a. Cuidado com a alimentação e/ou uso de crivos vibrantes, de crivagem a húmido ou de redes metálicas aquecidas;
- b. Na zona de alimentação, não superar 2,5 a 4 vezes a dimensão de separação;
- c. Importante na fase de escolha e dimensionamento do crivo, porque influencia na capacidade;
- d. Normalmente a malha é quadrada de lado a ;
- e. Conhecimento das partículas críticas;
- f. Valores normais de velocidade iguais a 3-4 dm/s;
- g. Dar inclinação ao plano crivante;
- h. Curvas indicativas da relação capacidade/eficiência.

Uma operação ideal de crivagem deveria dividir as partículas em classes granulométricas muito bem definidas, isto é, 100% de precisão, assim, a probabilidade de passagem de uma partícula é igual a:

$$P = 100 \times \frac{(L-D)^2}{L^2} \quad (3)$$

Que leva em conta o seguinte:

- ✓ As dimensões relativas da partícula e do furo;
- ✓ O furo é quadrado com dimensões;
- ✓ A partícula é esférica, com diâmetro D ;
- ✓ O centro da partícula cai no quadrado tracejado com lado $L - D$.

A Probabilidade aumenta quando a diferença entre L e D aumenta.

Em crivagem industrial a palavra eficiência é empregada para expressar avaliação do desempenho da operação de crivagem, em relação a separação granulométrica ideal desejada, segundo Luz, Sampaio e França (2010) a eficiência de crivagem é definida como a relação entre a quantidade de partículas mais finas que a abertura da tela de crivagem que passam por ela e a quantidade delas presentes na alimentação (ver equação 4). Ceita (2007) contribui dizendo que a eficiência da crivagem é o grau de perfeição com o qual se realiza a operação das partículas “undersize” de todas as outras.

O método citado por Luz et al (2010) para o cálculo da eficiência da Crivagem que é baseado na quantidade de passante e da quantidade na alimentação que deveria passar é:

$$E = \frac{P}{aA} \times 100 \quad (4)$$

Onde: E = eficiência; P = passante (t/h); A = alimentação (t/h)

a = percentagem de material menor que a malha da alimentação.

No cálculo da eficiência da crivagem, ainda pode citar-se os métodos de Allis Chalmers e o método Europeu.

- a) Método de Allis-Chalmers: baseia-se na quantidade de material “undersize” presente no produto “oversize”, obtidos da crivagem, conforme a equação 5.

$$E = 100 - r \quad (5)$$

E: eficiência da crivagem

r: percentagem de material “undersize” presente no produto “oversize”.

- b) Método europeu: baseia-se na % de material passante presente na alimentação, e aquelas que efectivamente passam pelo crivo.

$$E = \frac{\% \text{ da alimentação que resulta passante pelo plano crivante}}{\% \text{ da alimentação que deveria passar pelo plano crivante}} \quad (6)$$

Onde analiticamente e através de oportunas derivações e passagens algébricas deduz-se que:

$$E = 100 * \frac{100(a-r)}{a(100-r)} \quad (7)$$

Onde: E – eficiência;

a - % de “undersize” na alimentação;

r - % de material “undersize” no produto “oversize”.

Neste método a eficiência (E) também se denomina rendimento da crivagem.

Industrialmente conforme Luz, Sampaio e França (2010), a eficiência da crivagem, situa-se entre 80 e 90%, atingindo em alguns casos 95% e uma crivagem é considerado comercialmente perfeito, quando a eficiência é de 95%. Já Ceita (2007) menciona que industrialmente a eficiência da crivagem ronda a volta de 70 a 95%, e depende da composição granulométrica do produto crivado. O valor de E não dá ideia da qualidade da crivagem. Para se ter ideia da qualidade da separação é importante conhecer não só a proporção de partículas deslocadas mais também a forma como se distribuem ao longo da curva granulométrica do “oversize”.

a) Partículas Críticas

As partículas com diâmetros (d) superiores a uma vez e meia a abertura da tela ($1,5a$) não influenciam no resultado da crivagem, bem como àqueles inferiores à metade da abertura da tela ($0,5a$). As partículas compreendidas entre esta faixa, isto é, as partículas com dimensões compreendidas entre $2/4$ e $6/4$ da dimensão do furo são as que constituem a *classe crítica* da crivagem e influem fortemente na eficiência e na capacidade das peneiras.

Esta classe crítica são partículas com dimensões muito próximas à do furo que, obstruindo-o parcialmente, dificultam deste modo a crivagem.

Essa classe pode ser dividida em duas:

- 1) $0,5 a < d < a$ - que em termos probabilísticos têm menor chance de passar que as demais partículas menores que a malha;
- 2) $a < d < 1,5 a$ - que embora não passantes, são as que mais entopem as telas das peneiras.

Verifica-se, em consequência, que quanto mais comprido for o crivo, maior a sua eficiência, pois as partículas na faixa crítica terão mais chances de atravessar a tela. Por outro lado, é claro que crivos mais largos têm maior capacidade de produção.

3.4. Separação em Luminescência de RX

Na central de tratamento de Catoca uma parte do material proveniente do pré-tratamento alimenta directamente a fase do Acabamento onde se encontram os separadores de luminescência de RX e daí separam-se já os primeiros diamantes, então o bom funcionamento destes separadores depende, em grande medida, da boa classificação das partículas minerais na fase de pré-tratamento, ou seja, uma má classificação e crivagem pode afectar os processos subsequentes na separação em LRX, isto é, cada separador de LRX (Separador de Luminescência de Raios X) é instalado (dimensionado) para receber materiais previamente calibrados (conforme ilustrado na tabela 6, página 42), assim é fundamental uma boa eficiência nos processos de classificação e crivagem de maneiras a não alimentar estes equipamentos com materiais de tamanhos e quantidades inapropriadas para o seu funcionamento.

Portanto decidiu-se dar ênfase à separação por luminescência de RX e também devido a pouca literatura sobre a mesma, para se compreender como ocorre a separação e como são classificados os separadores.

Os processos tecnológicos da recuperação de diamantes em conjunto com outros métodos, baseiam-se na aplicação do método de tratamento de luminescência em raios X dos materiais diamantíferos, a CT I da mina do Catoca não foge à regra.

Este método, segundo Vladimirov (2012), está baseado na propriedade de diamantes de tornar luminescentes sob a influência da irradiação de RX, ou seja, os diamantes emitem uma luz que persiste um tempo considerável (de 1 microssegundo a muitos minutos) depois de haver cessado a absorção da radiação excitadora.

Assim, conforme Vladimirov (2012), a luminescência em RX (LRX) de diamante é um processo de recombinação que caracteriza em medida considerável a estrutura cristalina da substância.

É característica para o espectro da LRX a chamada faixa A da emissão luminosa – ampla secção do espectro sem estrutura no diapasão das longitudes de ondas de 330 a 600 nm (nanómetros) com máximo de cerca de 460 nm que é percebida visualmente como a emissão luminosa de cor azul clara. A mesma é causada pela irradiação de RX e gama. É precisamente a excitação da faixa A por raios X com registo posterior da emissão luminosa com fotomultiplicadores, em que está baseada a separação pela luminescência de RX. O esquema estrutural do separador está apresentado na figura abaixo.

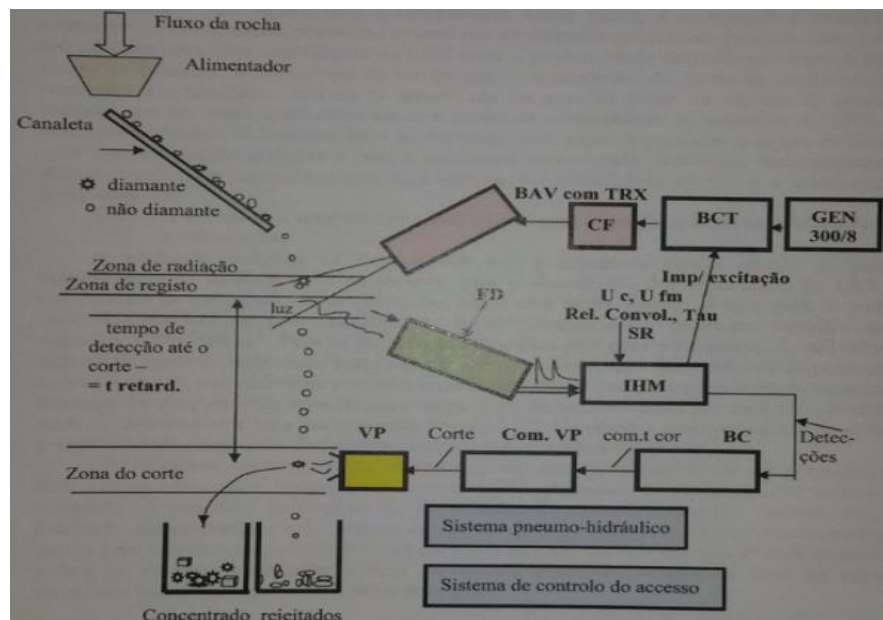


Figura 13: Esquema simplificado do separador de RX. Fonte: Vladimirov (2012)

3.4.1. Sistemas principais de separadores

Durante mais de 40 anos que passaram da data do primeiro separador o seu esquema estrutural não sofreu alterações essenciais. O separador contém:

- ✓ O sistema de fornecimento e transporte do material de partida que inclui, como parte obrigatória, a canaleta formadora inclinada (CFI) com um ou vários «arroios»;
- ✓ O sistema de excitação à base de tubo (tubos) de RX, cada um dos quais fica num monobloco enchido de óleo com esfriamento a água; estão destinados para a manutenção de TRX; bloco de comando de tubo (BCT), fonte primária de alimentação de força GEN 300\8, chave de força (CF) e sistema de esfriamento à água (a chamada «água de RX»);

- ✓ O sistema RX-óptico que realiza a irradiação do material e a observação da luminescência;
- ✓ O sistema de registo SR que inclui o FD (habitualmente vários para garantir a vista de todo o fluxo do material) e o bloco de processamento digital que contém o CAN, o CNA e o processador, nos separadores modernos este bloco está integrado com ajuda de *software* no bloco da interface homem-máquina IHM;
- ✓ O sistema de comando que consiste do bloco de comando BC e controladores de comando periféricos integrados na FAHV e no sistema de transporte;
- ✓ O sistema executivo de válvula pneumático e cortadores;
- ✓ O sistema pneumo-hidráulico;
- ✓ O sistema de limitação de acesso não sancionado no volume interno do separador.

A figura abaixo apresenta o aspecto geral da MC (Máquina de Classificação) do separador de enriquecimento típico LS-20-05N.

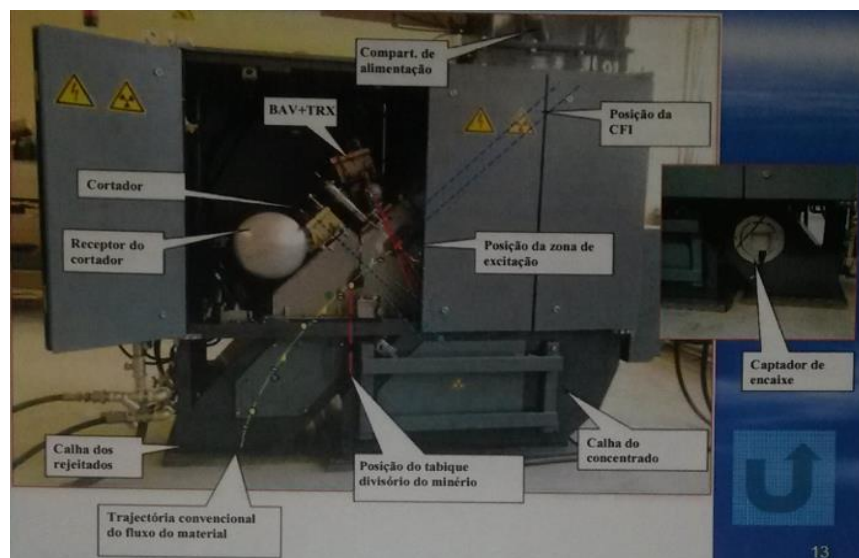


Figura 14: Aspecto externo do MC com portas parcialmente abertas. Fonte: Vladimirov (2012)

3.4.2. Classificação dos Separadores

Os separadores de LRX podem ser divididos, segundo Vladimirov (2012), em grupos por vários indícios.

- 1) Pelo lugar no ciclo tecnológico – estágio do tratamento:
 - ✓ De enriquecimento;
 - ✓ De acabamento;
 - ✓ Acabamento final.

- 2) Pela humidade do minério inicial;
 - ✓ Molhados;
 - ✓ Secos.
- 3) Pelo número dos estágios sucessivos de tratamento
 - ✓ De um estágio;
 - ✓ De vários estágios (realmente – de dois estágios).
- 4) Pelas dimensões das partículas (classe de tamanho) do material de partida.

Os limites superiores e inferiores do tamanho do material são indicados na documentação do separador (como mostra a tabela 6).

Por exemplo:

- a) LS-20-05N – (+20... - 5);
- b) LS-D-4-03 – (+5... - 2).
- 5) Pelo tipo da irradiação (excitação):
 - ✓ Com excitação de impulso;
 - ✓ Com excitação ininterrupta. Nos separadores de LRX o TRX emite a irradiação de RX periodicamente com impulsos curtos (habitualmente a duração é de 0.5 ms com período de 4 ms). Este regime permite desenvolver no impulso uma potência considerável – até 10 kw. As zonas de registo e de irradiação podem ser combinadas, dado que o registo se realiza em intervalos entre impulsos.

Tabela 6: Características dos separadores

Tipo do separador (designação)	Classe de tamanho	Produtividade	Número de estágios	Molhado/ Seco	Excitação
LS-20-05-2H	-50+20 -20+10	100 t/h 60 t/h	1	molhado	impulso
LS-20-05-2H	-20+10 -10+5	45 t/h 25 t/h	1	molhado	impulso
LS-20-09	-50+20 -20+10 -10+5	100 t/h 60 t/h 30 t/h	1	molhado	impulso
LS-50-05	-50+20 -20+10 -10+5	30 t/h 20 t/h 9 t/h	2	molhado	impulso
LS-20-04-3N	-20+10 -10+5	20 t/h 9 t/h	2	molhado	impulso
LS-D-4-03N	-5+2 -2+1	5 t/h 1.3 t/h	2	molhado	impulso
LS-D-4-03P	-5+2 -2+1	0.3-0.4 t/h 0.17-0.2 t/h	2	molhado	impulso

Fonte: Adaptada de Vladimirov (2012), SMC.

CAPÍTULO IV

CONTRIBUIÇÕES PARA À AVALIAÇÃO DA EFICIÊNCIA DOS PROCESSOS TECNOLÓGICOS DA CENTRAL I DA MINA DE CATOCA

4. CONTRIBUIÇÕES PARA À AVALIAÇÃO DA EFICIÊNCIA DOS PROCESSOS TECNOLÓGICOS DA CENTRAL I DA MINA DE CATOCA



Figura 15: Central I de tratamento de minérios da Mina de Catoca

Raramente as espécies minerais se encontram puras na natureza e do ponto de vista mineralógico uma rocha é formada por agregado de um ou mais minerais. Assim, na maioria dos casos, as espécies minerais encontram-se misturadas. Para aproveitar industrialmente alguma delas é necessário separá-las das demais. Nisto consiste a concentração da espécie útil, isto é, o objectivo do tratamento de minérios.

Durante esta fase, ou seja, o tratamento do minério, tem como desvantagem os custos com a tecnologia adoptada, energia, água, estradas, depósitos de estéril, etc., bem como a ocorrência de perdas, pois os processos tecnológicos não são perfeitos, devido a diversos factores tais como, ineficiências dos equipamentos, dos operadores e outros, o que torna necessário cada vez mais melhorar a eficiência tecnológica da instalação (lavaria).

Contudo é importante descrever os processos tecnológicos adoptados na Central I do Catoca de modo a compreender melhor e posteriormente proceder-se uma avaliação da sua eficiência.

4.1. DESCRIÇÃO DAS DIVERSAS FASES DE TRATAMENTO DO MINÉRIO NA CENTRAL I

A Central de tratamento I de Catoca encontra-se localizada a Nordeste da Chaminé Kimberlítica de Catoca (ver figura 16), ela trata 4500 – 5000 ton/turno, com três (3) turnos de 12 horas o que corresponde 9000 – 10000 ton/dia com teores devidamente homogêneos segundo as orientações dadas pelo sector de geologia de produção, em concordância com o departamento de Metalurgia, em função do tipo de minério que está sendo lavrado, se rico ou médio (BKM ou BKT) se pobre (RVS), sendo o teor mínimo explorável nos blocos até a profundidade de 400 metros de 0,537 quilates/t. O peso volumétrico do minério Kimberlítico vem aumentando gradualmente com a profundidade de 2,03 – 2,07 t/m³ (blocos 1-B a 5-C₁) a 2,12 – 2,36 t/m³ (blocos 6-C₁ a 8-C₁) o que certifica indirectamente o aumento de resistência do material kimberlítico.



Figura 16: Localização da Central de tratamento I da Mina de Catoca

O minério bruto é transportado por caminhões de 40 toneladas (Camiões Articulado Volvo A40) até a rampa da Central de Tratamento I e descarregados em três tremonhas munidas de grelhas estacionárias com orifícios quadrados por dentro de 400 mm. O minério é britado nas grelhas pelo carregador até passar pelas aberturas. Os alimentadores de placa, situados debaixo das tremonhas, alimentam regularmente o minério extraído nos moinhos autógenos que funcionam a húmido.

Todavia, o beneficiamento do minério diamantífero na Central I de tratamento de minério da SMC está dividido em três fases, nomeadamente: **(1)** Pré- tratamento; **(2)** Enriquecimento e **(3)** Acabamento.

4.1.1. PRÉ-TRATAMENTO

A fase de pré-tratamento é realizada por uma sequência de sete (7) operações, nomeadamente:

- ✓ Descarregamento do minério às tremonhas;
- ✓ Classificação das partículas pela grelha acoplada à tremonha;
- ✓ Alimentação ao moinho autógeno (cominuição);
- ✓ Classificação das partículas pelo classificador espiral;
- ✓ Controle de calibre (por crivagem);
- ✓ Alimentação directa ao acabamento;
- ✓ Bombeamento de polpa para o enriquecimento.

A fase do pré-tratamento tem os seguintes objectivos:

- ✓ Fragmentação ou desagregação do minério (feita nos Moinhos);
- ✓ Deslamagem e classificação por densidade (feita nos Classificadores espirais);
- ✓ Classificação por tamanho das partículas minerais (feita nos crivos *Vibromech*);

1) Descrição dos Processos Tecnológicos:

a. Moagem e Classificação

O minério trazido da mina transportado por camiões de quarenta (40) toneladas ou retirado do *stock* de mineiro por Pás- Carregadoras, conforme ilustrado nas figuras 17 e 18 respectivamente, é depositado nas três tremonhas que tem uma capacidade de aproximadamente 65,5 m³. Nas tremonhas existe uma grelha de alimentação ao *bunker*³ que permite a passagem das partículas com dimensões inferiores a 400 mm (passante) impedindo a passagem das outras com tamanhos superiores à 400 mm (retido) que é levado para a britagem na fase 1, transportado posteriormente por correias transportadoras até a Central de tratamento II.

O material passante, é conduzido por gravidade aos *bunkers*, estes por sua vez, por intermédio de um alimentador de placas, conduzem o minério juntamente com um certo volume de água aos moinhos de Autodesintegração Húmida (moinho autógeno) com uma produtividade máxima de 200 toneladas por hora (cada moinho). Com uma velocidade angular de 15,14 rpm (rotações por minuto), os moinhos fragmentam o material reduzindo as suas dimensões de aproximadamente 13 a 10 vezes em relação ao tamanho inicial (pois a descarga é provida de grelhas de 30 e 40 mm, anteriormente eram de 25 mm).

³ Ver Lista de Abreviatura, Siglas e de termos usados



Figura 17: Descarregamento do Minério na tremonha por Camiões



Figura 18: Descarregamento do Minério com Pás - Carregadoras

Seguidamente a polpa formada no interior do moinho é descarregado em classificador espiral (cada moinho alimenta 2 classificadores), com o objectivo de fazer a deslamagem do material argiloso proveniente da mina, removendo cerca de 40% da lama contida. Classifica em função da velocidade terminal ou de sedimentação das partículas minerais. As partículas mais pesadas com densidade superior à densidade de corte de 1, 23 g/cm³ e com tamanho superior a 1,4 mm são descarregadas para o *Underflow* (espessado) do classificador para ser alimentado aos crivos vibratórios, sendo que as partículas com características contrárias a estas e as lamas são descarregadas para o *Overflow*, comumente designado por transbordo. Este material é transportado por canais de tubos metálicos até a bacia de rejeitados (dique).

O Moinho 1 alimenta os classificadores 1 e 2 (ver a figura 19), o Moinho 2 alimenta os classificadores 2 e 3, por último, o Moinho 3 alimenta os classificadores 3 e 4. Do exposto, pode-se observar que os classificadores 2 e 3 são alimentados por dois moinhos enquanto que os classificadores 1 e 4 são apenas alimentados por um moinho cada.

Da observação *in loco* constatou-se que o Moinho 1 gira no sentido anti-horário, e normalmente o *chiber*⁴ da calha que alimenta o classificador 1 encontra-se com maior nível de abertura em relação ao *chiber* do lado direito, permitindo assim que a maior parte da polpa proveniente do moinho 1 seja conduzida para o classificador 1 e a menor parte para o classificador 2 sendo que estes últimos, tal como o classificador três, são alimentados por dois moinhos tal como explicado acima.



Figura 19: Moinhos e Classificadores espirais do pré-tratamento da CT I

⁴ Ver Lista de Abreviatura, Siglas e de termos usados

b. Crivagem (Crivos⁵ 1,2,3 e 4) e correias transportadoras

O material “*Underflow*” dos classificadores alimenta os crivos vibratórios (Crivos *Vibromech* modelo H2-48-21 como ilustrado na figura 20); os classificadores 1 e 4 alimentam os Crivos 1 e 4 respectivamente, através das correias transportadoras 1 e 2; os classificadores 2 e 3 alimentam os Crivos 2 e 3 respectivamente, por intermédio de uma calha aproveitando a gravidade, ou seja, cada classificador alimenta o Crivo com a mesma ordem numérica, sendo que dois são alimentados por correias e outros dois são alimentados por gravidade.

Os Crivos têm dois andares de crivagem com dimensões de 13 e 6 mm respectivamente, suportam uma alimentação máxima de 250 t/h e com uma amplitude das oscilações máxima de cinco (5) mm, efectuem a classificação das partículas minerais em três classes granulométricas:

- 1- Classe mais grossa: $(-40 +13)$ mm;
- 2- Classe média: $(-13 +6)$ mm;
- 3- A classe mais fina: $(-6 +1.4)^5$ mm.

A primeira classe é retida no primeiro estágio de crivagem. A segunda classe são as partículas passantes no primeiro estágio, mas que ficam retidas no segundo estágio de crivagem e a última classe formada por aquelas com dimensões inferiores a 6 mm.

As classes $(-40 +13)$ mm e $(-13 +6)$ mm são directamente transportadas por meio das correias transportadoras nº 3 e 4 para a fase do Acabamento, que será abordado mais adiante. A correia 3 conduz o material da primeira classe até ao *bunker* 10, e a correia 4 transporta o material da segunda classe até ao *bunker* 11.

A fração fina, inferior a 6 mm, é descarregada por gravidade até ao tanque de bombeamento, que seguidamente é bombeado para o divisor de polpa⁶ que se encontra a uma cota de 28 metros na fase do enriquecimento para ser primeiramente submetida à separação por Jigagem e Meio Denso, antes de ser enviada para a fase do Acabamento.

Há oito bombas na fase de Pré-tratamento das quais 4 são destinadas ao bombeamento da polpa, e as outras 4 fazem parte de um sistema de abastecimento de água (água tecnológica) para os Moinhos, Classificadores e para os Crivos. Esta água é proveniente das bombas submersíveis localizadas no rio Luite e é, inicialmente armazenada num tanque que se encontra a uma altitude de 24 metros na secção do pré-tratamento (ver a figura 17 na página 47).

⁵ Supondo que todas as partículas com dimensões inferiores a 1,4 mm foram rejeitadas pelo transbordo dos classificadores.

⁶ Ver Lista de Abreviatura, Siglas e de termos usados



Figura 20: Crivos vibratórios do Pré-tratamento

Transversalmente aos crivos podemos encontrar deflectores que injectam água até 120 m³/h de acordo com a Carta Tecnológica em Anexo B (página 105) com uma certa pressão devidamente controlada.

Esta pressão tem, dentre outros, o objectivo de:

- ✓ Lavar o material;
- ✓ Retardar a passagem do material ao longo do Crivo;
- ✓ Exercer pressão às partículas críticas facilitando assim sua passagem através da malha.

2) Fluxograma da Fase do Pré-Tratamento

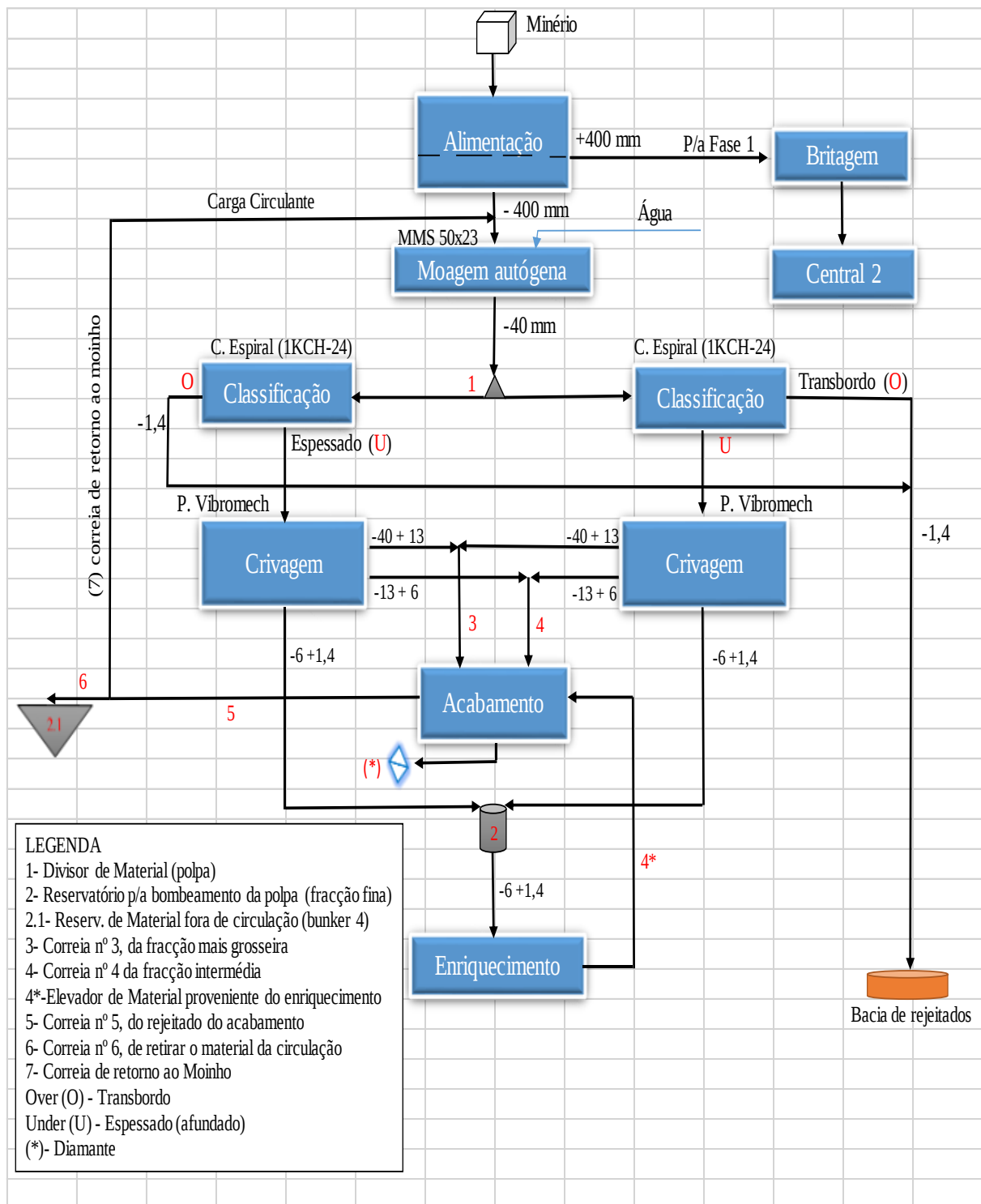


Figura 21: Fluxograma "flowsheet" da Fase de Pré-tratamento da CT I da Mina de Catoca

4.1.2. ENRIQUECIMENTO

1) Descrição dos Processos Tecnológicos

a. Crivagem (Crivos vibratórias nº 5,6,7 e 8) e Jigagem

Ressaltar que na CT I de Catoca, o termo Enriquecimento é utilizado para referir-se ao conjunto de operações que envolvem a jigagem, separação em meio denso dentre outras com o objectivo de remover a maior quantidade de Ganga possível e deste modo enriquecer a classe (-6+1,4) mm antes de ser enviada para a fase do Acabamento.

Esta classe de partículas de (-6 +1,4) mm é armazenada no tanque e com uma bomba do tipo GRAT 450/67 (significa que esta bomba tem a capacidade de bombear 450 m³/h de polpa à uma cota máxima de 67 metros) é bombeada para a fase do Enriquecimento ou tratamento.

Esta classe é recebida por um espessador (divisor de polpa), que se encontra à altura de 28,2 m, este por sua vez, distribui este material para os Crivos cinco (5), seis (6), sete (7), e oito (8); estes crivos apenas têm um estágio de crivagem com calibre de 1,4 mm com o objectivo principal de remover as lamas trazidas com a polpa do tanque.

As partículas do *Oversize* da classe (- 6 + 1.4) mm são levadas até aos *bunkers* cinco (5), seis (6), sete (7) e oito (8) que alimentam as Jigas (do tipo MO-105A) número um (1), dois (2), três (3) e quatro (4) respectivamente em quantidades controladas e regulada automaticamente a partir da sala de controlo ou mesmo no local, isto é, manualmente.

Depois de serem alimentadas às Jigas com uma produtividade de até 22 t/h, estas fazem a separação das partículas minerais. A separação é feita pela diferença de densidade do material (processos gravíticos) e em função da maior ou menor velocidade de sedimentação que elas apresentam quando se deslocam ao longo das duas câmaras de Jigagem.

Os elementos principais para o funcionamento das Jigas são: água, ar e o próprio material que fazem a combinação da separação por pulsação. Estas Jigas, com uma frequência de pulsação crescente de 100-95 (1/min) na primeira câmara, e decrescente na segunda câmara de 100 a 95 (1/min), com um consumo de ar entre 1000 – 1200 m³/h e um consumo específico de água de baixo das grelhas de 5 (m³/t)/h.

As partículas que tiverem maior peso e tamanho, estratificam na primeira câmara de Jigagem formando o primeiro concentrado das Jigas. As partículas com o peso e tamanho médio estratificam na segunda câmara de Jigagem formando o segundo concentrado das Jigas.

As partículas mais leves são arrastadas pelo movimento da corrente de água e em função do ângulo de inclinação das grelhas tanto da primeira câmara como da segunda de 2 graus, assim estas partículas não possuem peso suficiente que lhes permite sedimentar em nenhuma das duas câmaras das Jigas e são enviadas para a bacia de rejeitado.

b. Crivagem (crivo vibratório nº 9) e separação em Meio Denso

A secção de Enriquecimento em seu funcionamento normal, ou seja, quando a Secção de Meio Denso está em plena actividade, os concentrados da primeira e segunda câmara de Jigagem são encaminhadas para o reservatório de bombeamento, e é bombeado até a caixa de alimentação com painéis de drenagem do crivo 9 que alimenta a secção do Meio Denso.

O crivo 9 é provido de um único estágio de crivagem com tela rectangular de dimensão 1X8,8mm, onde o material passante (infracrivo) é descarregado para bacia de rejeitados (dique) e o material retido (supracrivo) é descarregado para o *bunker* 9 e por intermédio do alimentador de correias é descarregado para a Câmara de Mistura que juntamente com o Ferro Silício proveniente do Tanque de Correção do Meio alimentam o Ciclone (*Multoteck*), onde se efectua a separação das partículas minerais com densidade de corte de 2.4 g/cm³.

Os produtos do Hidrociclone, quer seja o *undeflow* (constituídas por partículas pesadas) como o *overflow* (formadas pelas partículas leves) passam para o circuito de Regeneração do Meio Denso com o objectivo de recuperar-se o Ferro-Silício utilizado no interior do ciclone para a separação (sobre a regeneração do Meio Denso será tratado mais adiante).

Depois de lhe ser recuperado o Ferro-Silício (FeSi), o rejeitado do Meio Denso é conduzido para a bacia de rejeitados, enquanto que o concentrado do meio denso, passa pelo separador magnético número dois (2) na qual, as partículas que não possuem propriedades magnéticas como é o caso do diamante, vão para a fase do Acabamento e os minerais magnéticos são rejeitados.

Na eventualidade do não funcionamento da instalação de Meio Denso (MD) por razões de diversa ordem tal como a avaria de algum equipamento, há um circuito alternativo de tratamento constituído por classificação (em classificador de Akins) e jigagem, na qual o concentrado da segunda câmara das jigas do circuito normal deve seguir antes de chegar para a fase do Acabamento.

2) Regeneração do Meio Denso (MD)

Os produtos do hidrociclone (concentrado e rejeitado), passam primeiramente para os crivos vibratórios número 10-2 e 10-1 respectivamente, com painéis de drenagem, no qual faz-se:

- ✓ Recuperação do Ferro-Silício do meio circulante, que é feita na primeira secção (drenagem);
- ✓ Recuperação do Ferro-Silício do meio diluído, que é feito na segunda secção (lavagem).

O meio circulante vai directamente para o reservatório de bombeamento do Meio Circulante, onde o mesmo é bombeado para o tanque de correcção do meio denso que, de forma cíclica vai alimentando novamente a câmara de mistura.

O meio diluído é acumulado no tanque de armazenamento e seguidamente bombeado ao separador magnético número 1. Este por sua vez desempenha o papel de recuperar o meio, ou seja, a maior quantidade possível de Ferro-Silício nele contido. Do separador magnético resulta três produtos, nomeadamente:

- 1- A Fracção magnética, que é directamente conduzida para o reservatório do meio circulante, passando primeiramente para o desmagnetizador (Magna Power);
- 2- Rejeitado da primeira descarga, que constitui uma carga circulante do circuito de regeneração do meio denso. Este rejeitado, retorna novamente para os crivos depois de lhe ser retirado grande parte do Ferro-Silício nele contido;
- 3- Rejeitado da segunda descarga, que é conduzido para a bacia de rejeitado (dique) juntamente com o rejeitado do MD do crivo nº 10-1.

O Ferro-Silício alimentado no sistema é preparado num reservatório específico (reservatório de preparação do MD); adiciona-se o Ferro-Silício juntamente com a água, agita-se até atingir a densidade desejada, posteriormente é bombeado para o tanque do meio circulado.

c. Separação Magnética

O concentrado do meio denso alimenta o separador magnético (2) de tambor via húmida, com o objectivo de eliminar os minerais ferromagnéticos que acompanham o diamante na formação de rochas kimberlíticas, tais como, Magnetita, Ilmenita, Picro-ilmenita, siderita e outros, de modo a reduzir a quantidade de material a serem tratadas pelos separadores de LRX (luminescência de RX).

d. Fluxograma da Fase do Enriquecimento

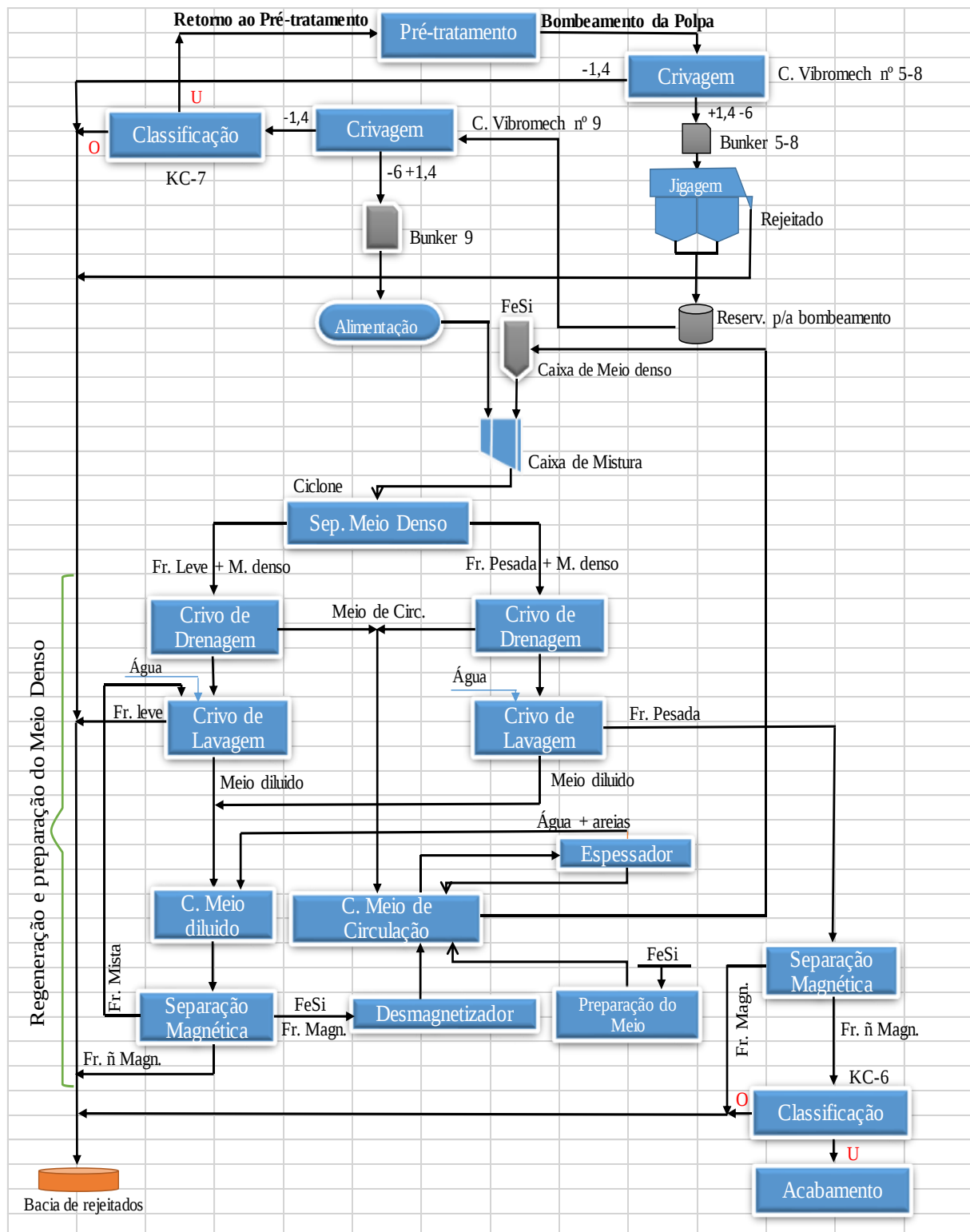


Figura 22: Fluxograma "flowsheet" da Fase de Enriquecimento da CT I da Mina de Catoca

4.1.3. ACABAMENTO

1) Descrição dos Processos Tecnológicos

De uma forma geral, os processos tecnológicos da recuperação de diamantes baseiam-se na aplicação do método de tratamento de luminescência em raios X dos materiais diamantíferos. A luminescência em RX (LRX) de diamante é um processo de recombinação que caracteriza em medida considerável a estrutura cristalina da substância.

Os equipamentos em que é realizado o método, têm o nome de separadores de LRX. A fase do Acabamento no Catoca está dividida em duas partes, conforme o Fluxograma apresentado na Figura 23.

- 1- Acabamento das fracções mais grossas, $(-40+13)$ e $(-13+6)$ mm, ambas provenientes directamente da fase do pré-tratamento;
- 2- Acabamento das fracções mais finas, $(-6 +1.4)$ mm, provenientes da fase do Enriquecimento.

As classes mais grossas $(-40+13)$, $(-13+6)$ mm vindas do Pré-tratamento, são alimentadas aos *bunkers* 10 e 11 respectivamente, que seguidamente alimentam um grupo de Separadores de LRX (doze separadores). Estes efectuem a separação dos diamantes baseando na propriedade dos diamantes de se tornarem luminescentes sob a influência da irradiação de RX.

Este método, tal como foi abordado no Capítulo 2, está baseado na propriedade dos diamantes de se tornar em luminescentes sob a influência da irradiação de RX, ou seja, os diamantes emitem uma luz que persiste um tempo considerável (de 1 microssegundo a muitos minutos) depois de haver cessado a absorção da radiação excitadora. Um dos minerais que acompanha o diamante até esta última fase de beneficiamento e cuja luminescência também persiste um tempo considerável é o Zircão.

O rejeitado dessa separação, de uma forma geral a classe $(-40+6)$ mm é enviado novamente para a fase do pré-tratamento, através da correia nº 7 (correia de retorno) passando primeiramente pela correia nº 5, constituindo assim uma carga circulante.

A carga circulante proveniente da fase do Acabamento é, através de um divisor de material⁷, distribuído para cada um dos três Moinhos, em percentagens devidamente calculadas e reguladas em função de algumas variáveis operacionais tais como: a velocidade de alimentação do minério de cada moinho, factor ou grau de enchimento, percentagem de sólido etc.

A fracção fina $(-6 +1.4)$ mm, proveniente da fase do Enriquecimento, é inicialmente crivada nos crivos vibratórios nº 11 e 12 com duas superfícies de crivagem de calibre de 5 e 2mm, formando três classes:

⁷ Ver Lista de Abreviatura, Siglas e de termos usados

1. Classe: +5 mm;
2. Classe: (-5+2) mm;
3. Classe: (-2+1.4) mm.

O material com dimensões superiores a 5 mm vai para o reservatório de bombeamento (O material deste reservatório vai para os classificadores 14 e 15 que posteriormente vai para a correia 5 retornando assim para a fase de pré-tratamento). A classe (-5+2) mm é acumulada nas tremonhas 15 e 21, e alimentado aos separadores LRX.

A classe (-2+1.4) mm é descarregada para o *bunker* catorze 14, e que posteriormente alimenta os Separadores LRX. Os rejeitados tanto da classe (-5+2) mm como da (-2+1.4) mm vão para o classificador nº 11 onde o espessado (produto do *underflow*) vai para uma separação magnética e o produto do overflow retorna juntamente com a fracção não magnética do separador electromagnético para a fase de pré-tratamento. O material com propriedades electromagnéticas é enviado para a lavaria geológica para efeitos de controlo técnico, enquanto os não electromagnéticos retornam à fase de pré-tratamento.

Os concentrados de todos estes Separadores LRX, desde a classe (-5+2) mm à classe (-2+1.4) mm vão alimentar os fornos respiratório para a secagem e posteriormente o material é submetido a uma crivagem a seco num crivo com três estágios de crivagem com telas de 5; 2 e 1.4 mm, formando as seguintes classes:

- ✓ A classe +5 mm: retorna para a fase de pré-tratamento;
- ✓ Classe (-5+2) mm e (-2+1.4) mm: alimentam os separadores LRX, onde os concentrados constituem o Concentrado final da Classe (-6+1.4) mm da fase do Enriquecimento e os rejeitados retornam o processo juntando-se à alimentação nova da fase de enriquecimento ao Acabamento;
- ✓ Classe -1.4 mm: retorna ao processo de tratamento da fracção fina (classe -6+1.4) mm proveniente da fase de Enriquecimento, ou seja, retorna ao classificador nº 6.

2) Fluxograma da Fase do Acabamento

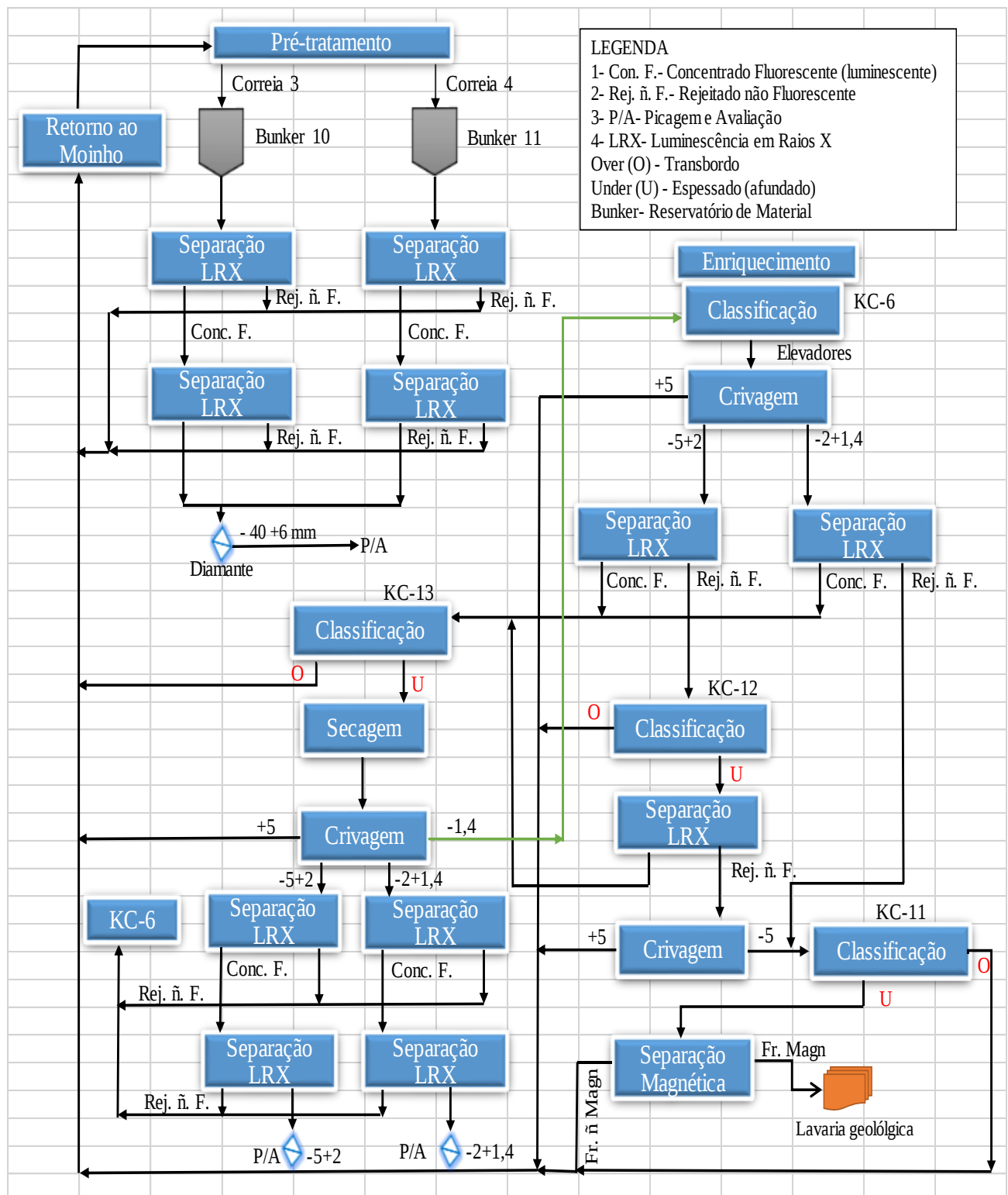


Figura 23: Fluxograma "flowsheet" da Fase de Acabamento da CT I da Mina de Catoca

4.2. EFICIÊNCIA TECNOLÓGICA DA INSTALAÇÃO DE PRÉ-TRATAMENTO

A avaliação da eficiência tecnológica foi feita de duas formas distintas:

- 1) Fez-se amostragem no transbordo (*overflow*) dos classificadores e nos produtos *oversize* dos crivos da fase do pré-tratamento bem como o produto rejeitado das jigas na fase de enriquecimento; posteriormente essas amostras foram devidamente tratadas no laboratório e submetidas ao processo de análise granulométrica por crivagem. Essa análise foi realizada com o objectivo de conhecer a percentagem de material deslocado, a eficiência da crivagem bem como a percentagem de material magnético no rejeitado das jigas, seguidamente fez-se uma comparação com os valores normalmente admitidos nas operações industriais de crivagem com os limites de eficiência previamente estabelecidos pelos fabricantes dos respectivos equipamentos.
- 2) Redimensionamento dos equipamentos de tratamento utilizados na lavaria na sequência que se encontram instalados (Crivos e Classificadores). Depois fez-se uma comparação dos resultados obtidos nos cálculos com aqueles que efectivamente são observados na CT I da mina de Catoca. Este redimensionamento foi feito com objectivo de tentar perceber melhor os resultados verificados na primeira parte da avaliação a luz dos valores encontrados nos cálculos do redimensionamento.

4.2.1. Primeira Parte da avaliação da eficiência tecnológica

A amostragem é o conjunto de operações destinadas à obtenção de uma amostra representativa de uma dada população ou universo. Uma amostra é considerada representativa quando as propriedades do universo (teor dos diversos elementos, constituintes mineralógicos, massa específica, distribuição granulométrica, etc.), estimadas com base nessa amostra, inserem uma variabilidade estatisticamente aceitável.

Foi necessário a elaboração de um plano com o objectivo de garantir a qualidade necessária da amostragem, definição do universo que foram as vazões de descarga nos classificadores, nos rejeitados das jigas e no “*oversize*” dos Crivos bem como no infracrivo dos crivos do Enriquecimento.

A obtenção e preparação das amostras (ver apêndice na página 107, para mais informações sobre o tratamento estatístico das amostras) consistiram na determinação da sequência e do número de colheitas das amostras, dependendo do tipo e da precisão requerida e das características dos fluxos. A preparação das amostras trata-se do conjunto de operações necessárias à adequação da amostra ao método de determinação do parâmetro de qualidade. Dentre essas actividades, podem ser ressaltadas a secagem, a redução de tamanho, a homogeneização e pesagem.

Na determinação de um parâmetro de qualidade inserem-se as análises do parâmetro ou dos parâmetros que irão determinar a qualidade do universo. Neste caso o parâmetro de qualidade são as dimensões das partículas minerais.

Para conhecer a percentagem de material deslocado e consequentemente a eficiência da separação no Pré-Tratamento fez-se amostragens efectuadas nas descargas (produtos) dos diversos equipamentos, nomeadamente:

- ❖ Classificadores espirais ou de Akins;
- ❖ Crivos vibratórios 1,2,3 e 4 (fase de pré-tratamento);
- ❖ Crivos vibratórios 5,6,7 e 8 (que alimentam a fase de enriquecimento);
- ❖ Jigas.

As amostras nos classificadores espirais, nas correias nº 3 e 4 dos crivos da fase do pré-tratamento foram realizadas de forma manual enquanto que as recolhas nas jigas e nos crivos que alimentam a fase de enriquecimento foi feita de forma automática por amostradores colocados nas descargas dos mesmos equipamentos. A figura abaixo ilustra os pontos de recolha das amostras.

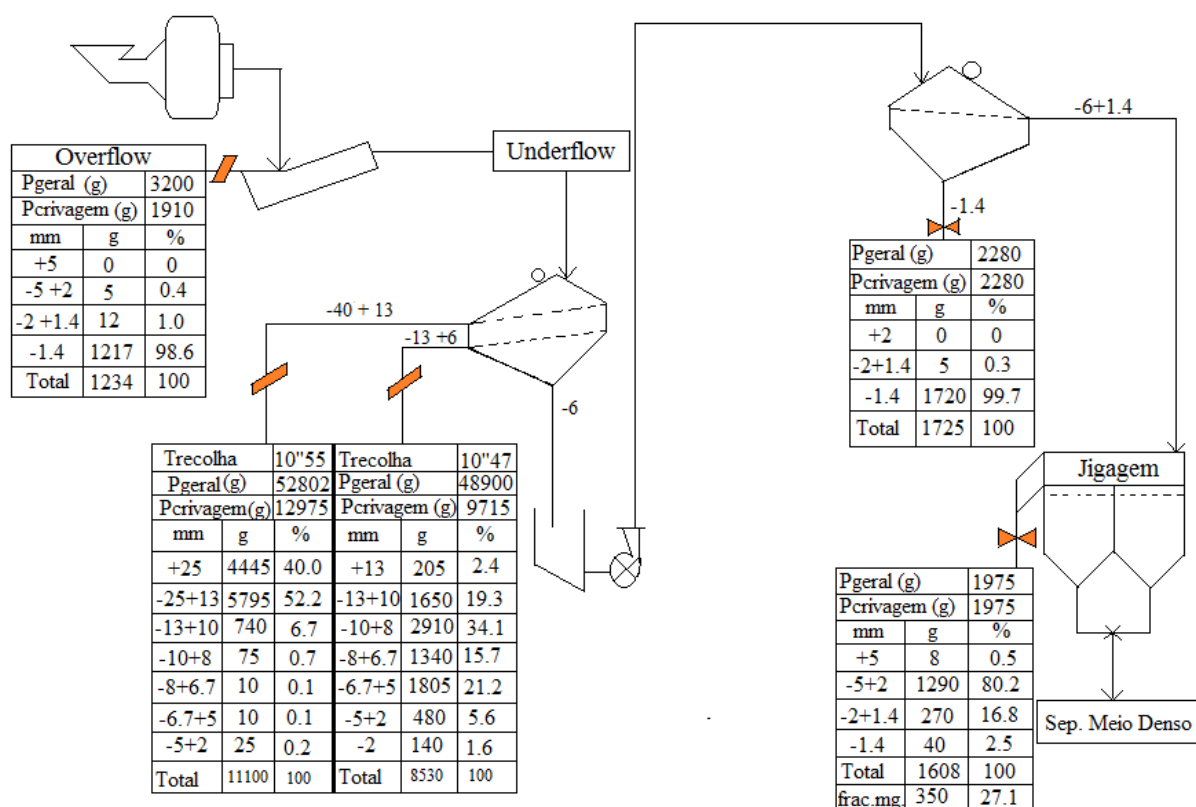


Figura 24: Pontos de recolha das amostras e os resultados da análise granulométrica

4.2.1.1. Avaliação das amostras dos classificadores

A recolha de amostras no transbordo dos Classificadores do Pré-tratamento fez-se com o auxílio de um amostrador manual, um cronómetro e de um balde (recipiente para a colocação das amostras) e fez-se o seguinte:

As amostras foram recolhidas durante trinta (30) segundos em cada lado do classificador, fazendo-se passar de forma alternada o amostrador ao longo da polpa descarregada pelo transbordo do classificador obtendo-se a amostra primária. Registrando o tempo real de recolha. Esta recolha foi feita seis vezes ao dia em intervalos de 4 horas.

Esta amostra primária é submetida ao processo de enquadramento dividindo-se manualmente a amostra primária em alíquotas de menor massa e posteriormente extraiu-se nela um volume correspondente a um litro (amostra final) que é submetido a secagem e pesagem, a outra parte é acumulada em baldes ou tambores quando em quantidades consideráveis é levado a lavaria geológica para ser submetido ao mesmo processo, mas com volumes maiores.

Depois de seco, fez-se a crivagem da amostra final (análise granulométrica por crivagem) pela seguinte sequência de dimensão de crivos: 5, 2 e 1,4 mm. Obtendo-se as seguintes classes granulométricas: +5 mm; (-5+2) mm; (-2+1.4) mm e -1.4 mm.

Calculou-se as percentagens (encontradas na tabela 7) de cada classe granulométrica. Finalmente fez-se a análise dos resultados uma vez que a eficiência dos classificadores espirais 1KSN-24 é de 70%, ou seja, a percentagem de partículas admitidas na classe granulométrica (-5 +1,4) mm não pode ser superior a trinta por cento (30%).

Tabela 7: Resultados da análise granulométrica das amostras do transbordo dos classificadores

Transbordo KCH-24 N° 1				KCH-24 N° 2			KCH-24 N° 3			KCH-24 N° 4		
PESO/geral	3200 g			Pgeral	2846 g		Pgeral	1360 g		Pgeral	1750 g	
Peso/crivag.	1910 g			Pcrivag	1125 g		Pcrivag	1360 g		Pcrivag	1750 g	
Classes (mm)	Peso (g)	Rp (%)	Retido Acu.(%)	Peso (g)	Rp (%)	Retido Acu.(%)	Peso (g)	Rp (%)	Retido Acu.(%)	Peso (g)	Rp (%)	Retido Acu.(%)
+ 5	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- 5 + 2	5	0,4	0,4	9	1,05	1,05	5	0,53	0,53	10	0,88	0,88
- 2 + 1,4	12	1,0	1,4	33	3,85	4,9	35	3,72	4,25	72	6,36	7,24
- 1,4	1217	98,6	100	815	95,1	100	900	95,75	100	1050	92,76	100
TOTAL	1234			857			940			1132		

Da tabela acima observa-se que nenhum classificador ultrapassa a percentagem de partículas retidas acumuladas na classe de $(-5 + 1.4)$ mm e que a maior percentagem se encontra no classificador nº 4 de 7.24% que também está abaixo da tolerância que é de 30%.

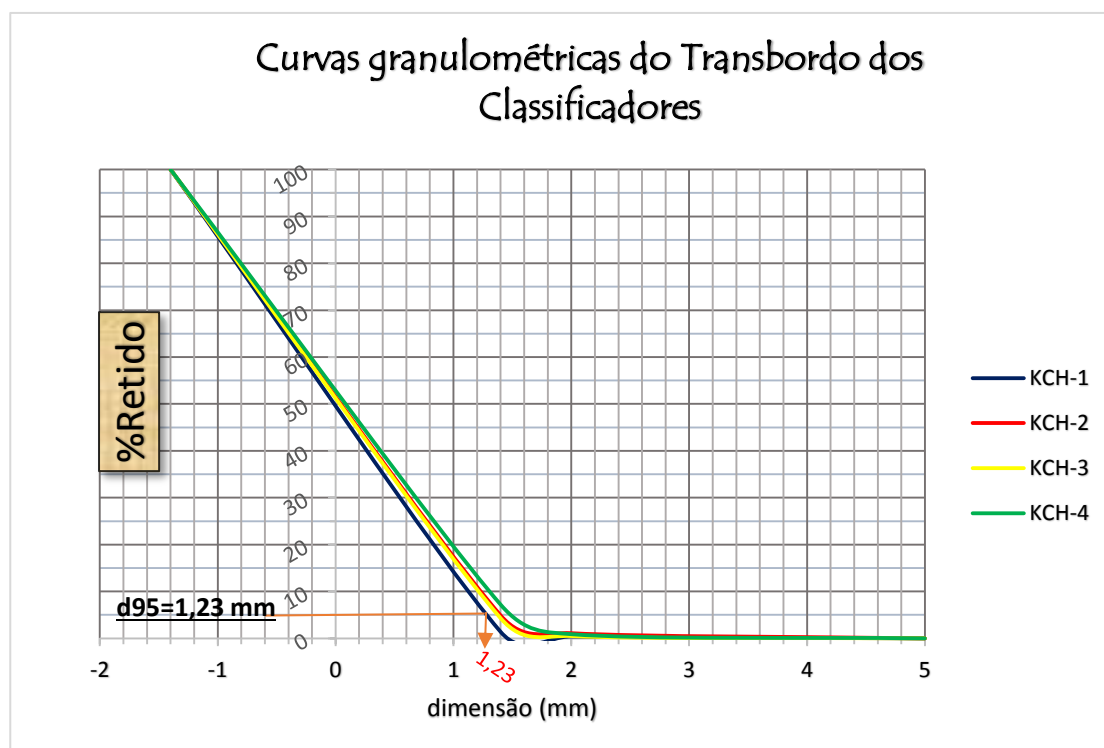


Gráfico 3: Curva granulométrica do transbordo dos classificadores

Observa-se no gráfico acima que as curvas granulométricas de retido do “*overflow*” dos classificadores seguem uma distribuição muito idêntica e em particular os classificadores nº 2 e 3. Ressalta-se também que apesar de se observar ausência de quantidades consideráveis de partículas superiores ao diâmetro de corte que teoricamente é utilizado na instalação (1,4 mm), no “*overflow*”, não implica necessariamente uma operação necessariamente eficiente, porque pode dar-se o caso de irem para o “*underflow*” elevadas quantidades de partículas finas, neste caso, inferiores a 1,4 mm como vê-se claramente no gráfico acima que a classificação está ocorrendo a um diâmetro de corte a volta de 1,2 mm.

Em caso afirmativo haverá necessidade de corrigir o diâmetro de corte e consequentemente outras variáveis operacionais em uso, tal como afirmou-se acima estes resultados serão também analisados na segunda parte da avaliação. Por enquanto, passou-se a analisar as partículas que são descarregadas no “*underflow*” para alimentar os Crivos, de maneiras a certificar que realmente os classificadores estão eliminando todas as partículas inferiores a 1,4 mm, ou se ainda existe consideráveis partículas deste calibre nos processos subsequentes.

4.2.1.2. Avaliação das amostras dos crivos da secção de pré-tratamento

Recolheu-se amostras no “oversize” da crivagem através das correias transportadoras 3 e 4, com o objectivo de conhecer e analisar a percentagem de partículas inferiores a abertura dos crivos (13 e 6 mm), isto é, “undersize” presente no “oversize”, possível obstrução e consequentemente a eficiência do processo de crivagem.

Materiais utilizados:

- ✓ Amostrador manual;
- ✓ Fita Métrica;
- ✓ Balança analítica;
- ✓ Cronómetro.

Procedimentos:

- ✓ Medir a largura de material (fluxo de material) nas correias;
- ✓ Recolher a amostra em 10 segundos;
- ✓ Retirar 6 e 5 canecas nas Correia três (3) e quatro (4) respectivamente;
- ✓ Pesar e secar o material e fazer o peneiramento com a seguinte ordem de crivos: 25; 13;10;8;6.5 5; 2; 1.4 mm;
- ✓ Calcular a produtividade das correias, as percentagens de cada classe granulométrica e a interpretação dos resultados.

a) Resultados da análise granulométrica do “oversize” da crivagem, (primeiro estágio)

Após a realização de todos os procedimentos descritos acima, apresenta-se a seguir de forma sintética os resultados oriundo da amostragem realizada neste ponto.

Tabela 8: Resultados da análise granulométrica no “deck” de 13 mm

Dimensão (mm)	Rp (g)	Rp (%)	% Pas. Acu
+25	4445	40	100
-25 +13	5795	52,2	60
-13 +10	740	6,7	7,8
-10 +8	75	0,7	1,1
-8 +6,7	10	0,1	0,4
-6,7 +5	10	0,1	0,3
-5 +2	25	0,2	0,2
Total	11100	100	

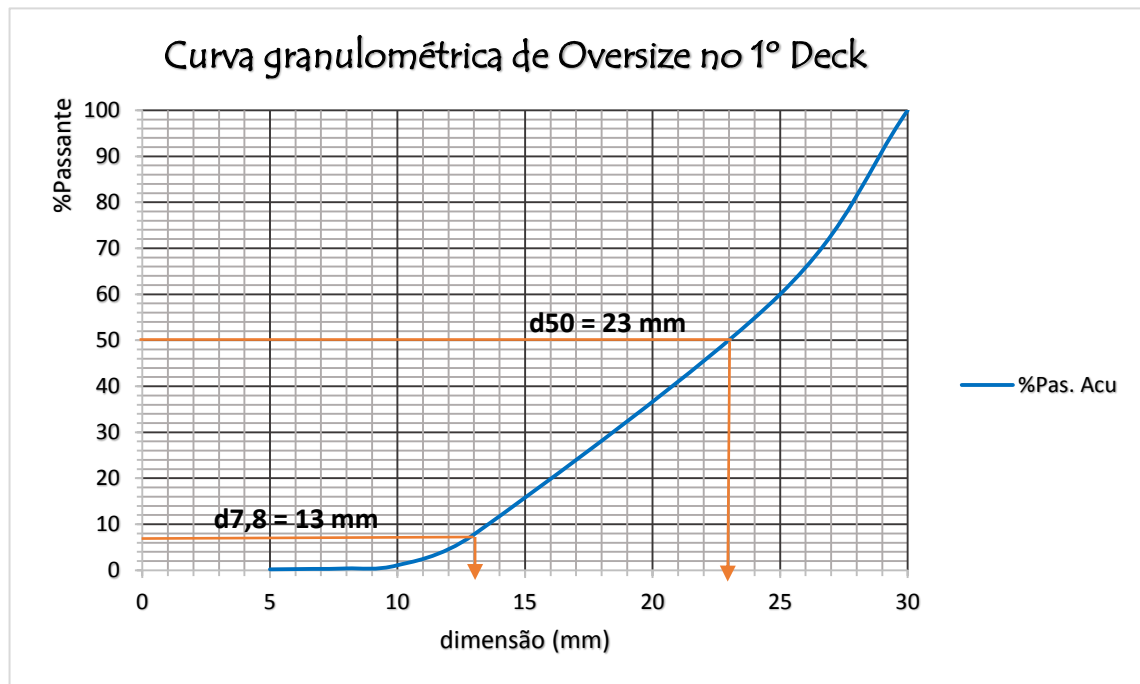


Gráfico 4: Curva granulométrica do primeiro estágio de crivagem

Dos resultados da distribuição granulométrica obtidos nos produtos “oversize” da primeira superfície de crivagem, observa-se 7,8% de partículas passantes, isto é, de partículas inferiores a abertura do crivo 13 mm (“undersize” presente no “oversize”). Assim, segundo o método de Allis Chalmers (Abordado no capítulo 3, sobre crivagem) a eficiência neste estágio é de:

$$E = 100 - 7,8 = 92,2 \%$$

Ou ainda, admitindo que a alimentação ao crivo segue a distribuição linear, ou seja, a distribuição de Gaudin-Schuhman com $n = 1$ conforme apresentado abaixo.

$$Y = 100 * \left[\frac{d}{D_{max}} \right]^n \quad (8)$$

Onde: Y é a porcentagem de passante acumulado.

n - Factor de dispersão; d - Série de telas utilizadas; D_{max} - Diâmetro máximo na alimentação.

Sendo $D_{max} = 40 \text{ mm}$, obteve-se os seguintes resultados apresentados abaixo:

Tabela 9: Distribuição granulométrica de alimentação ao 1º deck

Dimensão (mm)	% Pas. Acum	% Ret. Acum
+ 40	-----	-----
-40 +25	100	0
-25 +13	62,5	37,5
-13 +10	32,5	67,5
-10 +8	25	75
-8 +6,5	20	80
-6,5 +5	16,25	83,75
-5 +2	12,5	87,5
-2	5	95

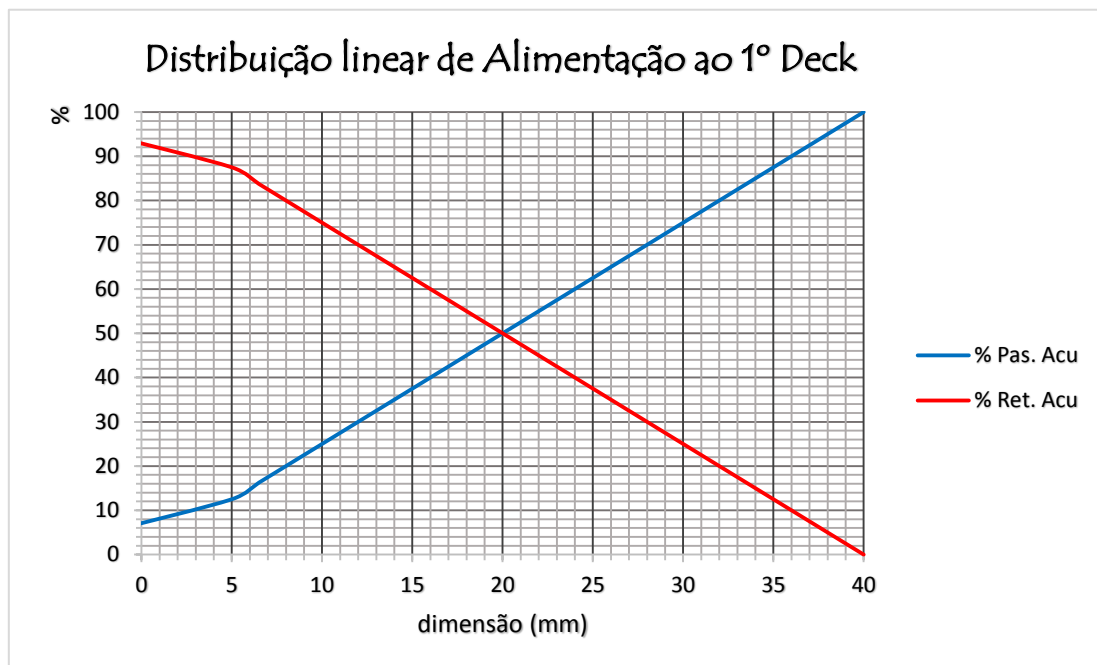


Gráfico 5: Características granulométricas da alimentação ao 1º deck de crivagem

Pelo método Europeu (ver capítulo 3) a eficiência da crivagem será:

$$E = 100 * \frac{100(a - r)}{a(100 - r)}$$

$a = 32,5\%$ (percentagem de “undersize” na alimentação ao crivo de malha igual a 13 mm, gráfico 5);

$$E = 100 * \frac{100(32,5 - 7,8)}{32,5(100 - 7,8)} = 82,43\%$$

b) Resultados da análise granulométrica do “oversize” da crivagem, (segundo estágio)

Tabela 10: Resultados da análise granulométrica no “deck” de 6 mm

Dimensão (mm)	Rp (g)	Rp (%)	% Pas. Acum
+13	205	2,40	100
-13 +10	1650	19,34	97,60
-10 +8	2910	34,12	78,26
-8 +6,7	1340	15,71	44,14
-6,7 +5	1805	21,16	28,43
-5 +2	480	5,63	7,27
-2	140	1,64	1,64
Total	8530	100	

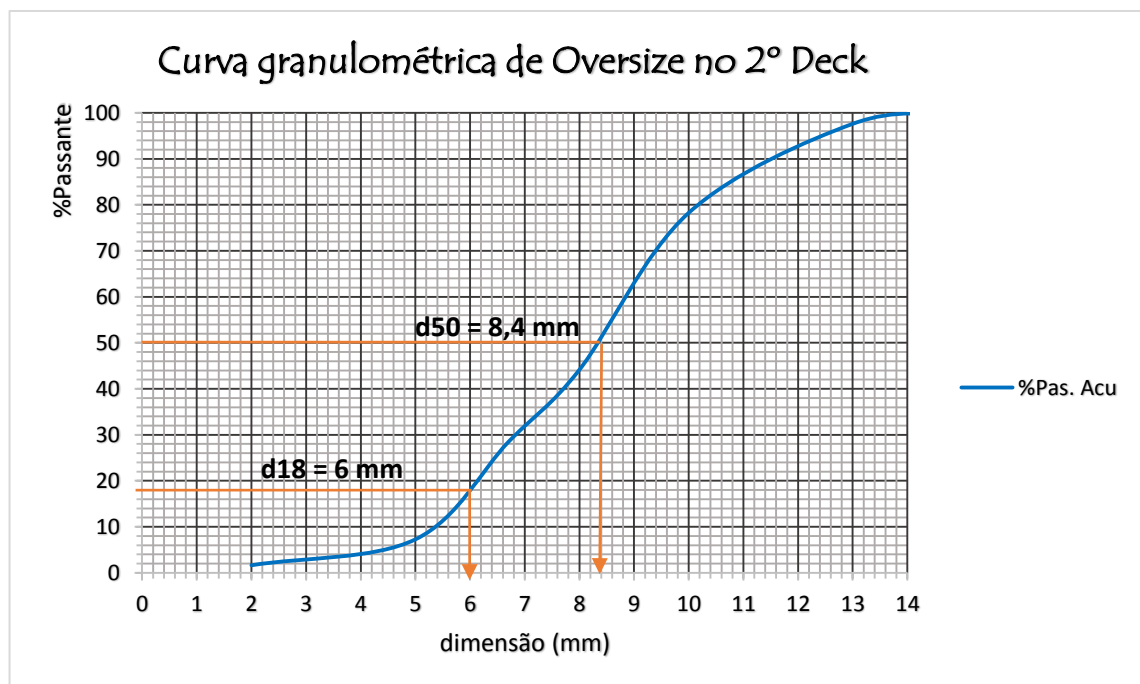


Gráfico 6: Curva granulométrica do segundo estágio de crivagem

De igual modo, observa-se que, a amostra recolhida contém 18% de partículas inferiores a abertura do crivo (6 mm) “undersize” presente no “oversize” (ver a curva no gráfico 6), resultante de uma má estratificação verificada no local e de uma possível obstrução nas telas, isto é, partículas críticas. Assim a eficiência neste estágio é de:

$$E = 100 - 18 = 82 \, \%.$$

Admitindo tal como anteriormente que a alimentação ao 2º deck segue a distribuição linear com $D_{max} = 13 \, \text{mm}$, obteve-se os resultados apresentados abaixo:

Tabela 11: Distribuição granulométrica de alimentação ao 2º deck

Dimensão (mm)	% Pas. Acum	% Ret. Acum
+ 13	-----	-----
-13 +10	100	0
-10 +8	76,92	23,08
-8 +6,5	61,54	38,46
-6,5 +6	50	50
-6 +5	46,15	53,85
-5 +3	38,46	61,54
-3 +2	23,08	79,92
-2	15,35	84,62

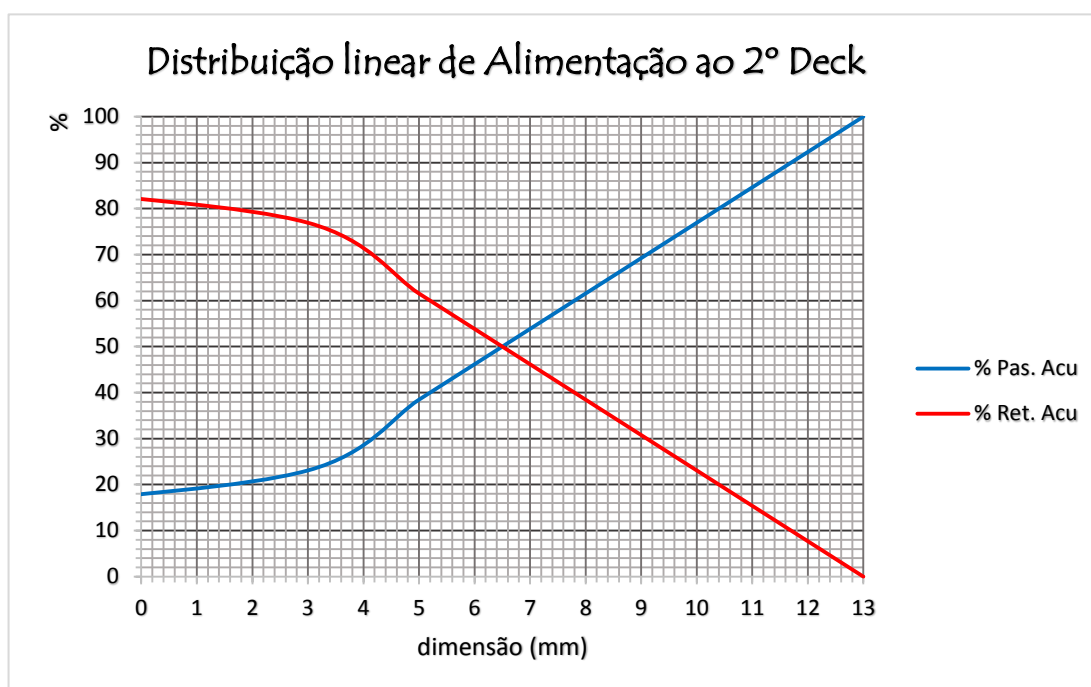


Gráfico 7: Características granulométricas da alimentação ao 2º deck de crivagem

Deste modo, pelo método Europeu a eficiência da crivagem neste segundo estágio será:

$\alpha = 46,15\%$ (percentagem de “undersize” na alimentação ao crivo de malha igual a 6 mm, tabela 11);

$$E = 100 * \frac{100(46,15 - 18)}{46,15(100 - 18)} = 74,4\%$$

Tal como foi dito no capítulo dois, na indústria os valores correntes é de $70 < E < 95 \%$ conclui-se que estes valores apesar de não serem péssimos devem ser melhorados.

Observa-se também (tabela 10) dos resultados da análise granulométrica da segunda superfície de crivagem (2º *deck*) 2,4% de material deslocado, partículas com dimensões superiores ao primeiro crivo (malha de 13 mm), o que corresponderia neste, uma possível fuga nas telas desta mesma superfície de crivagem.

Observação: Alguns dos factores que afectam a eficiência da crivagem, isto é, que influenciam a velocidade de passagem das partículas *undersize*, estão devidamente descritos na fundamentação teórica Capítulo 3.

3) Cálculo das produtividades do *oversize* a partir das correias 3 e 4

Com o objectivo de controlar as produtividades fornecidas pelos sensores e consequentemente a sua possível correcção pelo sector de automação, calculou-se a produtividade pela fórmula indicado abaixo:

$$P = 3600 * \frac{P_g}{t_r} * \frac{L}{l} \quad (9)$$

Onde: P é a produtividade da correia (do produto *oversize*) em t/h ;

P_g é o peso geral da amostra recolhida;

t_r é o tempo de recolha;

L é a largura do material na correia;

l é a largura do amostrador (não varia e é igual a 110 mm).

Com base nos resultados das amostras recolhidas (ver figura 24, página 60) tem-se os seguintes dados:

❖ Correia nº 03

Peso geral (P_g): 52802 gramas (0,052802 ton);

Tempo de recolha: 10,55 segundos;

$L = 433$ mm

Assim:

$$P_3 = 3600 * \frac{0,052802}{10,55} * \frac{433}{110} = 70,9 \text{ t/h}$$

❖ Correia nº 04

Peso geral (P_g): 48900 gramas (0,0489 ton);

Tempo de recolha: 10,47 segundos;

$L = 496$ mm.

Assim:

$$P_4 = 3600 * \frac{0,0489}{10,47} * \frac{496}{110} = 75,8 \text{ t/h}$$

Sendo que as produtividades médias das correias 3 e 4 fornecidas pelos sensores rondava em torno de 71 t/h; 73 t/h; 76 t/h e 78 t/h; 79 t/h; 81 t/h respectivamente, dos resultados obtidos acima de 70,9 t/h e 75,8 t/h verifica-se um certo desvio, o que implicaria uma aferição por parte do sector de automação, a fim de minimizar esses desvios.

4.2.1.3. Avaliação das amostras dos crivos que alimentam a secção de enriquecimento

Havendo necessidade de se compreender a possível existência de consideráveis partículas inferiores a 1,4 mm nos processos subsequentes à classificação (eficiência da classificação), recolheu-se amostras nos crivos que alimentam a fase de enriquecimento por amostradores automáticos que recolhem em cada 15 minutos na descarga (passante dos crivos), drenou-se a água que o acompanha através de uma peneira de Inércia. Aproveitou-se a ocasião para verificar uma possível fuga nas telas destes crivos.

Estas amostras foram tratadas com procedimentos semelhantes aos descritos acima utilizando série de crivos de 2 a 1,4 mm, obtendo-se as seguintes classes granulométricas:

1. Classe: +2 mm;
2. Classe: (-2+1,4) mm;
3. Classe: -1,4 mm.

Calculou-se as percentagens de cada classe granulométrica. Finalmente fez-se análise dos resultados.

Admite-se uma percentagem acumulativa de partículas da classe (-2 +1,4) mm não superior a 1,4%.

A tabela abaixo apresenta os resultados da análise granulométrica realizada nestas amostras.

Tabela 12: Resultados da análise granulométrica no undersize dos crivos

Dimensão (mm)	Rp (g)	Rp (%)	% Ret. Acum
+2	0	0	0
-2 +1,4	5	0,3	0,3
-1,4	1720	99,7	100
Total	1725	100	

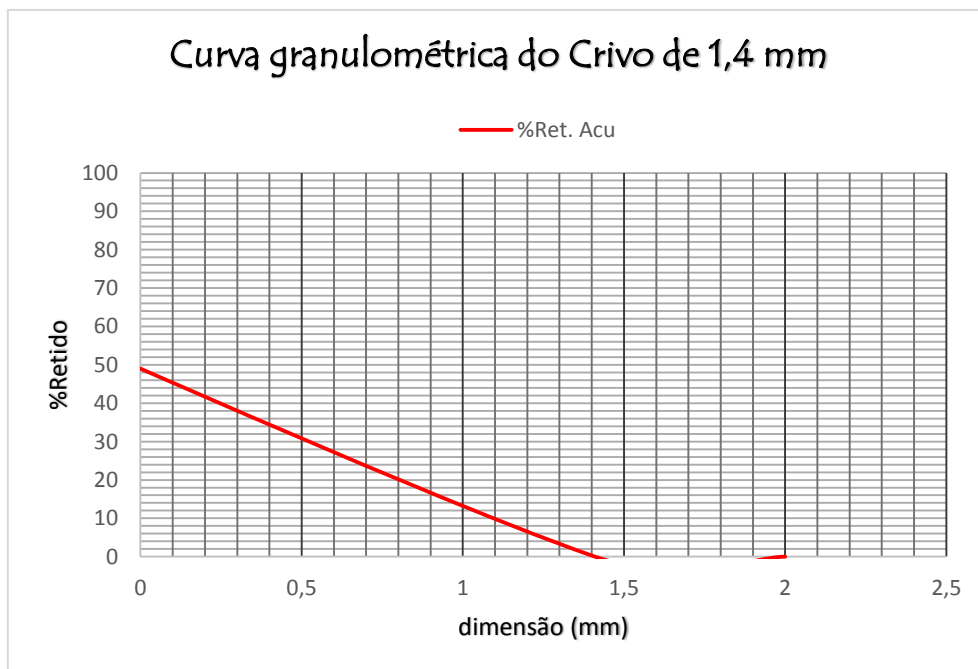


Gráfico 8: Curva granulométrica das amostras recolhidas no *undersize* dos crivos

Dos resultados obtidos acima nota-se apenas 0,3% de partículas retidas acumuladas da classe (-2 +1,4) mm que é um valor admissível pelo fabricante pois, o máximo aceitável é 1,4%.

Nota-se cerca de 99,7% de finos (-1,4 mm) retidos, das amostras do passante dos Crivos do Enriquecimento, possivelmente provenientes dos classificadores. Como notou-se, o diâmetro de corte determinado no classificador é inferior ao utilizado na instalação o que significa que partículas inferiores a 1,4 mm estão sendo arrastadas para o “*underflow*” denotando uma certa ineficiência da classificação.

4.2.1.4. Avaliação das amostras das Jigas

Fez-se recolha de amostras no rejeitado das Jigas devido a impossibilidade de obtê-las no produto “*undersize*” do 2º *deck* (calibre de 6 mm) da fase de pré-tratamento, o objectivo é ter uma mínima noção da quantidade de partículas de dimensões superiores a 6 mm presentes para poder inferir sobre a quantidade destas que são alimentadas para a fase do enriquecimento ou uma possível fuga nos crivos do pré-tratamento bem como a presença de partículas pesadas.

Efetuuou-se recolha de amostras de forma manual na descarga (partículas leves); este material foi devidamente tratado de maneira semelhante aos anteriores. Depois de seco, fez-se a crivagem do material (análise granulométrica) pela seguinte sequência de dimensão dos crivos: 5; 2 e 1,4 mm.

Obtendo-se as seguintes classes granulométricas: +5 mm; (-5+2) mm; (-2+1,4) mm e -1,4 mm. Calculou-se as percentagens de cada classe granulométrica e finalmente fez-se análise dos resultados.

Os resultados indicam 0,5% de partículas retidas de dimensões superiores a 5 mm (conforme mostra a tabela abaixo) indicando uma quantidade pequena no que tange a percentagem de material deslocado e também poder-se inferir sobre a possível fugas nas telas, resultante do 2º estágio de crivagem com eficiência de 82%.

Sendo que a propriedade diferencial de separação nas Jigas é a velocidade de sedimentação das partículas por diferença de densidades e tamanhos, sendo menos importante a forma das mesmas, a classe (-5+2) mm é submetida à Separação Magnética (Separador com íman permanente).

Observa-se uma considerável percentagem de minerais magnéticos consequentemente pesados. Pode-se dizer que este material é proveniente do pré-tratamento devido à baixa percentagem de sólidos na zona C dos classificadores. Uma quantidade considerável delas implica a provável existência de e.m.u (espécie mineralógica útil) no rejeitado das Jigas.

Tabela 13: Resultados da análise granulométrica feita no rejeitado das Jigas

Dimensão (mm)	Rp (g)	Rp (%)	% Ret. Acu
+5	8	0,5	0,5
-5 +2	1290	80,2	80,7
-2 +1,4	270	16,8	97,5
-1,4	40	2,5	100
Total	1608	100	
% frac. Magnética	350	27,1	

Observação: Depois de submetida a classe de (-5+2) mm com rendimento em peso de 1290 gramas à separação magnética, obteve-se 350 gramas de partículas magnéticas, resultando em 27,1% de partículas magnéticas na descarga (rejeitados) das jigas, correspondendo numa possível perda de diamante nos rejeitados.

$$Fracção\ Magnética = \frac{350}{1290} * 100 = 27,1\%$$

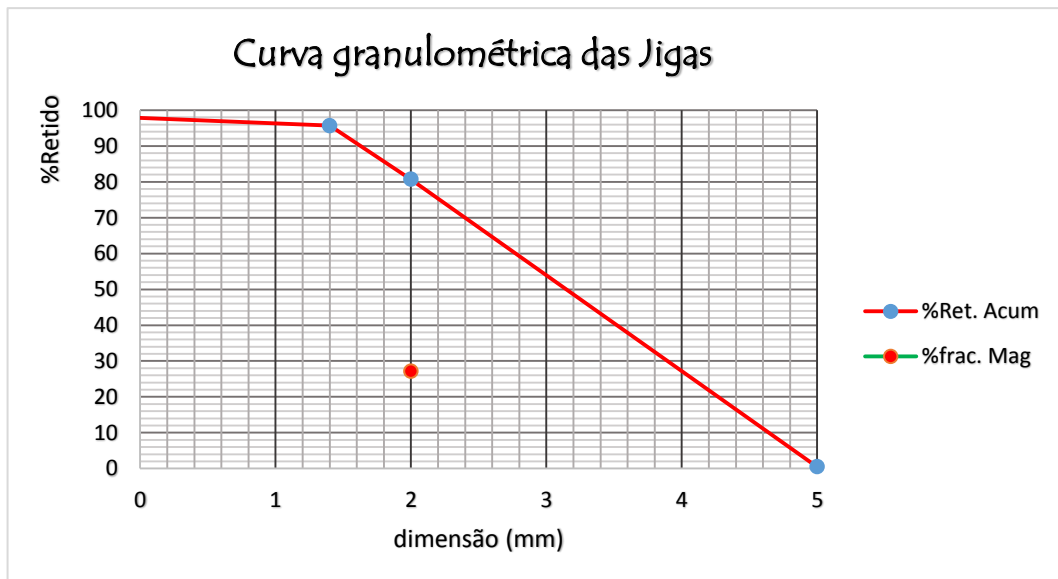


Gráfico 9: Curva granulométrica das amostras recolhidas no rejeitado das Jigas

Ressalta-se que esses resultados seriam mais precisos caso fosse possível recolher amostras na alimentação dos Crivos, Jigas bem como em todos os outros pontos necessários.

4.2.2. Segunda Parte da avaliação da eficiência tecnológica

Dada a impossibilidade de se construir a curva de partição também chamada de Curva de *Tromp*, devidamente referenciada na fundamentação teórica (devido a falta de amostras nos outros produtos de cada operação), para se conhecer a percentagem de partículas de cada intervalo granulométrico, referente à alimentação de cada operação, que passa para o “*underflow*” ou para o “*overflow*” (no caso da classificação) e para o “*oversize*” ou “*undersize*” (no caso da crivagem) bem como aplicação de outros índices de avaliação de Eficiência de maneiras a se aferir melhor sobre a eficiência da separação dos processos tecnológicos na instalação de pré-tratamento do Catoca que é o escopo deste trabalho de pesquisa.

Fez-se então o redimensionamento dos equipamentos (Crivos e Classificadores) com objectivo de tentar perceber melhor os resultados verificados na primeira parte da avaliação a luz dos valores encontrados após os cálculos do redimensionamento. Determinar algumas variáveis geométricas e/ou operacionais que influenciam na eficiência tecnológica destes processos, propor correcções e/ou substituição dos equipamentos.

4.2.2.1. Redimensionamento do Classificador

O dimensionamento de classificadores em regime de classificação é feito pela capacidade de transbordo de *overflow* conforme abordado no capítulo 3. Define-se o equipamento conveniente e verifica-se se ele tem a capacidade de arraste necessária.

a) Determinação do d_{95}

Depois de feita a distribuição granulométrica determinou-se o diâmetro (d_{95}) pelo qual passa 95% da população do produto mais fino, isto é, no *overflow* da qual obteve-se d_{95} igual a 1,2 mm que corresponde aproximadamente 14 *mesh* (ver curva granulométrica do classificador na página 62).

Uma vez que a partir dos dados do catálogo de fornecedores de classificadores apresenta capacidade de classificadores apenas com diâmetro de corte de até 20 *mesh* (0,833 mm), portanto admitiu-se um d_{95} de 20 *mesh*.

b) Determinação da % de sólidos e capacidade de transbordo do overflow

Com base no d_{95} e a partir da tabela de capacidade do transbordo de overflow (em anexo 1) determinou-se a % de sólidos no *overflow* de 45% e a capacidade de transbordo de *overflow* de 0,408 (t/h)/ft². No cálculo da área, a capacidade de transbordo de *overflow* deve ser multiplicada por alguns *factores de correção de capacidade* em função da densidade do minério e do tipo de circuito (fechado ou aberto) como mostra as figuras em anexo 5 e 4 respectivamente.

❖ Características da Alimentação ao Classificador

- ✓ Os classificadores são alimentados com uma produtividade máxima de 250 t/h;
- ✓ Os classificadores da Central de Catoca removem cerca de 40% das partículas finas e/ou lamas contidas na alimentação, isto é, têm uma partição de 40% para o *overflow*;
- ✓ Capacidade de transbordo do classificador determinada é de 0,408 (t/h)/ft²;
- ✓ Densidade da polpa (no transbordo) de 1,23 g/cm³.

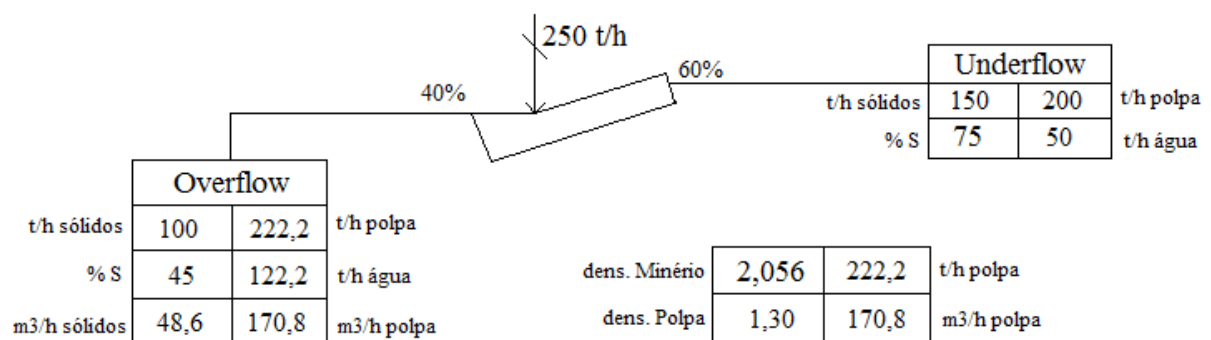


Figura 25: Representação esquemática para o dimensionamento do Classificador

Assim:

$$\text{Área} = \frac{\text{Produtividade do transbordo do overflow (t/h)}}{\text{capacidade de transbordo do overflow} \left(\frac{\text{t/h}}{\text{ft}^2} \right) * \text{factores de correcção}^8} \quad (10)$$

⁸ Anexo 4 e 5

$$\text{Área} = \frac{100t/h}{0,408 \frac{t/h}{ft^2} * 0,76 * 4} = 80,62ft^2$$

c) Seleção do classificador ideal

Tendo-se calculado a área e com base no diâmetro de corte, a partir da tabela de área do classificador em anexo 3, selecionou-se o seguinte classificador apresentado na tabela abaixo com área imediatamente superior ao calculado (80,6 ft²):

Tabela 14: Características do classificador por selecionar

Diâmetro da Espiral (")	Tipo de Tanque	Área do Tanque (ft ²)		
		Modelo 100	Modelo 125	Modelo 150
		20 – 65 mesh	35 – 150 mesh	65 – 325 mesh
		3 3/4 "/ft	3 1/2 "/ft	3 1/4 "/ft
54	ST	67,0	91,2	119,7
	MF	75,4	107,9	146,7
	FF	85,1	126,9	177,9

d) Verificação da capacidade de arraste do underflow

Assim como a área do Classificador deve permitir que a mesma tenha a capacidade de transbordar todo material fino (ou com menor velocidade de sedimentação) e com diâmetro menor ou igual ao d_{95} para o *overflow*; o diâmetro da espiral deve ter a capacidade suficiente para arrastar todas as partículas grossas (ou com maior velocidade de sedimentação) e com diâmetro maior ao d_{95} para o *underflow*. Portanto, tendo o classificador a capacidade de transbordar 100 t/h, deve-se verificar se com diâmetro da espiral de 54 polegadas (1371,6 mm) a tem de arrastar 150 t/h para o *underflow*.

Da tabela de capacidade de arraste de *underflow* em anexo 2 estabelece que com o classificador de apenas uma espiral de 54" tem a capacidade de arrastar 10,5 t/h a cada rpm (rotações por minuto) por espiral operando entre 2,9 e 7,0 rpm e uma potência de 5 HP (3,7 kW).

Daí,

$$rpm = \frac{\text{produtividade do underflow (t/h)}}{\text{capacidade de arraste de underflow} \left(\frac{t/h}{rpm} \right) * \text{factor de correcção}} \quad (11)$$

$$\text{rotação necessária} = \frac{150 t/h}{10,5 \frac{t/h}{rpm} * 0,76} = 18,8 rpm$$

Este valor está fora da faixa operacional (2,9 – 7,0 rpm), assim é necessário usar um classificador com espiral ou rosca dupla (*double pitch*) ou tripla (*triple pitch*).

Assim, com duas espirais:

$$rotação\ necessária = \frac{150\ t/h}{10,5 \frac{t/h}{rpm} * 2 * 0,76} = 9,4\ rpm \notin (\text{também não pertence})$$

com três espirais:

$$rotação\ necessária = \frac{150\ t/h}{10,5 \frac{t/h}{rpm} * 3 * 0,76} = 6,27\ rpm$$

Este valor está dentro dos limites operacionais do equipamento. Assim sendo, o classificador escolhido para operar nessas condições é um classificador de 54", FF (*Full Flare* ou, em português, largo), Triplex (*Triple pitch* ou, em português, rosca tripla) operando a 6,27 rpm, Modelo 100 com 31% de inclinação (ou ainda $3\frac{3}{4}"/ft$), i.e., com ângulo de inclinação de 17°. Visto que é um classificador com espiral tripla, a área do classificador deve ser o triplo da área determinada anteriormente (tabela 14) bem como a capacidade de arraste do *underflow* também deve ser o triplo da capacidade determinada acima.

Do exposto, conclui-se que os classificadores da secção de pré-tratamento não estão a realizar bem um dos objectivos do projecto daquela secção, para além da deslamagem, que é a classificação de todas as partículas com dimensões inferiores a 1,4 mm, visto que o seu diâmetro de corte determinado após análise granulométrica do *oversize* ronda a volta de 1,2 mm, não é péssimo, mas pode ser melhorado.

Isto deve-se a diversos factores, dos quais o mais importante é a diluição da polpa, uma vez que o aumento da diluição reduz a densidade do transbordo e aumenta a sedimentação, caso contrário aumentaria a densidade do transbordo e consequentemente o diâmetro de corte.

Outros parâmetros ou factores que se pode levar em conta para aumentar o diâmetro de corte ou melhorá-lo estão devidamente detalhados na fundamentação teórica capítulo 3.

Tabela 15: Características do equipamento em uso com o proposto

Características	Diâmetro da Espiral (mm)	Quantidade de Espirais (un)	Ângulo de inclinação do tanque (°)	Área de transbordo (m ²)
Existente	2400	1	18	2,45
Redimensionado	1372	3	17	7,91

Das observações *in loco*, ou ainda da carta tecnologia em anexo B, os classificadores operavam com uma densidade de polpa a volta de 1,18 – 1,26 mais concretamente com a densidade de 1,23 reduzindo desta forma o diâmetro de corte, pois, com base nos cálculos feitos, para se ter um diâmetro de corte mais grosseiro, por exemplo, de 20 *mesh* (0,833 mm), 45% de sólidos a densidade da polpa é de 1,30 (vede a figura 25, página 73). Estes resultados confirmam claramente os resultados obtidos na primeira parte da avaliação.

4.2.2.2. Redimensionamento do Crivo

Uma vez que existem vários métodos de dimensionamento de Crivos, conforme referiu-se anteriormente, no entanto, optou-se pelo Método de Allis Chalmers. Os valores mais altos serão os valores mínimos a ter em conta no dimensionamento do Crivo com duas superfícies de crivagem.

❖ Características da Alimentação ao Crivo

- ✓ Alimentação de 150 t/h;
- ✓ Produtividade do *oversize* do 1º *deck* de 70,9 t/h;
- ✓ Produtividade do *oversize* do 2º *deck* de 75,8 t/h;
- ✓ Dois andares ou estágios de crivagem de 13 e 6 mm de calibre respectivamente.

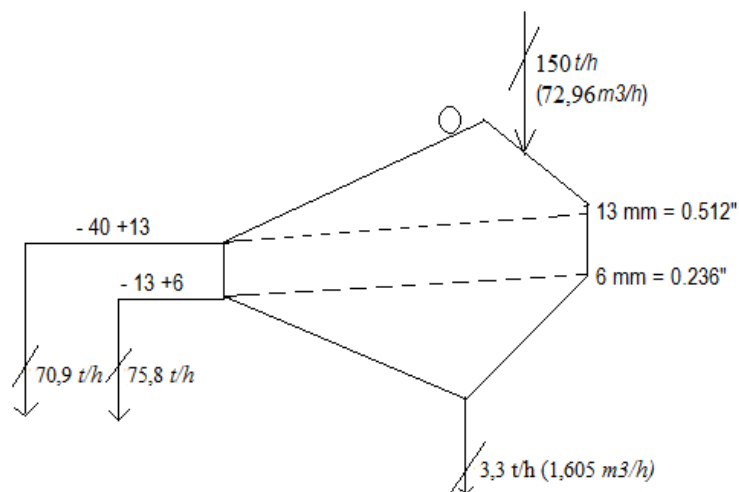


Figura 26: Representação esquemática para o dimensionamento do Crivo

$$A = \frac{T}{C * M * K * Q_n}$$

a) Primeiro deck (malha de 13 mm)

$T = 150 \text{ t/h}$ ($150/2,056 = 72,96 \text{ m}^3/\text{h}$, ver figura 26);

$C = 24 \text{ (m}^3/\text{h)/m}^2$ (capacidade unitária dos crivos, anexo 6);

$M = 1,075$ ver em anexo 7 (em função de 37,5% de *oversize* na alimentação, ver tabela 9, página 65);

$K = 0,525$ ver em anexo 8 (em função de 16,25% de passante ao crivo de malha $a/2$, ver tabela 9);

$Q_1 = 1,0$ (função do tipo de abertura da tela, “tela quadrada”, anexo 9)

$Q_2 = 1,0$ (função do formato das partículas, “partículas cúbicas”, anexo 9);

$Q_3 = 1,25$ (crivagem a húmido com borrião anexo 9);

Q_4 = função da percentagem de humidade para crivagem a seco (neste caso não se usa);

$Q_5 = 1,0$ (deck superior, anexo 9);

$Q_6 = 1,048$ (52,38% de abertura livre, determinado por interpolação em anexo 10);

Assim $Q_n = 1,0 * 1,0 * 1,25 * 1,0 * 1,048 = 1,31$

daí,

$$A = \frac{72,96 m^3/h}{24 \frac{m^3/h}{m^2} * 1,075 * 0,525 * 1,31} = 4,112 m^2$$

Portanto, **$A_1 = 4,11 m^2$** .

b) Segundo deck (malha de 6 mm)

$T = 79,1/2,056 = 38,47 m^3/h$ ($150 - 70,9 = 79,1 t/h$, ver figura 26);

$C = 14 (m^3/h)/m^2$;

$M = 1,175$ (50% de *oversize* na alimentação, ver a tabela 11 ou o gráfico 7, página 67);

$K = 0,66$ (23,08% de passante para o crivo de malha $a/2$, ver tabela 11 ou o gráfico 7);

Para os factores Q_n simplesmente varia os factores Q_5 e Q_6 .

$Q_5 = 0,9$ (segundo deck);

$Q_6 = 0,791$ (39,56% de abertura livre, determinado por interpolação em anexo 10);

Assim $Q_n = 1,0 * 1,0 * 1,25 * 0,9 * 0,791 = 0,89$

Assim a área será: $A = \frac{38,47 m^3/h}{14 \frac{m^3/h}{m^2} * 1,175 * 0,66 * 0,89} = 3,981 m^2$

Portanto, **$A_2 = 3,98 m^2$** .

Sendo **$A_1 > A_2$** , o 1º Deck determina a área da peneira, portanto, o Crivo escolhido deverá ter área igual ou superior a 4,11 m².

c) Seleção do Crivo ideal

Da tabela em anexo 11, selecionou-se a peneira do tipo LH 5' x 12' com área imediatamente superior de 5,6 m², com dimensões em milímetros de 1530x3660. Portanto deve-se verificar se este crivo atende à segunda condição do dimensionamento de peneiras, isto é, a altura (espessura) do leito no ponto de descarga do *oversize* deve ser inferior a quatro vezes a malha do crivo.

d) Verificação da altura do leito de *oversize*

Importa enfatizar que um dimensionamento que apenas calcule a área, sem provisão para a descarga de *oversize*, corre sérios riscos de estar errado. Assim:

$$D = \frac{100 * T_f}{6 * S * (W - 0,15)} \quad (\text{equação 12})$$

Onde: D – espessura da camada (mm);

T_f – vazão volumétrica de *oversize* (m³/h);

W – largura da tela (m);

S – velocidade de escoamento do *oversize*, que depende do material e do crivo (ver tabela abaixo).

Tabela 16: Velocidade de escoamento de *oversize* dos crivos

Equipamento	Inclinada			Horizontal	
Modelo	XH	SH	SH	LH	LH
Abertura (")	> 1	< 1	> 1	> 1	< 1
Rpm	750	800	800	800	800
S (m/min)	38	30	38	30	12

Fonte: Chaves (2003)

Sendo:

$$T_{f1} = 70,9 \text{ t/h } (34,48 \text{ m}^3/\text{h});$$

$$T_{f2} = 75,8 \text{ t/h } (36,87 \text{ m}^3/\text{h});$$

S = 12 m/min (para peneiras horizontais)

Deste modo, tem-se:

$$D_1 = \frac{100 * 34,48}{6 * 12 * (1,53 - 0,15)} = 34,7 \text{ mm} < 52 \text{ mm} = 4 * \text{abertura do } 1^{\text{o}} \text{deck}$$

$$D_2 = \frac{100 * 36,87}{6 * 12 * (1,53 - 0,15)} = 37,1 \text{ mm} > 24 \text{ mm} = 4 * \text{abertura do } 2^{\text{o}} \text{ deck}$$

A altura do leito no ponto de descarga do *oversize* no 2º *deck* é maior que quatro vezes a abertura da tela, portanto o crivo escolhido não atende a segunda condição, logo precisa-se de um modelo maior.

Seleciona-se outro modelo imediatamente superior até que finalmente atenda as duas condições. Assim sendo selecionou-se a peneira LH 8'x 16' com uma área de 11,9 m² com a largura de 2,44 m, $D_1 = 14,8 \text{ mm} < 52 \text{ mm}$ e $D_2 = 22,4 \text{ mm} < 24 \text{ mm}$, atendendo deste modo também a segunda condição do dimensionamento de Crivos.

Tabela 17: Algumas características do crivo em uso com o proposto

Características	Nº de decks (un)	Dimensões (mm)	Área (m²)	Peso (kg)	Rpm	Ângulo (°)
Existente	2	4880X2135	10,4	11000	960	0
Redimensionado	2	4880X2440	11,9	11000	900	0

Com um crivo com as características mencionadas acima está garantida a área necessária bem como a altura do leito na descarga do *oversize*, para tratar todo o material arrastado pelo *underflow* dos classificadores. Já os crivos da secção de pré-tratamento da CT I do Catoca têm menor Área (10,4 m²), uma vez que, as suas dimensões em milímetros são de 2135X4880, com menor largura, diminuindo desta forma a capacidade dos crivos, facto este que notou-se (*in loco*) haver muitas partículas menores (partículas *undersize*) sem chances de se apresentarem à tela e poderem passar através dela, devido a má estratificação do leito (muitas partículas maiores por baixo das partículas menores) resultante do excesso de material na alimentação a um crivo com dimensões inferiores.

Outro aspecto que verifica a má estratificação do leito é o facto de que com aquelas produtividades de *oversize* (70,9 t/h e 75,8 t/h) determinadas anteriormente e com a largura dos crivos de 2,135 metros, a altura do leito na descarga do *oversize* do segundo *deck* é superior (25,8 mm) a quatro vezes a abertura da tela, aumentando o desgaste da mesma. Assim, se pode dizer que os crivos da secção de pré-tratamento não atende as condições do dimensionamento dos mesmos, portanto devem ser substituídos ou corrigidos alguns parâmetros como por exemplo a alimentação aos mesmos.

Os resultados obtidos após o redimensionamento harmonizam-se com a primeira parte da avaliação da eficiência feita na classificação e crivagem da secção do pré-tratamento, determinando algumas variáveis que influenciam negativamente na eficiência tecnológica destes processos e que podem ser corrigidos.

CAPÍTULO V

CONTROLO GEOAMBIENTAL DA BACIA DE CONTENÇÃO DOS REJEITADOS DE CATOCA

5. CONTROLO GEOAMBIENTAL DA BACIA DE CONTENÇÃO DOS REJEITADOS DE CATOCA

Este trabalho não deixou de abordar sobre a metodologia adoptada pela SMC para combater ou reduzir os impactes ambientais provocados pelos rejeitados provenientes da Central de tratamento de minérios da Sociedade Mineira de Catoca, uma vez que, segundo o Relatório Curricular⁹, o licenciado em Engenharia de Minas é um profissional de perfil amplo que se dedica também a “*mitigação dos impactes ambientais*” bem como a observância da segurança mineira dos projectos mineiros.

Deste modo, torna-se imperioso também abordar alguns aspectos do Sector de Ambiente, Higiene e Segurança bem como da Secção de Gestão de Resíduos Sólidos que constituem o Departamento de Sustentabilidade da Sociedade Mineira de Catoca que tem como objectivo e missão respectivamente de assegurar a execução de todas as tarefas relacionadas com a Saúde Higiene e Segurança no Trabalho e de implementar sistemas íntegros de qualidade, ambiente, segurança e saúde ocupacional, com vista a afirmar que os procedimentos da empresa sejam cumpridos com observância.

5.1. Breves sobre o Ambiente, Higiene e Segurança da SMC

A sociedade Mineira de Catoca, tem seguido os parâmetros internacionais no que toca a segurança do trabalho e saúde ocupacional, de modo a garantir e salvaguardar a integridade física e o bem-estar dos seus colaboradores e de todas as pessoas directas ou indirectamente envolvidas nas suas actividades, razão pela qual, faz parte da Política de Segurança e Saúde da Empresa a execução de todas as actividades de maneira segura e responsável, respeitando e preservando a saúde e a integridade física das pessoas, assim a Segurança e Saúde Ocupacional como parte dos valores da empresa, são prioridades na gestão dos negócios, e não são comprometidos em função do lucro ou produção.

Do ponto de vista dos agentes físicos tais como ruídos e vibrações a que possam estar expostos os trabalhadores, a Central de Tratamento especificamente a secção de Pré-tratamento e Enriquecimento tem como equipamentos mais ruidosos os Moinhos e as Jigas sem descurar-se das vibrações dos Crivos, assim para contrapor esta situação e como medida de prevenção a SMC adoptou o uso de EPI's (Equipamentos de Protecção Individual) tais como Abafadores de Ruído e auriculares que chegam a reduzir o impacto até 60%.

Uma das formas mais eficaz usada actualmente tem sido o DDS (Dialogo Diário de Segurança) que tem como objectivo de conscientizar diariamente os funcionários antes das actividades laborais, informando quais os procedimentos de segurança que deverão ser adoptados ao longo das actividades de trabalho á que estarão sujeitos.

⁹ Relatório da comissão de reforma curricular do curso de licenciatura em engenharia de minas 2015

Em caso do não cumprimento dos padrões definidos, desvios comportamentais ou organizacionais neste sistema, a punição é considerada uma ferramenta válida e tem sido aplicada de forma proporcional ao erro pelo Departamento Jurídico.

O Sector de Ambiente está constituído por três Secções que são nomeadamente a Secção de Educação e de Comunicação Ambiental, Secção de Gestão de Resíduos e a Secção de Análise Ambiental e Estatística.

Vale ressaltar aqui sobre a Secção de Gestão de Resíduos que tem dentre outras as seguintes competências:

- ✓ Definir as medidas de controlo ambiental adequadas, normalmente para gestão de resíduos, emissões gasosas, efluentes líquidos e outros;
- ✓ Procurar as melhores soluções para redução, reutilização, reparação ou reciclagem de resíduos sólidos;
- ✓ Propor nas áreas a instalação de recipientes adequados para a segregação de resíduos, recolha selectiva, transporte e destino final de resíduos perigosos e não perigosos e inspeccionar o seu correcto uso;
- ✓ Controlar a colocação e manutenção de sinalização nos recipientes de recolha de resíduos, por tipo e característica de resíduos.

Do ponto de vista das poluições das águas, é importante salientar que a SMC tem elaborado Boletins de Monitorização da qualidade da água *in situ*, com os seguintes procedimentos:

- ✓ Seleccionar os pontos a onde se pretende calcular os parâmetros;
- ✓ Colocar a sonda multiparamétrica que faz a leitura dos parâmetros físicos da água, tais como: PH, Condutividade, Concentração de oxigénio dissolvido, Sólidos totais em suspensão, Temperatura e Salinidade;
- ✓ Calcula-se a média dos parâmetros e comparam-se com os valores da legislação angolana para área em questão;
- ✓ Se os resultados não tiverem dentro dos parâmetros admissíveis pela legislação notifica-se o sector responsável pela área em análise.

5.2. Bacia de Rejeitados de Catoca

É importante ressaltar que a bacia de contenção de rejeitado é um depósito pela qual o rejeitado lançado sedimenta-se e a água clarificada oriunda do processo de decantação é reutilizada para o tratamento de minério, ou ainda, é uma estrutura construída mediante critérios hidro-geotécnicos com o propósito de conter o rejeitado gerado no processo produtivo, impendendo que cause impactos significativos ao ambiente.

A Bacia de Contenção do Rejeitado da Sociedade Mineira de Catoca está localizada no leito do rio Luite, com uma capacidade de armazenamento de 35 milhões de metros cúbicos, ocupando uma área de aproximadamente 6 Km² e profundidade máxima de 10,7 metros e o seu dique de partida foi construído no leito do mesmo rio. Segundo Coqueia (2014) ela caracteriza-se por um sistema de drenagem interno, constituído por um filtro em chaminé e um tapete drenante de material grosseiro; por um tubo de descarga de cheias que descarrega no antigo leito do rio Luite. Os taludes encontram-se protegidos com britas e vegetação conforme ilustrado na figura abaixo.



Figura 27: Proteção dos taludes da bacia de rejeitados da SMC. Fonte: Coqueia (2015)

A deposição dos rejeitados é realizada por Espigote¹⁰, mediante pontos de drenagens ou bocas de drenagem com válvula de descarga de 150 mm dispostas ao longo da conduta de distribuição da polpa. A abertura da válvula permite a deposição da polpa em cada ponto. Através do processo de segregação hidráulica, os rejeitados mais finos em forma de lama distanciam-se da zona de deposição da válvula de descarga em direção ao interior da bacia e as grosseiras acumulam-se mais próximo da zona de descarga, dando assim, a formação da praia.

O processo de decantação é natural, isto é, as lamas depositam-se nas profundidades da bacia, melhorando assim a turbidez da água nela contida. Permitindo transformar a bacia de contenção dos rejeitados, em zona de captação dos volumes de água necessária ao processo de tratamento minério nas centrais de tratamento.

¹⁰ Ver Lista de Abreviatura, Siglas e de termos usados



Figura 28: Deposição dos rejeitados da central de tratamento. Fonte: Idem (2014)

A metodologia de controlo geoambiental da bacia de contenção dos rejeitados é uma ação necessária para ceder uma explicação minuciosa, detalhada, rigorosa e exacta de todas actividades desenvolvidas na exploração da estrutura, bem como, avaliar as competências, potencialidades, limitações ou distorções que surgem durante as várias fases de vida da exploração da bacia de contenção dos rejeitados em relação às variáveis definidas pelo projecto de concessão.

Para a bacia de contenção dos rejeitados de Catoca, segundo o Boletim Informativo de Catoca (2015) foi proposto um esquema metodológico de controlo geoambiental (página 86) que proporciona um conhecimento apropriado do comportamento da estrutura. Isto para que, se eventualmente aconteça uma anomalia, seja feita a correção em tempo oportuno, antes de um colapso, da degradação ambiental e de calamidade. Este esquema metodológico pauta-se pelos seguintes itens de controlo:

- ❖ Controlo geotécnico;
- ❖ Controlo ambiental;
- ❖ Monitorizações de instrumentos instalado na estrutura

5.2.1. Controlo Geotécnico

O controlo geotécnico é realizado para revelar os indicadores que permitem avaliar a estabilidade da estrutura (dique), através dos seguintes procedimentos:

- ✓ **Inspeção Visual:** Consiste na observação visual e fotográfica do desenvolvimento da estrutura, detetando anomalias que possam prejudicar a estabilidade da bacia de contenção de rejeito ou indicativos de que algo errado ou fora do normal esteja acontecer, nomeadamente as tubagens de transporte e descarga do material, o aluviamento efetuado pelas válvula de descarga, as erosões externas, fissuras, humidade, existência de erosão interna;

- ✓ **Análise técnica:** Baseia-se na recolha mensal de dados/amostras do material depositado na praia, que serão verificados em laboratório para se aferir a composição granulométrica, o peso específico aparente, o peso específico, o teor em água, ensaios de compactação em épocas de preparação e construção de um novo dique, ensaios de corte direto e ensaios triaxiais para resistência do material, ensaios de permeabilidade.

5.2.2. Controlo Ambiental

Relativamente ao controlo ambiental, fundamenta-se em ações integradas (através de recolhas trimestrais de amostras da água retida a montante e água drenada a jusante), de modo a mitigar ou minimizar os impactos ambientais negativos que possam suceder ao longo do tempo de vida da estrutura e/ou do projecto, de modo a garantir sustentabilidade do ecossistema adjacente à estrutura, melhorar os aspectos de segurança das populações que vivem ao redor da exploração da bacia de contenção dos rejeitados e reduzir custos onerosos na recuperação das áreas degradada no final do ciclo da actividade de exploração mineira da empresa.

5.2.3. Monitorização por Instrumentos

Consiste em avaliar o real comportamento da bacia de contenção do rejeito quanto ao desenvolvimento das ações de exploração e subsidiar as correções de eventuais inconformidades de projecto encontrados que colocam em risco a estrutura, identificando mensalmente o nível de água na bacia e o nível freático, deformações e pressão intersticial, deslocamentos da estrutura, tensões totais, assentamentos, débitos de drenagens e a precipitação.

Após os itens de controlo descritos acima, os resultados da determinação dos parâmetros físico-químicos da água são submetidos a uma análise. Parâmetros como, o pH, a temperatura, a condutividade elétrica, a turbidez, os sólidos totais em suspensão, os metais pesados, a concentração química e biológica de oxigénio que jogam um papel importante na percepção da qualidade da água que está sendo lançada para os rios bem como do nível de degradação ambiental da zona onde está localizada o empreendimento.

Segundo Coqueia (2014), caso estes parâmetros físico-químicos não satisfaçam os critérios do projecto, é elaborado um conjunto de ações de manutenção e correções de acordo às anomalias ou instabilidades pontuais apresentados na estrutura. No caso de estar em conformidade com os respectivos critérios de projecto é feita uma actualização dos procedimentos de controlo nos tempos marcado para sua efetivação, conforme ilustrado no esquema metodológico da figura 29 abaixo.

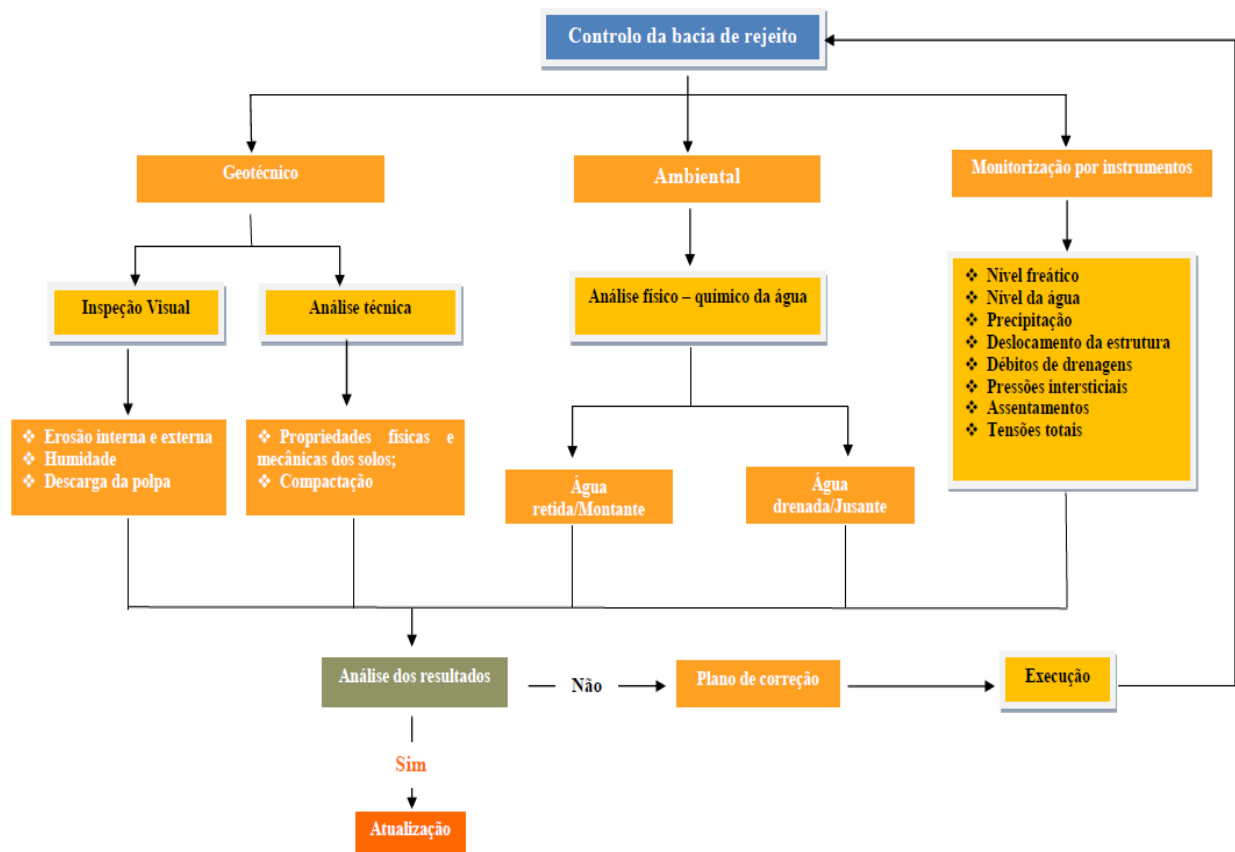


Figura 29: Esquema metodológico de controlo geoambiental da bacia de rejeitados de Catoca. Fonte: Adaptado de Coqueia (2014)

O mesmo autor refere ainda que a Empresa adopta, no processo de deposição dos rejeitados na bacia de contenção, uma elevada eficiência bem como na reutilização da água, proporcionando uma gestão racional das fontes de captação, diminuição dos custos económicos avultados na captação de água dos rios, degradação do ambiente e o cumprimento da exigência legal, nos artigos 64 e 70º do código mineiro angolano.

Na opinião de Coqueia (2014) esta estrutura representa um bom investimento de Catoca, na medida em que tem permitido o doseamento correcto das águas para as duas centrais de tratamento mineiro e a recirculação das águas, não, criando danos significativos ao ambiente e às populações adjacente à exploração mineira.

CAPÍTULO VI

CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

6. CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

6.1. Conclusões

Após as investigações feitas pode-se afirmar que o beneficiamento do kimberlito da mina de Catoca na CT I é feito por processos tecnológicos complexos funcionando de forma sistemática e organizada e é gerenciado por um “*software*” apropriado. Este sistema foi construído tendo como bases iniciais um esquema tecnológico (*flowsheet*) previamente dimensionado, subdividido em três sectores:

- ✚ **Pré-tratamento**: Ao qual encontram-se moinhos de auto desintegração (autógenos), classificadores espirais (Akins) e Crivos horizontais vibratórios com o objectivo de desagregar e/ou libertar o mineral útil da ganga, retirar a lama e as partículas com dimensões inferiores a 1,4 mm, lavar o material e efectuar a separação em classes granulométricas para as fases de Acabamento e Enriquecimento;
- ✚ **Enriquecimento**: Constituída por Crivos, Jigas, Ciclone de Meio Denso, Separador Magnético e Classificadores espirais com o objectivo de recuperar e tratar a classe mais fina, isto é, com dimensões inferiores a 6 mm, antes de ser depositada na bacia de rejeitados
- ✚ **Acabamento**: Constituída por um conjunto de separadores reotgéneo luminescente e outros variados equipamentos, com o objectivo de separar todos os minerais luminescentes dos que não o são, visto que esta é uma das propriedades diferenciais do diamante.

A alimentação do minério na Central de Tratamento é caracterizada pela presença de diversos tipos de minerais tais como: Serpentinhas, Micas, Plagioclases, Carbonatos Ortoclásios, Minerais-impurezas, Ilmenita, Picro-ilmenita, Magnetita, Piropos, Cromo-diópsido, Anfibólios, Micas, Zircão, Rutilo, Titanita, Turmalina, Apatita, Barite e Siderita, Granada, Piroxénios monoclinicos, Granada-piroxénios, Espinela e outros.

No que diz respeito às contribuições para avaliação da eficiência dos processos tecnológicos de beneficiamento, pode-se concluir que em nenhum classificador ultrapassa a percentagem de partículas retidas acumuladas na classe de $(-5 +1,4)$ mm e que a maior percentagem encontra-se no classificador nº 4 que é de 7.2% que também está abaixo da tolerância de 30%. Estes valores apesar de serem bons com relação à tolerância admitida não implica necessariamente uma operação com a eficiência desejada, tendo em atenção os processos subsequentes, porque elevadas quantidades de partículas finas são arrastadas para o “*underflow*” tal como verificou-se nas amostras recolhidas no passante dos crivos da fase do Enriquecimento cerca de 99,7% da amostra. Essa excessiva quantidade de finos caso não sejam tomadas as devidas providências, poderá interferir na reologia da polpa no interior do ciclone de meio denso.

Verificou-se que na prática o diâmetro de corte consoante a análise granulométrica das amostras recolhidas no transbordo dos classificadores é de 1,2 mm = 14 *mesh*.

Este valor é menor do diâmetro de corte assumido na instalação que é de 1,4 mm aproximadamente 16 *mesh*. Isto leva a crer que estão tendo uma classificação mais fina do que a desejada, partículas da classe +1,2 mm incluindo as de 1,4 mm sedimentam, devido a baixa concentração de sólidos na zona C da classificação, razão pela qual as partículas minerais que aí se encontram acabam vencendo as forças de viscosidade e o efeito levitador da polpa e afundam para a zona B onde são apanhadas pelo movimento de arraste da espiral e conduzidas até o ponto de descarga do “*underflow*”. Portanto, este facto justifica a ausência de quantidades consideráveis de partículas da classe +1,4 mm nas amostras recolhidas.

Para obter-se uma classificação mais grosseira deve-se aumentar a densidade de polpa de 1,23 para 1,3 (tal como se observou no redimensionamento) baixando a diluição na alimentação sem esquecer de controlar a rotação da espiral bem como a inclinação da calha. É importante ressaltar que este valor de densidade, bem como outras variáveis operacionais nomeadamente: inclinação, frequência de rotação, área foram calculados a partir de uma aproximação do diâmetro de corte real “14 *mesh*” para o valor de 20 *mesh* que é o menor valor encontrado na tabela de dimensionamento utilizado. Acredita-se que na eventualidade de se ter dimensionado com o diâmetro de corte real os valores das variáveis ainda seriam maiores.

A amostra recolhida no retido (*oversize*) do primeiro estágio de crivagem contém 7,8% de partículas inferiores a abertura das telas de 13 mm apresentando uma eficiência de crivagem no valor de 92,2% (pelo método de Allis Chalmers). A amostra recolhida no retido (*oversize*) do segundo estágio de crivagem contém ainda maior número de quantidade de partículas inferiores à dimensão da abertura do crivo cerca de 18%, funcionando com uma eficiência de 82%. Tendo em atenção que os valores correntes de eficiência de crivagem industrial, duma maneira geral, ronda a volta de 70 a 95 % e que uma crivagem é considerada comercialmente perfeita, quando a eficiência é de 95% demonstra claramente que algumas variáveis operacionais e/ou geométricas devem ser revistas caso se queira atingir os valores máximos de eficiência, acredita-se que estes valores são causados pelas seguintes razões:

- ✚ Excessiva vazão da alimentação (verificada *in loco*);
- ✚ Elevadas quantidades de finos provenientes do “*underflow*” do classificador;
- ✚ Inexistência de deflectores de água de lavagem no segundo “*deck*” de crivagem;
- ✚ Menor área dos crivos;
- ✚ Má estratificação do leito.

Assim após o redimensionamento dos equipamentos da secção do pré-tratamento, nomeadamente crivos e classificadores, constatou-se que alguns parâmetros ou variáveis geométricas e/ou operacionais devem ser corrigidos de modo a melhorar não só a eficiência tecnológica, mas também a própria produtividade, como constata-se nas tabelas abaixo:

1. Crivos

Características	Nº de decks (un)	Dimensões (mm)	Área (m ²)	Peso (kg)	Rpm	Ângulo (°)
Existente	2	4880X2135	10,4	11000	960	0
Redimensionado	2	4880X2440	11,9	11000	900	0

2. Classificador

Características	Diâmetro da Espiral (mm)	Quantidade de Espirais (un)	Rotação da Espiral (Rpm)	Área de transbordo (m ²)
Existente	2400	1	4	2,45
Redimensionado	1372	3	6,27	7,91

Assim, este trabalho apresenta uma metodologia (conjunto de procedimentos) e contribuições que se pode utilizar para se melhorar a eficiência tecnológica da secção de pré-tratamento. Durante a realização deste trabalho de pesquisa e com base nos resultados obtidos e devido às limitações fez-se também algumas sugestões e recomendações que se podem considerar relevantes.

6.2. Recomendações

Relativamente a Central de Tratamento 1 do Catoca, recomenda-se:

- ✚ A correção de algumas variáveis como a densidade da polpa no transbordo, ângulo de inclinação, visto que, o classificador não está a efectuar a classificação conforme o objectivo do projecto, isto é, de retirar todas as partículas inferiores a 1,4 mm;
- ✚ Correção do diâmetro de corte dos classificadores;
- ✚ Controlar a reologia da polpa nos classificadores de modo a controlar o diâmetro de corte;
- ✚ Criar mecanismos de lavagem no segundo *deck* de crivagem, de modo a reduzir a percentagem de partículas *undersize* no *oversize*;
- ✚ Revisão das telas do primeiro *deck* de crivagem, de forma a averiguar as possibilidade de fugas nas mesmas;
- ✚ Correção da vazão de alimentação aos Crivos ou substituí-los por outros com maior capacidade, isto é, maior Área de Crivagem;
- ✚ Permitir o acesso aos restantes produtos do classificador (alimentação e *underflow*), para análise granulométrica dos mesmos, seguida de cálculo da “partição” que ocorre, e de cálculo da imperfeição e eficiência com base na partição ocorrida. De maneiras que esses valores de imperfeição e de eficiência sejam depois comparados com os propostos pelo fabricante;
- ✚ Permitir também a recolha de amostras na alimentação e concentrado de todas as operações, de modo a ter dados suficientes para aplicação de outros índices que medem o desempenho ou a eficiência de cada processo;

Relativamente a estudos subsequentes, tanto da Universidade Agostinho Neto como de outras entidades competentes, recomenda-se:

- ✚ Avaliação da eficiência de outros processos tecnológicos da Central 1 de Catoca;
- ✚ Avaliação do balanço metalúrgico da lavaria de Catoca, de modo a se determinar o rendimento económico da lavaria;
- ✚ Análise da possibilidade de se propor um novo fluxograma de lavaria após avaliação do existente;
- ✚ Estudo das aplicações de alguns minerais (que acompanham o diamante durante o seu tratamento e são descartados para a bacia de rejeitados) de modo a serem aproveitados na forma de subprodutos reduzindo deste modo a quantidade de metais pesados que estão sendo lançados para os rios de maneiras a minimizar os impactes ambientais.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- BARBOSA, Octávio: DIAMANTE NO BRASIL: Histórico, ocorrência, prospeção e lavra. CPRM, 1991.
- CEITA, Alice: Apontamentos de Preparação de Minérios 1. Trabalho não publicado. Faculdade de Engenharia, departamento de Minas. Luanda, 2007.
- CERVEIRA, Alberto de Moraes: Diagramas de Preparação de Minérios. Dissertação de doutoramento. Universidade do Porto. Porto Editora 1948.
- CHALMERS, A.: Manual de Britagem. 3ª Edição 1982
- CHAVES, Arthur Pinto. Teoria e Prática do Tratamento de Minérios. 2ª Edição, vol. 1, 2,3. São Paulo: Signus editora, 2002, 2003 e 2004.
- CHAVES, Mário L.; CHAMBEL, Luís. DIAMANTE: A pedra, a gema, a lenda. Oficina de textos, 2003.
- COQUEIA, Sabino A. Calula: Metodologia para o controlo geoambiental da bacia de contenção de rejeitados da Sociedade Mineira de Catoca em Angola. 2014
- LUZ, A. B. da; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. Tratamento de Minérios. 5ª Edição, Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010
- LUZ, A. B. da; SAMPAIO, J. A.; ALMEIDA, L. M. de. Tratamento de Minérios. 4ª Edição, Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004.
- MINISTÉRIO: Estratégia global do sector mineiro e geológico (2005 – 2025). Angola, 2005
- DE GEOLOGIA E MINAS, MGM

NORMAS REGULADORAS
DE MINERAÇÃO DO
BRASIL

NRM 18: Beneficiamento
2002

OLIVEIRA, Silvio Luiz de.:

Tratado de metodologia científica: projetos de pesquisa, TGI, TCC, monografias, dissertações e teses. São Paulo: Pioneira Thomson Learning,
2002.

PITA, F. A. Gaspar:

Disciplina: Concentração e Diagramas. Universidade de Coimbra. Coimbra,
2004.

RELATÓRIO:

Os resultados da prospecção geológica detalhada da chaminé kimberlítica de catoca relizada em 1995-2001. Catoca
Saurimo,
2001.

RELATÓRIO:

Reforma curricular do Curso de licenciatura em Engenharia de Minas. Departamento de Minas
2015

TECA, G. B. M;
JOÃO, L. A.

Estudo de caso da influência da alimentação no balanço metalúrgico. Projecto II. Trabalho não publicado. Luanda,
2011.

VLADIMIROV, E.V.:

Luminescência em RX (LRX). Curso de aulas. Editora: NPP Burevestnik, OAO, São Petersburgo
2012.

ANEXO A

ANEXO A

Tabelas e gráficos complementares

ANEXO 1

Capacidade de transbordo de overflow

d_{95} (malhas Tyler)	d_{95} (μm)	capacidade de transbordo (t/h) / ft^2	% sólidos no overflow
20	833	0,408	45
28	589	0,358	40
35	417	0,327	35
48	295	0,279	32
65	208	0,237	30
100	147	0,175	20
150	105	0,115	18
200	74	0,075	15

Fonte: Adaptado de Chaves (2004)

ANEXO 2

Capacidade de arraste de *underflow*

Diâmetro da espiral (")	Capacidade (t/h) / rpm / espiral	Faixa de rotação (rpm)	Potência (HP) (modelo SP)*
24	1,0	6 - 16	2
30	1,7	5 - 13	2
36	3,5	4 - 11	3
42	4,8	3,5 - 9	3
48	8,7	3,2 - 8	5
54	10,5	2,9 - 7	5
60	17,3	2,6 - 6,5	7,5
66	20,3	2,3 - 6	7,5
72	27,8	2,1 - 5,3	10
78	31,5	2 - 5	10
84	37,5	1,8 - 4,5	10

*os fabricantes oferecem também 2 ou 3 roscas por eixo (DP e TP). A capacidade de arraste fica multiplicada por 2 ou 3 e para TP a potência deve ser multiplicada por 1,5.

Fonte: Adaptado de Chaves (2004)

ANEXO 3

Área do classificador

Diâmetro da espiral(")	Tipo de tanque	Pool area (ft ²)		
		MODELO 100	MODELO 125	MODELO 150
		20 - 65 # 3 3/4" /ft	35 - 150# 3 1/2" /ft	65 - 325 # 3 1/4" /ft
24	reto =			
	"straight" = ST	14,1	19,3	25,0
	médio - MF	15,7	22,4	30,0
30	largo - FF	17,4	25,9	35,9
	ST	21,4	29,1	38,0
	MF	23,9	34,5	45,4
36	FF	26,8	40,0	55,4
	ST	30,4	41,6	54,4
	MF	34,0	48,8	66,2
42	FF	38,1	57,1	79,7
	ST	41,6	56,5	73,7
	MF	46,6	66,4	89,8
48	FF	52,3	78,0	108,4
	ST	53,5	72,9	95,0
	MF	60,1	86,0	116,2
54	FF	67,6	101,2	140,8
	ST	67,0	91,2	119,7
	MF	75,4	107,9	146,7
60	FF	85,1	126,9	177,9
	ST	83,4	113,3	147,7
	MF	93,6	133,8	180,8
66	FF	105,6	157,8	218,8
	ST	100,3	136,5	177,7
	MF	112,9	161,5	218,4
72	FF	127,4	190,4	265,6
	ST	118,4	161,5	209,8
	MF	133,4	191,4	257,9
78	FF	151,0	225,2	313,2
	ST	138,5	188,4	245,2
	MF	156,3	224,3	302,2
84	FF	176,9	264,6	367,8
	ST	160,2	217,6	283,4
	MF	181,4	259,0	350,1
	FF	205,5	306,7	426,6

Fonte: Adaptado de Chaves (2004)

ANEXO 4

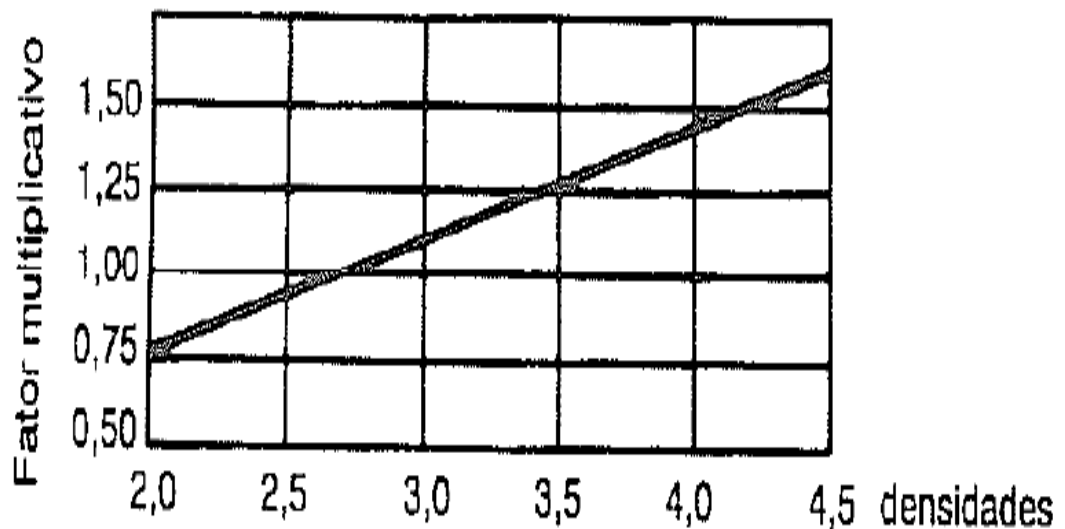
Factor de correção em função do tipo de circuito

CIRCUITO	CARGA CIRCULANTE (%)	MULTIPLICADOR
fechado	400	1,0
fechado	300	1,25
fechado	200	1,67
fechado	1110	2,5
aberto	0	4 (aproximado)

Fonte: Adaptado de Chaves (2004)

ANEXO 5

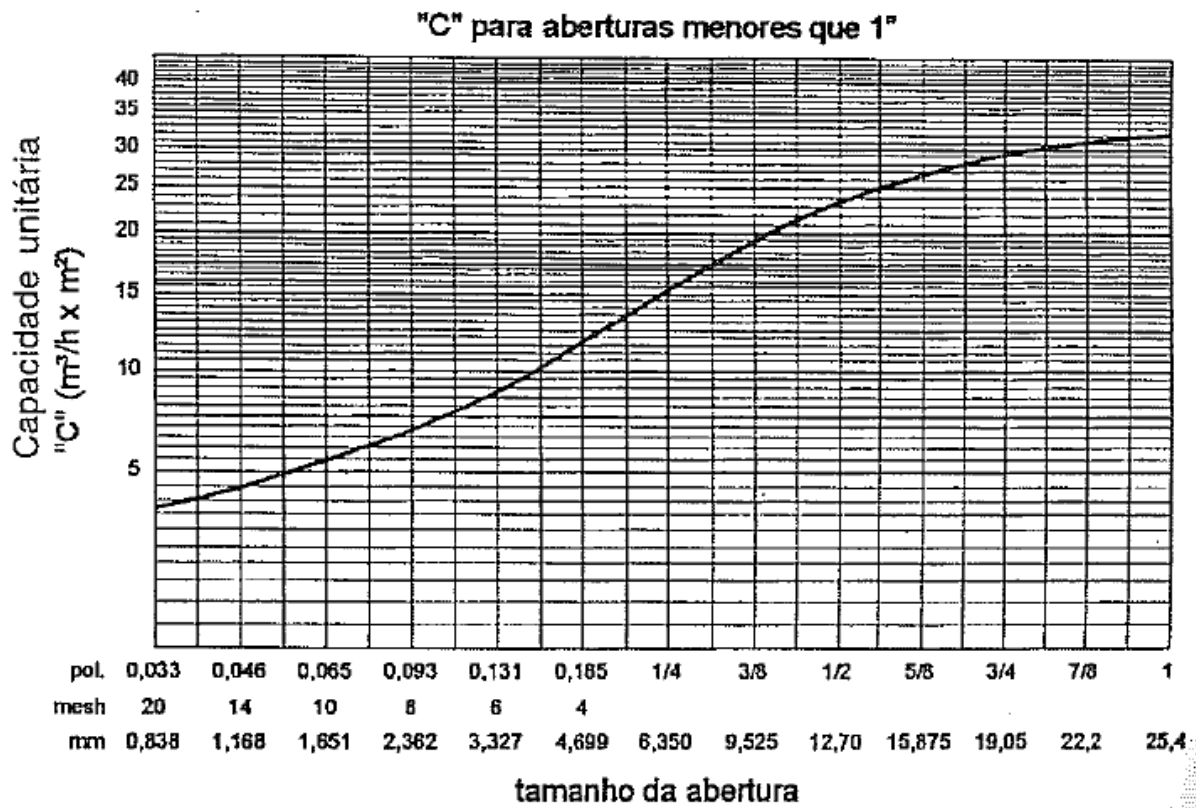
Factor de correção em função da densidade



Fonte: Chaves (2004)

ANEXO 6

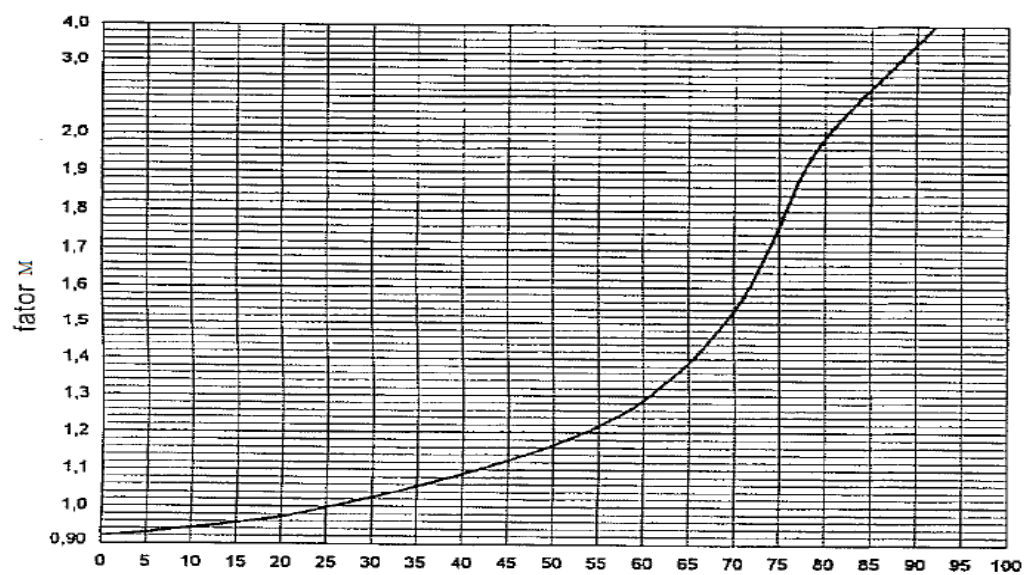
Capacidade unitária dos crivos



Fonte: Chaves (2003)

ANEXO 7

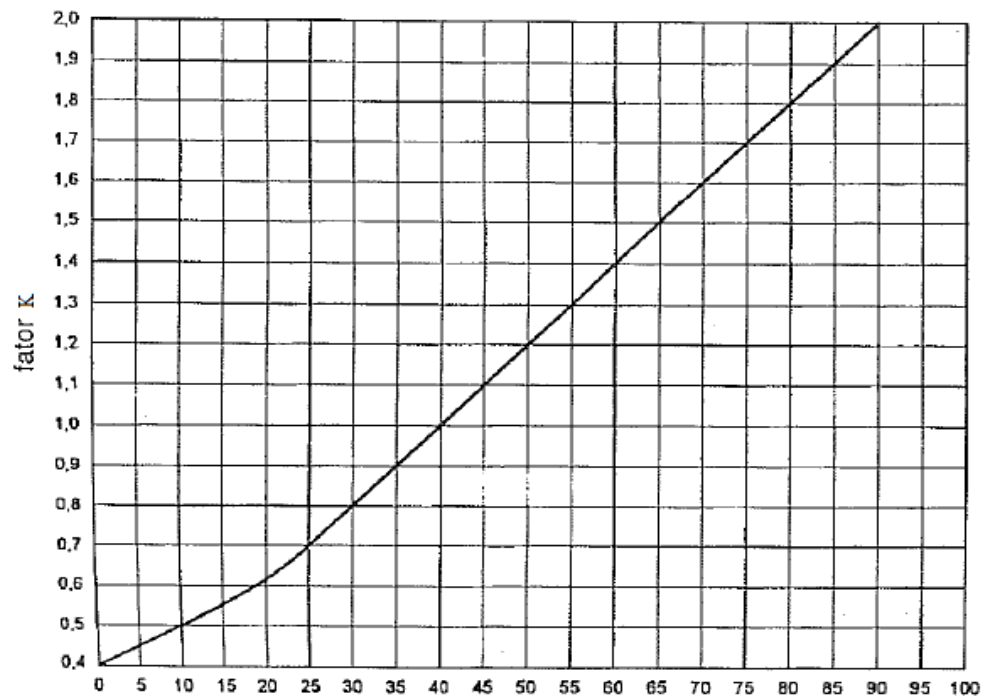
Percentagem de oversize na alimentação



Fonte: Chaves (2003)

ANEXO 8

Percentagem de material menor que a metade da abertura nominal na alimentação



Fonte: Chaves (2003)

ANEXO 9

Factor de correcção Q_n^{11}

fatores	Q1	Q2	Q3	Q4	Q5	Q6
Fator de correção	Tipo de abertura da tela	Formato da partícula	Peneiramento via úmida (abertura pol.)	% de umidade superfície (peneiram. seco)	Área efetiva de peneiramento	% da área aberta da tela
1,40			nº 35 1/4"			70
1,30			1/4" - 1/2"			65
1,25	Ret. 4 x 1		1/2" - 1"			62,5
1,20	Ret. 3 x 1		1" - 1 1/2"			60
1,15	Ret. 2 x 1		1 1/2" - 2"			57,5
1,10			2" - 3"			55
1,048	1,00	Quadrada	Cúbica	Peneiramento seco ou > 3"	Menos que 3% ou via úmida	50
0,90		Lamelar			Deck superior	45
0,85					Segundo deck	42,5
0,80	Redonda			3% a 6%	Terceiro deck	40
0,791				0% a 9%		37,5
0,75						35
0,70						30
0,60						25
0,50						25

Fonte: Adaptado de Chaves (2004)

¹¹ Alguns factores foram determinados por interpolação

ANEXO 10

Percentagem de abertura livre

	Telas Leves			Telas Standard			Telas Pesadas			
	Malha (pol)	Fio pol.	Peso da tela kg/m²	Abert. livre %	Fio pol.	Peso da tela kg/m²	Abert. livre %	Fio pol.	Peso da tela kg/m²	Abert. livre %
6 mm	1/8	0,054	6,0	45	0,072	8,9	40	0,092	15,1	29
	3/16	0,080	7,6	51	0,092	10,2	45	0,120	16	38
	1/4	0,105	9,8	49	0,120	13,1	46	0,135	16,4	40
	5/16	0,120	11,4	52	0,135	13,5	49	0,148	16,4	46
	3/8	0,135	12,5	53	0,148	14,0	51	0,162	15,8	47
13 mm	7/16	0,148	13,2	55	0,162	14,6	53	0,177	17,8	50
	1/2	0,162	13,9	57	0,177	15,4	54	0,192	18,6	52
	5/8	0,177	12,5	62	0,192	14,8	58	0,225	20	56
	3/4	0,192	13,2	64	0,207	14,7	61	0,250	26	56
	7/8	0,207	13,0	65	0,225	15,3	63	0,250	18,6	59
	1	0,225	14,8	66	0,250	16,4	64	0,3125	26,5	57
	1 1/8	0,225	13,6	69	0,250	14,9	67	0,3125	24	61
	1 1/4	0,250	13,4	70	0,3125	20,5	64	0,375	30	60
	13/8	0,250	12,6	72	0,3125	18,9	66	0,375	29	62
	1 1/2	0,250	12,0	73	0,3125	17,6	68	0,375	28	63
	1 3/4	0,3125	16,7	73	0,375	21,6	68	0,4375	28	64
	2	0,3125	15,2	74	0,375	18,8	70	0,4375	25	67
	2 1/4	0,375	17,5	74	0,4375	23,2	70	0,500	28	68
	2 1/2	0,375	16,8	76	0,4375	21,2	72	0,500	27	70
	2 3/4	0,375	16,8	78	0,4375	19,5	74	0,500	24	72
	3	0,4375	20	76	0,500	23,2	73	0,625	33	68

Fonte: Adaptado de Chaves (2003)

ANEXO 11

Peneiras vibratórias

PENEIRAS VIBRATÓRIAS LOW - HEAD

ESPECIFICAÇÕES TÉCNICAS

tab. 5-17

TIPO TM	Nº DE DECKS	DIMENSÕES DO QUADRO (mm)	PESO (kg)	VOL. DEP. (m ³)	RPM	MOTOR IV POLOS (HP)	VIBRADOR Nº	POLIA MOTOR Ø mm		CORREIAS CNAL. C QUANT.	ÁREA DO DECK (m ²)
								50Hz	60Hz		
5' x 12'	1	1530 x 3660	3800	13,0	900	15	3	240	200	3	5,6
5' x 12'	2	1530 x 3660	4900	18,6	900	20	4	260	220	3	5,6
5' x 12'	3	1530 x 3660	5300	23,2	900	20	4	260	220	3	5,6
5' x 14'	1	1530 x 4270	4200	15,3	900	15	3	240	200	3	6,5
5' x 14'	2	1530 x 4270	5300	21,5	900	20	4	260	220	3	6,5
5' x 14'	3	1530 x 4270	5800	26,8	900	20	4	260	220	3	6,5
5' x 16'	1	1530 x 4880	5200	19,1	900	20	4	260	220	3	7,4
5' x 16'	2	1530 x 4880	6800	24,4	900	30	Duplo 3	315	260	4	7,4
5' x 16'	3	1530 x 4880	7300	30,4	900	30	Duplo 3	315	260	4	7,4
6' x 12'	1	1835 x 3660	4400	16,8	900	15	3	240	200	3	6,7
6' x 12'	2	1835 x 3660	5400	20,2	900	20	4	260	220	3	6,7
6' x 12'	3	1835 x 3660	6400	26,5	900	30	Duplo 3	315	260	4	6,7
6' x 14'	1	1835 x 4270	5200	19,6	900	20	4	260	220	3	7,8
6' x 14'	2	1835 x 4270	6500	23,5	900	30	Duplo 3	315	260	4	7,8
6' x 14'	3	1835 x 4270	7000	30,5	900	30	Duplo 3	315	260	4	7,8
6' x 16'	1	1835 x 4880	5500	21,0	900	20	4	260	220	3	8,9
6' x 16'	2	1835 x 4880	7100	26,7	900	30	Duplo 3	315	260	4	8,9
6' x 16'	3	1835 x 4880	7700	33,7	900	30	Duplo 3	315	260	4	8,9
7' x 14'	1	2140 x 4270	5900	20,8	900	20	4	260	220	3	9,0
7' x 14'	2	2140 x 4270	7700	31,0	900	30	Duplo 3	315	260	4	9,0
7' x 14'	3	2140 x 4270	10200	40,2	900	40	Duplo 4	350	290	4	9,0
7' x 16'	1	2140 x 4880	5800	23,8	900	20	4	260	220	3	10,4
7' x 16'	2	2140 x 4880	9200	35,5	900	40	Duplo 4	350	290	4	10,4
7' x 16'	3	2140 x 4880	11100	45,5	900	40	Duplo 4	350	290	4	10,4
7' x 20'	1	2140 x 6100	7400	29,5	900	30	Duplo 3	315	260	4	13,0
7' x 20'	2	2140 x 6100	13300	46,5	850	2x30	Duplo 5	300	255	8*	13,0
7' x 20'	3	2140 x 6100	14500	56,2	850	2x30	Duplo 5	300	255	8*	13,0
8' x 16'	1	2440 x 4880	8500	27,0	900	30	Duplo 3	315	260	4	11,9
8' x 16'	2	2440 x 4880	11000	41,8	900	40	Duplo 4	350	290	4	11,9
8' x 16'	3	2440 x 4880	13700	50,6	850	2x30	Duplo 5	300	255	8*	11,9
8' x 20'	1	2440 x 6100	9500	33,8	900	40	Duplo 4	350	290	4	14,8
8' x 20'	2	2440 x 6100	14400	52,2	850	2x30	Duplo 5	300	255	8*	14,8
8' x 20'	3	2440 x 6100	15300	62,5	850	2x30	Duplo 5	300	255	8*	14,8

Fonte: Adaptado de Allis Chalmers (1982, *apud* Teca, 2011)

ANEXO B

ANEXO B

Cartas Tecnológicas

Designação do aparelho:	Desintegração das rochas kimberlíticas diamantíferas
--------------------------------	--

1. Regime tecnológico

Denominação dos Índices	Índices
1. Produtividade, t /horas :	[0-200]
2. tamanho máximo de pedaço de minério na alimentação, mm	[0-400]
3. Grau de enchimento do tambor, % do volume	[35-45]
4. Pressão de óleo nos rolamentos, % do nominal	[68-72]
5. Teor do sólido no processo de desintegração, %:	
6. Consumo de energia no start do motor A	[260-285]
7. Composição da dureza, no processo de desintegração %:	[0-0,30]
- BKM	[58-62]
- BKT, RSE	[56-58]
- nos casos de reserva de potência no conjunto de crivagem	50-54

2. Característica Técnica

Denominação	Índices
1. Potência do motor eléctrico do accionamento, kwt	[630]
2. Dimensões nominais internas do tambor (sem revestimento), mm: diâmetro comprimento	[5000-2300]
3. Volume nominal do tambor, m3	[36,5]
4. Frequência de rotação do tambor, 1/min	[15,24]
5. Peso de equipamento eléctrico (especificação), kg	[200000]
6. Potência do motor eléctrico do accionamento, kwt	[630]
7. Dimensões nominais internas do tambor (sem revestimento), mm: diâmetro comprimento	[5000-2300]

Elaborado por:
Tecnólogo Principal

Verificado por:
Ch. Dpto. Metalurgia

Aprovado por:
Director de Produção

Dionisio L.B. Neto

Data: ____/____/____

S. G. Styazhkin

Data: ____/____/____

Dzura V. A.

Data: ____/____/____

Designação do aparelho:	Classificador hidraulico da descarga do moinho com limitação do material -1,4mm que é depositado na bacia de rejeitado com o material de tamanho inferior a -1,4mm
--------------------------------	--

1. Regime tecnológico

Denominação dos Índices	Índices
1. Produtividade de alimentação (do sólido), t /hora :	
- no minérios de pórfiro	[200-300] *
- Sobre os minérios de zona de transição	[140-200]*
2. Diluição do escoamento de celulose :	
- no minérios de pórfiro	
- Relação entre o Líquido-Sólido L:S, por.un.	[2,1-2,8]*
Teor do Sólido, %	[26-32]*
densidade ρ (aprox $\delta_{mine}=3,0$ g/cm ³), kg/l	[1,14-1,18]
-No mineiro da zona de transição	
- Relação entre o Líquido-Sólido L:S, por.un.	[2,1-2,8]
Teor do sólido %.	[26-32]
densidade ρ (aprox $\delta_{mine}=2,75$ g/ cm ³), kg/l	[1,20-1,26]

2. Característica Técnica

Denominação	Índices
1. Potência do motor eléctrico de accionamento, Kwt	[18,5]
2. Diâmetro do espiral, mm	[2400]
3. Quantidade dos espirais ,un.	[1]
4. Frequência de rotação do espiral, 1/min	[4]
5. Comprimento da bacia, mm	[9200]
6. Ângulo de inclinação, graus	[18]
7. Peso de equipamentos eléctricos (especificação), kg	

Nota (*): Nos casos em que, por razões operacionais, é necessário trabalhar em classificador cargas elevadas (30-40% acima da capacidade máxima recomendada), deve aumentar a diluição da polpa a L: S = (3-3,8): 1 que corresponde aos valores de 21-25% de sólido em esgoto de densidade ou de 1,16-1,21 kg/ l.

Elaborado por:
Tecnólogo Principal

Verificado
Tecnólogo Principal

Aprovado por:
Director de Produção

Dionisio L.B. Neto

Data: ____/____/____

S. G. Styazhkin

Data: ____/____/____

Dzura V. A.

Data: ____/____/____

Versão Russa_MOD.DMT.005.00

Designação do aparelho:	Classificação das areias diamantíferas dos classificadores do tipo KSN-24
--------------------------------	---

1. Regime tecnológico

Denominação dos Índices	Índices
1. Produtividade de alimentação (do sólido), t / hora :	[Até 250]
2. Tamanho de partículas na alimentação, mm	[-50]
3. Tamanho dos produtos de peneiramento, (mm):	
- produto de cima	[-50+13]
- produto intermédio	[-13 +6]
- produto baixo	[-6]
4. Consumo de água nos deflectores, (lavagem) m3/h.	[Até 120]
5. Tipo de superfície de peneiramento	Painel poliuretano
6. Dimensões dos orifícios, mm	
- andar superior	[13x13]
- andar inferior	[6x6]

2. Característica Técnica

Denominação	Índices
1. Potência do motor eléctrico de accionamento, (Kwt).	36 (9x4)
2. Dimensões de superfície de peneiramento, (mm).	4880x2135
3. Quantidade de andares de peneiração, (un).	2
4. Frequência de rotação do motor eléctrico, (1/min).	960
5. Amplitude de oscilações de peneira, (mm).	5
6. Ângulo de inclinação de peneira, (graus).	0
7. Peso de equipamentos eléctricos (especificação), (kg).	11000

Elaborado por:
Tecnólogo Principal

Verificado por:
Ch. Dpto. Metalurgia

Aprovado por:
Director de Produção

Dionisio L.B. Neto

Data: ____/____/____

S. G. Styazhkin

Data: ____/____/____

Dzura V. A.

Data: ____/____/____

Versão Russa_MOD.DMT.005.00

Designação do aparelho:	Tratamento gravitacional de minérios diamantíferos da classe inferior mm [-5 +1,4]
--------------------------------	--

1. Regime tecnológico

Denominação	Índices
1. Produtividade de alimentação, t /hora :	[0 – 20max]**
- máximo pelo projecto (indicação do peso – 75 %)	[30]
- optimalparatecnólogo (indicação do peso – 50-63 %)	[20-25]
2. Partículas maiores na alimentação, mm	[-5 +1,4]
3. Saída do concentrado, % inicial:	[30-50]
4. Consumo da água, m3/hora	[0 - 55]
5. Pressão da água no colector, κPa	[Não menos de200]
6. Consumo específico do FeSi do tipo D270, g/t	[500]
7. Nívelinferiorpermitidonoreservatório do meio preparado, %	[30 - 40]
8. Densidade da suspensão, kg/dm3	[2,35 - 2,55]
-intervalo permitido da mudança da densidade (curta duração)	[2,4 – 2,7]
9. Pressãonaalimentação do ciclone (com a densidade 2,55), κPa	[140-145]
10. pressãonaalimentação do tubo espessador, κPa	[150-200]

2. Característica Técnica do ciclone Multotec, do tipo C360-20-1/B-A/90

2. Característica Técnica	Índices
1. Diâmetro do ciclone, mm	[360]
2. Ângulo da parte do cone do ciclone, graus.	[20]
3. Diâmetrodo bocal, mm	[90]
4. Peso, kg	[599]

3. Dimensão da caixa das redes nas peneiras

Denominação	Índices
1. Peneiradaapreparaçãodaalimentação, com abertura visível da rede na caixa, mm	[1,25x13]
2. Peneiradafracção pesada e leve, com abertura visível da rede da caixa, mm	[1,0x8]

Elaborado por:
Tecnólogo Principal

Verificado por:
Ch. Dpto. Metalurgia

Aprovado por:
Director de Produção

Dionisio L.B. Neto

Data: ____/____/____

S. G. Styazhkin

Data: ____/____/____

Dzura V. A.

Data: ____/____/____

MOD.DMT.SPE.005.00

APÊNDICE

1. Tratamento estatístico das amostras

Tendo em conta o factor tempo e as limitações em fazer-se o máximo número de recolhas de amostras possíveis, elaborou-se apenas dez (10) recolhas nos produtos de cada operação e fez-se uma análise estatística dos resultados das análises granulométricas por crivagem das dez recolhas efectuadas, o que proporcionou os seguintes resultados:

1.1. Amostras recolhidas no Classificador nº1

Nº de recolhas	5 mm	2 mm	1,4 mm	-1,4
1	0	6,4	11,7	1218,2
2	0	5,3	14,4	1219,0
3	0	6,4	13,3	1214,3
4	0	5,7	11,9	1216,0
5	0	5,5	14,6	1217,7
6	0	5,5	10,3	1217,7
7	0	4,1	12,4	1217,5
8	0	6,0	9,8	1217,8
9	0	4,7	12,4	1217,1
10	0	3,2	9,7	1218,2
Média	0	5	12	1217
Variância	0	1,0	3,0	1,8
Desvio Padrão	0	1,0	1,7	1,3

Onde: A média ($\bar{x}$) é foi calculada pela seguinte expressão:

n – número de recolhas.

$$\bar{x} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n}$$

A variância (s^2),

$$s^2 = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}{n - 1}$$

Sendo o desvio padrão (s) igual a raiz quadrada da variância, obteve-se os resultados apresentados na tabela acima e todos os outros resultados das tabelas subsequentes.

1.2. Amostras dos Crivos

1.2.1. Amostra do 1º deck de malha 13 mm

Nº de recolhas	25 mm	13 mm	10 mm	8 mm	6,7 mm	5 mm	2 mm
1	4443,7	5794,6	739,0	75,5	8,8	10,4	24,5
2	4444,6	5796,2	739,4	75,7	9,5	10,1	25,4
3	4444,3	5794,5	739,3	75,0	9,8	10,2	23,5
4	4446,8	5794,7	741,1	75,1	9,7	8,8	24,7
5	4446,2	5795,6	741,1	74,5	11,6	11,2	23,6
6	4443,8	5792,7	741,4	76,3	9,9	9,2	25,9
7	4445,0	5794,5	741,0	74,4	9,2	8,9	24,9
8	4445,7	5796,9	739,7	74,8	10,1	11,0	25,8
9	4445,1	5796,5	741,0	76,2	9,3	9,8	24,2
10	4445,4	5796,4	740,6	73,3	11,4	10,5	25,1
Média	4445	5795	740	75	10	10	25
Variância	1,02	1,67	0,81	0,79	0,84	0,70	0,70
desvio Padrão	1,01	1,29	0,90	0,89	0,92	0,83	0,84

1.2.2. Amostra do 2º deck de malha 6 mm

Nº de recolhas	13 mm	10 mm	8 mm	6,7 mm	5 mm	2 mm	-2
1	206,0	1648,8	2910,4	1339,4	1805,2	481,1	8531,1
2	202,7	1651,4	2910,6	1338,6	1805,4	477,5	8531,4
3	204,8	1650,7	2911,2	1340,1	1805,1	480,1	8531,3
4	205,4	1649,3	2909,4	1339,9	1804,8	478,6	8530,1
5	205,0	1650,6	2910,2	1342,1	1804,0	481,8	8528,1
6	203,4	1647,9	2908,9	1339,9	1804,3	480,2	8529,8
7	203,6	1650,5	2911,6	1339,9	1806,9	480,3	8531,8
8	204,5	1650,1	2910,8	1339,9	1803,8	479,8	8530,8
9	207,2	1649,9	2911,3	1339,0	1805,7	479,2	8530,5
10	205,4	1649,7	2908,3	1338,5	1806,9	480,9	8529,7
Média	205	1650	2910	1340	1805	480	8530
Variância	1,70	1,07	1,17	1,03	1,17	1,59	1,17
desvio Padrão	1,30	1,04	1,08	1,01	1,08	1,26	1,08

1.2.3. Amostra do crivo com *deck* de malha 1,4 mm

Nº de recolhas	2 mm	1,4 mm	-1,4
1	0	5,7	1719,3
2	0	5,9	1720,9
3	0	5,7	1718,3
4	0	3,8	1719,3
5	0	4,9	1719,9
6	0	5,0	1718,8
7	0	4,8	1719,3
8	0	5,3	1721,4
9	0	5,4	1721,0
10	0	4,9	1720,4
Média	0	5	1720
Variância	0	0,36	1,02
Desvio Padrão	0	0,60	1,01

1.3. Amostras das Jigas

Nº de recolhas	5 mm	2 mm	1,4 mm	-1,4
1	7,9	1290,9	270,3	38,9
2	8,4	1289,5	270,0	40,2
3	8,6	1289,9	269,4	39,6
4	7,8	1290,8	270,3	40,1
5	8,2	1290,5	269,5	38,5
6	8,2	1289,4	270,8	40,9
7	8,7	1290,3	271,2	40,9
8	6,9	1289,3	269,0	40,9
9	9,1	1287,3	271,9	38,3
10	9,0	1290,0	268,6	41,3
Média	8	1290	270	40
Variância	0,42	1,10	1,02	1,14
Desvio Padrão	0,65	1,05	1,01	1,07

Deste modo, em todos os cálculos feitos, tanto na primeira parte da análise da eficiência, como na segunda parte, no redimensionamento dos equipamentos, trabalhou-se com os valores médios, resultantes das amostras dos dez (10) dias de recolhas.