



**UNIVERSIDADE AGOSTINHO NETO  
FACULDADE DE ENGENHARIA  
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS**



**Trabalho de fim do curso para a obtenção do grau de  
licenciatura em Engenharia de Minas**

**CÁLCULO DE DILUIÇÃO E RECONCILIAÇÃO DE TEORES E  
MASSAS MINEIRAS EM MINAS A CÉU ABERTO**

**ESTUDO DE CASO: PROJECTO MUNGO**

**Elaborado por: Hermano Manuel Balão  
Nº124834**

**Luanda/2023**

**UNIVERSIDADE AGOSTINHO NETO  
FACULDADE DE ENGENHARIA  
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINA**

**Trabalho de fim do curso para a obtenção do grau de  
licenciatura em Engenharia de Minas**

**CÁLCULO DE DILUIÇÃO E RECONCILIAÇÃO DE TEORES E  
MASSAS MINEIRAS EM MINAS A CÉU ABERTO**

**ESTUDO DE CASO: PROJECTO MUNGO**

**NOME:** Hermano Manuel Balão

**Nº** 124834

**Curso:** Engenharia de Minas

**Orientador:** MsC. Francisco Chicangala

**Co-orientador:** MsC. Cláudio Cabeia

**Luanda/2023**

## DEDICATÓRIA

A Deus, que me criou, foi nesta tarefa que o seu fôlego deu-me na vida e o sustento a minha realidade, coragem para questionar esta maravilhosa realidade e propor sempre um novo desafio no mundo das possibilidades.

## AGRADECIMENTOS

Agradecer é simplesmente reconhecer a presença significativa de pessoas que imprimiram as suas marcas para a concretização deste trabalho, dentre elas e com elas agradeço a Deus pelo dom inefável da minha existência humana e pelos momentos de dificuldades que me levou a descobrir aquilo que realmente importa.

Destacar e agradecer de maneira satisfatória a atuação do meu orientador MsC. Professor Francisco Chicangala, este que se fez solícito em suas considerações e, a partir disso, soube extrair do ordinário ao extraordinário. A sua atenção, espontaneidade, competência engenhosa fizeram com que os caminhos deste sigilo trabalho fossem traçados e delimitados. Deixo registada a minha profunda e sincera gratidão, não somente por aquilo que ele fez, mas por aquilo que ele é.

A minha família o qual tenho grande apreço e possuem um lugar significativo na minha vida, agradeço por terem demonstrado um grande zelo e amor às minhas escolhas e não mediram esforço para ajudar-me naquilo que era necessário para efectuar este trabalho. Confesso que a minha vida não seria melhor sem a presença de cada um.

Aos meus amigos e colegas pelo companheirismo que demonstraram durante este período. De fato, contribuíram cada um com a sua singularidade para o meu crescimento humano, intelectual e espiritual. Suas atitudes, às vezes questionadoras, levaram-me a transcender a minha condição humana.

# ÍNDICE

DEDICATÓRIA.....	III
AGRADECIMENTOS .....	IV
ÍNDICE DAS TABELAS E GRÁFICOS .....	VII
ÍNDICE DAS FIGURAS .....	VIII
RESUMO .....	X
ABSTRACT .....	XI
INTRODUÇÃO.....	1
CAPÍTULO I- FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA.....	5
1.1 - Conceito de reconciliação.....	5
1.1.1- Cálculo da reconciliação da massa mineira .....	9
1.1.2- Reconciliação reativa (antigo modelo de reconciliação) .....	11
1.1.3- Reconciliação pró-ativa (novo modelo de reconciliação).....	11
1.2- KPI- Indicadores chave de desempenho.....	13
1.3- Conceito de diluição .....	15
1.3.1-Classificação da diluição.....	20
1.3.2-Diluição causada pela eficiência de execução .....	24
1.3.3- Diluição em função da geometria da bancada .....	24
1.3.4- Algumas abordagens para o cálculo da diluição causada pela eficiência de execução e da diluição em função da geometria da bancada .....	25
1.3.4.1 - Diluição causada pela eficiência de execução.....	25
1.3.4.2 - Diluição causada em função da geometria da bancada .....	25
1.4- Factor de diluição .....	26
1.4.1- Alteração dos resultados devido à diluição.....	27
CAPÍTULO II- METODOLOGIA.....	29
Capítulo III- Estudo de caso do projecto Mungo .....	33
3.1 Apresentação do projecto Mungo .....	33
3.1.1- Localização geográfica do Mungo.....	33
3.1.2 Caracterização do Projecto Mungo .....	34
3.1.1.1- Depósitos Secundários .....	35
3.1.1.2- Depósitos explorados pelo projecto Mungo.....	37
3.1.3- Condições climáticas e Solo .....	41
3.1.4- Vegetação.....	41
3.1.5- Geomorfologia .....	42
3.1.6- Hidrografia.....	43

3.2- Reconciliação .....	45
3.2.1- Cálculo dos índices dos KPIs durante cada mês.....	46
3.2.2- Cálculo dos indicadores do novo modelo de reconciliação.....	51
3.2.2.1- Indicadores de controlo .....	52
3.3- Diluição .....	54
3.3.1- Levantamento dos dados para o cálculo da diluição.....	55
3.4- Identificar o factor gerador que ocorre no projecto Mungo .....	63
3.5-Descrição da solução do problema e o Artefacto desenvolvimento.....	65
3.5.1 - Factor de diluição.....	65
3.5.1 – Reconciliação .....	67
CONCLUSÃO.....	69
RECOMENDAÇÃO .....	70
REFERÊNCIA BIBLIOGRÁFICA.....	71

## ÍNDICE DAS TABELAS E GRÁFICOS

Figura 1. Gráfico comparativo das equações de diluição .....	17
TABELA 1 - DO PLANO SEMESTRAL DE PRODUÇÃO DO PROJECTO MUNGO .....	45
Figura 2. Gráfico das massas realizadas e planeadas .....	46
Figura 3. Gráfico do índice de planeamento.....	49
TABELA 2- RESULTADOS DA PROSPECÇÃO DO PROJECTO MUNGO.....	55
TABELA 3- DADOS DE PESQUISA DO PROJECTO MUNGO .....	56
TABELA 4- CARACTERISTICAS DO BLOCO DO PROJECTO MUNGO.....	57
TABELA 5- FACTOR DE EMPOLAMENTO .....	57
TABELA 6- FACTOR DE DILUIÇÃO.....	58
TABELA 7- RESERVAS EMPOLADAS E DILUIDAS .....	58
Figura 4. Gráfico de amostra de Julho de 2023 .....	63
Tabela 8- Quantificação da diluição, factores condicionantes .....	64
Tabela 9- Quantificação da diluição, factores subjectivos .....	65

## ÍNDICE DAS FIGURAS

Figura 1- Esquema do processo de reconciliação.....	6
Figura 2- Reconciliação da lavra (Não-Recuperação).....	8
Figura 3 – Novo modelo de reconciliação proposto e os seus indicadores .....	13
Figura 4- Esquema do factor de diluição.....	18
Figura 5- Classificação da diluição .....	21
Figura 6– Bloco mineralizado em mina à céu aberto e diferentes tipos de diluição .....	22
Figura 7- Diluição planeada .....	23
Figura 8- Metodologia utilizada na realização do trabalho .....	32
Figura 15- Mapa do Mungo.....	33
Figura 16- Cidade do Mungo .....	33
Figura 9- Projecto Mungo, exploração em Catumba.....	34
Figura 10- Projecto Mungo, Catumba .....	35
Figura 11- Exploração do cascalho no depósito de terraço em Catumba Projecto Mungo .....	37
Figura 12- Exploração do cascalho no depósito de lezíria em Catumba Projecto Mungo .....	38
Figura 13- Exploração do cascalho no depósito de lezíria em Catumba Projecto Mungo .....	39
Figura 14- Exploração do cascalho no depósito de rio (Leito do rio) em Catumba.....	40
Figura 17- Mapa de vegetação do Mungo .....	41
Figura 18- Esboço das unidades geomorfológicas do território de Angola (154).....	42
Figura 19- Esboço geológico da parte oeste de Angola. ....	43
Figura 20- Mapa Hidrográfico de Angola e Hierarquização dos Rios .....	44
Figura 21- Mapa Hidrográfico do Huambo .....	44
Figura 22 – Planilha de cálculo para o factor de diluição .....	66
Figura 23 – Proposta de um processo de reconciliação para mina do Mungo .....	68

## LISTA DE ABREVIATURA

- A<sub>T</sub>** – Área da trincheira
- D**- Dilution (Diluição)
- EC**- Espessura do cascalho
- EE**- Espessura de Estéril
- F<sub>D</sub>**- Factor de Diluição
- F<sub>E</sub>**- Factor de empolamento
- F<sub>g</sub>**- Mill feed grade (Teor da alimentação na usina de beneficiamento)
- H<sub>b</sub>**- Altura do bloco
- IA**- Índice de Aderência
- IC**- Índice de Cumprimento
- IE**- Índice de Eficiência
- KPI**- Key Performance Indicator (Indicador da Chave de Desempenho)
- MCF**- Mine Call Factor (Factor de controlo da mina)
- MM**- Mine Model (Modelo da mina)
- MO**- Mine Operation (Desempenho da mina)
- MP**- Mine Planning (Planeamento da mina)
- MR**- Mine Reconciliation (Reconciliação da mina)
- O<sub>g</sub>**- Grade of ore (Teor do minério)
- PNR**- Planeado e não realizado
- PR**- Plant Reconciliation (Reconciliação da planta)
- PR**- Planeado e realizado
- RNP**- Realizado e não planeado
- S/R**- Stripping Ratio (Razão de remoção)
- TIR**- Taxa Interna de Rentabilidade
- VAL**- Valor Actual Líquido
- V<sub>c</sub>**- Volume de cascalho
- V<sub>E</sub>**- Volume de estéril
- W<sub>g</sub>**- Grade of waste rock (Teor do estéril)

## RESUMO

Um dos grandes factores que influencia de maneira negativa nos resultados das operações mineiras (Extração) até a comercialização do seu bem mineral em minas a céu aberto é a má determinação da diluição nos blocos a serem explorados, havendo assim um crescimento exponencial quanto a perda de minerais durante a realização da actividade mineira. A diluição nem sempre é um factor analisado e calculado sistematicamente, é um factor que deve ser sempre considerado na estimativa de teores e massas para a quantificação das reservas. Ela é determinada tendo em conta diversas particularidades do depósito e das características da operação como: A complexidade geológica, geometria do corpo de mineiro, dureza da rocha, equipamentos, geometria da cava, eficiência do operador, entre outros. Um dos objectivos principais desse trabalho é a implementação de uma sistematização de cálculo que permite determinar um factor de diluição que possa ser utilizado no planeamento da mina (modelo de estimativas), tendo em conta as particularidades do depósito e das características da operação. Para se ter noção se o factor de diluição utilizado está correcto e adequadas as necessidades do depósito é necessário primeiramente saber se existe uma boa aderência na reconciliação entre o planeado e o realizado. Com esse resultado é possível saber quais factores estão sendo causadores de diluição ou perdas de minério e onde estão ocorrendo. O factor de diluição pode ser uma ferramenta muito positiva se o mesmo for aplicado de maneira correcta, uma vez que este varia a partir de diferentes etapas ao longo do planeamento da mina. A comparação entre teores e massas estimadas (planeada) no modelo de blocos com teores e massas reais, dentro de um mesmo volume pode ser definido por reconciliação. O processo de reconciliação de teor e massa entre o planeado (estimado) e o realizado permite-nos saber se o plano de extração que foi executado e é adequado, caso não seja adequado deve-se fazer uma análise para se identificar onde ocorrem os problemas de falta de aderência e acima de tudo verificar a confiabilidade dos procedimentos de construção do modelo utilizado. A reconciliação permite definir medidas corretivas e priorizá-las para aproximar os resultados entre a produção e o planeamento.

**Palavras-chave:** Diluição, Reconciliação, Perdas operacionais, depósito secundário.

## ABSTRACT

One of the major factors that negatively influences the results of mining operations (Extraction) up to the commercialization of mineral assets in open pit mines is the poor determination of dilution in the blocks to be explored, thus resulting in exponential growth in terms of loss of minerals during mining activities. Dilution is not always a factor analyzed and calculated systematically, it is one that must always be considered when estimating contents and masses to quantify reserves. It is determined taking into account several particularities of the deposit and the characteristics of the operation such as: geological complexity, geometry of the miner's body, rock hardness, equipment, pit geometry, operator efficiency, among others. One of the main objectives of this work is the implementation of a calculation systematization that allows determining a dilution factor that can be used in mine planning (estimation model), taking into account the particularities of the deposit and the characteristics of the operation. To get an idea of whether the dilution factor used is correct and suited to the needs of the deposit, it is first necessary to know whether there is good adherence in the reconciliation between what was planned and what was executed. With this result it is possible to know which factors are causing dilution or ore losses and where they are occurring. The dilution factor can be a very positive tool if it is applied correctly, as it varies from different stages throughout the mine planning. The comparison between estimated (planned) contents and masses in the block model with real contents and masses, within the same volume, can be defined by reconciliation. The process of reconciling content and mass between what was planned (estimated) and what was executed allows us to know whether the extraction plan that was executed is adequate. If it is not adequate, an analysis must be carried out to identify where problems occur. adherence and above all check the reliability of the construction procedures of the model used. Reconciliation allows you to define corrective measures and prioritize them to bring results between production and planning closer together.

**Keywords:** Dilution, Reconciliation, Operating losses, Secondary deposit.

## INTRODUÇÃO

A indústria mineira visa em reduzir os custos e maximizar os seus lucros consequentemente aumentando a sua produção, este facto só é possível se houver o máximo controlo das suas operações, ou seja, quanto maior o domínio sobre as operações, menores serão as incertezas e consequente os erros associados com a estas.

Esses são os responsáveis para que não haja o aproveitamento total dos recursos existentes ou conduzem a resultados não ótimos. Uma maneira de controlar esses erros associados com a variabilidade geológica consiste em comparar massas e teores de minério estimado pelos modelos de blocos com as massas e teores de minério explorado, ou seja, a realização da reconciliação.

Grandes diferenças de valores podem indicar que há problemas na operação e consequentemente mostra o caminho para melhorar e minimizar estes problemas que podem afectar toda actividade operacional mineira.

Uma das maiores ocorrências nas indústrias mineiras durante a exploração é a baixa aderência nos processos de reconciliação, mesmo utilizando bons métodos para o controle de teores através de procedimentos sistemáticos de amostragem, assim como o controlo geológico.

Um dos problemas que afecta a reconciliação ocorre durante o processo de exploração e acontece devido a junção de massas (estéril e minério) em blocos que estão muito próximos ao bloco que está a ser realmente explorado, esse factor é chamado de diluição, o que origina a diminuição dos valores dos teores estimados. Para tal deve-se traçar estratégias e análises minuciosa durante a planificação da operação de extração para minimizar esse efeito.

Segundo Crawford (2004) diluição é normalmente definida como o material estéril presente no processo de extração de minério, existem diversos factores incorporado nessa ordem de ideia de Crawford como: O operador conhece o local exato, o formato e o teor de um dado bloco e o seu equipamento é capaz de explorar este bloco maneira ideal.

No entanto, existem diversas fontes de incertezas sobre a veracidade das informações acima escrito, pois o posicionamento do equipamento pode estar deslocado, o modelo geológico pode conter erros de interpretação, os teores do bloco partem de estimativas de dados dispersos, o operador pode não ter habilidade de seleccionar os materiais visualmente no campo.

## **Problemática**

O problema que levou a elaboração deste trabalho foi a “Dificuldade no melhoramento do cálculo da diluição e reconciliação de teores de massas mineiras durante as operações de extração e beneficiamento”.

## **Causa**

Desconhecimento das características particulares do depósito mineral em mina a céu aberto

## **Consequência**

- Contaminação do cascalho durante as operações de extração;
- Aumento da diluição durante as operações de extração;
- Maus resultados durante a reconciliação (massa mineira e os teores);
- Desperdício das áreas com maiores teores por diluição;

## **Justificativa**

A elaboração deste trabalho justifica-se pela implementação de sistema de cálculo de diluição e reconciliação de teores de massa mineira, que vai nos ajudar na tomada de decisão durante a escolha do bloco a ser explorado. Sendo que uma das maiores causas das perdas de minério em minas a céu aberto é a má determinação dos blocos contíguos a ser explorado, o que permite a maior ocorrência de estéril durante a extração do minério. O que reflete nos resultados esperados durante a elaboração do plano de extração. A realização deste trabalho busca a formulação de situações que visam a dar solução aos problemas de índole-geológico relacionados com a diluição e reconciliação determinando um factor de diluição através de uma sistematização de cálculo de diluição e reconciliação.

## **Objectivo Geral**

Apresentar de forma pragmática os aspectos envolvidos no cálculo da diluição para a elaboração de um procedimento sistemático para a obtenção de um factor de diluição baseado nas características particulares do depósito.

## **Objectivos Específicos**

- Apresentar os aspectos e solução da diluição na interferência do minério extraído;
- Realizar os cálculos de reconciliação de teor e massa mineira entre o Planeado/realizado;

- Determinar o factor de diluição que pode ser utilizado no planeamento da mina, tendo em conta a reconciliação de teor e massa entre o planeamento estimado e o executado;
- Apresentação dos resultados do cálculo de diluição e reconciliação do teor de massa mineira;

## Hipóteses

As hipóteses são suposições que se fazem na tentativa de explicar o que se desconhece. São provisórias devendo, no entanto, ter suas validades verificadas, Cruz e Ribeiro (2004;25). Já Ferrari (1974;55) entende como hipótese uma declaração ou uma preposição que explica um fenómeno ou propõe a solução de um problema de pesquisa. Essa declaração é provisória porque em termos de procedimentos científicos, precisa ser testada. Assim temos a hipótese:

**H1:** A implementação de um sistema de cálculo de diluição e reconciliação é essencial, pois nos permite ter mínimos erros durante a planificação das actividades mineiras (extração). Sempre que assim for, teremos respostas satisfatórias e conclusivas de qualquer problema referente a diluição e reconciliação.

## Metodologia de Investigação

A metodologia utilizada para a realização deste trabalho, ou seja, para dar solução ao problema identificado foi a metodologia DS (*Design Science*), sendo o seu método DSR (*Design Science Research*) que é muito utilizado nas engenharias, onde o mesmo apresenta como resultado um produto, ou seja, um artefacto (engenho). Mas para alcançar os objectivos estabelecidos a metodologia adoptada iniciou fundamentalmente na revisão da literatura em torno da temática. O trabalho foi realizado em quatro fases distintas a referir:

- 1- Estudo bibliográfico: Revisão de trabalhos relacionados com o tema de investigação;
- 2- Recolha de dados;
- 3- Determinação da diluição e da reconciliação dos teores em massas mineiras;

Análise das ocorrências de diluição e reconciliação no projecto Mungo, bem como a apresentação das propostas de solução;

A primeira fase da consulta Bibliográfica, constitui no levantamento bibliográfico por meio da literatura e trabalhos que abordam os temas sobre os Cálculos de diluição e reconciliação de teores em massas mineiras em minas a

céu aberto. Esta etapa teve como base artigos técnico-científicos, livros, dissertações, matérias de páginas de internet, etc.

A segunda fase da recolha de dados, baseou-se na obtenção de todas as informações necessárias para o cálculo da diluição e reconciliação tendo em conta um factor de diluição. Por intermédio da aplicação da metodologia a um estudo de caso (Projecto Mungo), os resultados obtidos foram analisados através de gráficos e comparados com os modelos de planeamento do projecto. Sendo que foram realizadas análise e revisão dos dados e arquivos fornecidos pelo projecto, fazendo-se uma separação de quais destes são necessário para a criação dos modelos a serem avaliados.

Na terceira fase consistiu em implementar os dados obtidos durante a recolha em fórmulas matemáticas, para a obtenção dos resultados da diluição e reconciliação dos teores e das massas. Durante os cálculos foi necessário determinar o factor de diluição sendo que o cálculo deste factor é construído com base nas características intrínsecas ao depósito estudado, bem como em questões operacionais. A rotina de cálculo será utilizada para prever um factor de diluição para o depósito antes de este ser minerado e para que não seja aplicado um factor qualquer no planeamento da mina.

### **Delimitação da Investigação**

Neste trabalho limitou-se a apresentar um conjunto de cálculo de diluição e reconciliação e teores em massas mineiras ocorrido no projecto Mungo, tendo como base de análise os depósitos secundários. A aquisição dos dados foram fornecidos pelos relatórios mensais das actividades realizadas no projecto Mungo.

# **CAPÍTULO I- FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA**

## **1.1 - Conceito de reconciliação**

Reconciliação é um processo que consiste na comparação entre o estimado (planeado) e o realizado quer seja dentro zona de extração e nas zonas de beneficiamento (lavarias), os quais permitem a identificação e o entendimento de determinadas diferenças entre resultados previstos ou estimados e efectivamente realizados.

As reconciliações entre as zonas de extração e as usinas de beneficiamento podem ser uma das melhores ferramentas da administração para a realização de modelos adequados de avaliação. A reconciliação pode ser feita entre os modelos de curto prazo e longo prazo e também podem ser feitas com base nos dados da produção, tendo assim os resultados reais que poderão ser comparados aos dados estimados.

Nos procedimentos para a reconciliação devem estar incluídos o fluxo de produção completo, desde o modelo geológico até o produto final, envolvendo modelos de longo prazo e modelos dos blocos de curto prazo. Segundo Câmara (2013, p.39), existem diferentes tipos de reconciliação, como reconciliação de massa entre o planeado e o realizado; reconciliação de teores; reconciliação entre a zona de exploração e a usina de beneficiamento, entre outros. As práticas de reconciliação consistem na comparação entre as massas e teores de minério estimados pelos modelos da jazida e as massas e teores de minério lavrados e após serem beneficiados nas usinas (lavarias). As grandes diferenças entre esses valores são um problema comum em diversos empreendimentos mineiros, sendo necessários a aplicação de estratégias que minimizem esse problema comum.

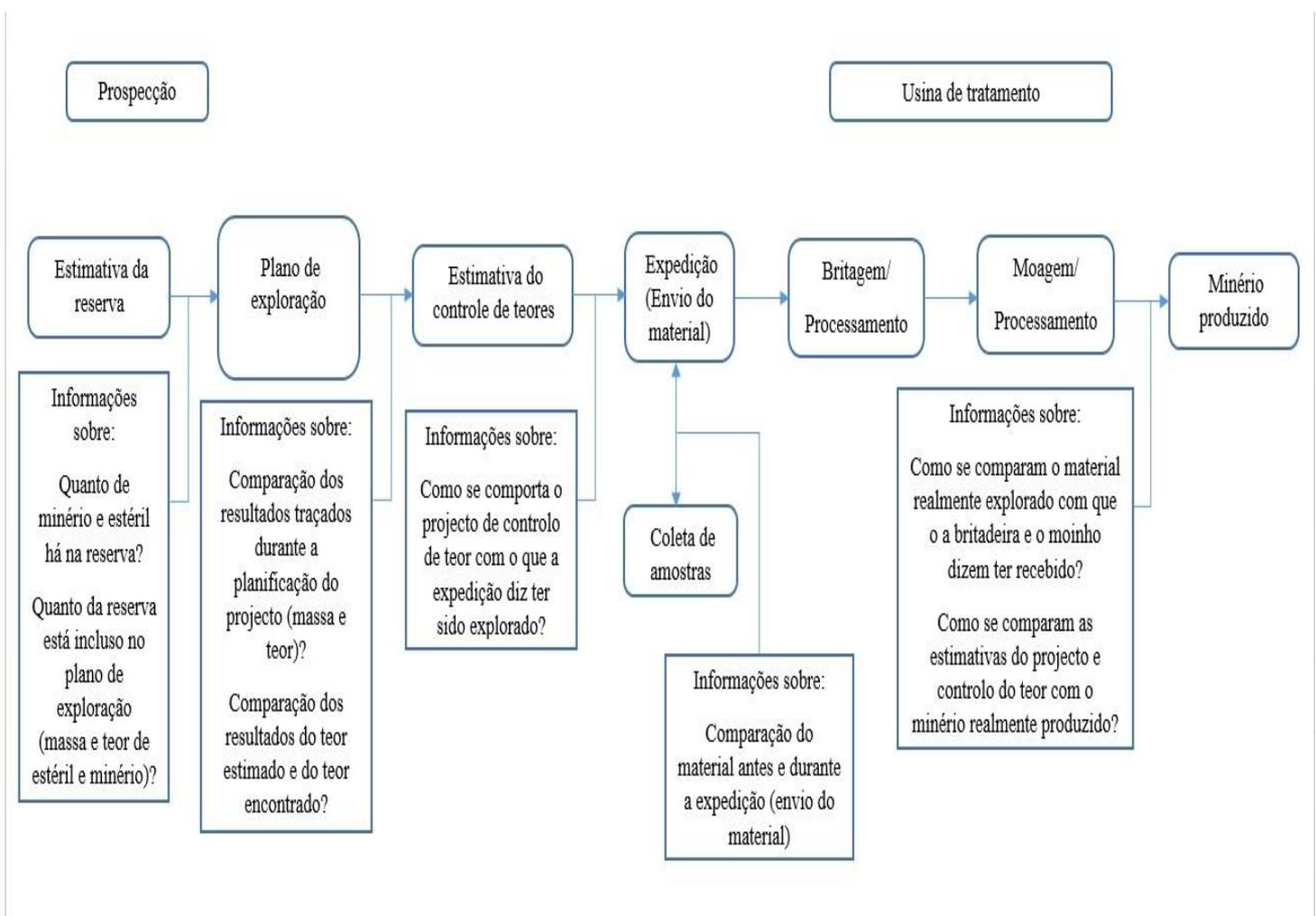
A reconciliação pode ser definida como a comparação das estimativas de massa e teor originárias de um modelo de blocos com medidas efectivas advindas da produção, da lavra. Segundo Morley (2003), a reconciliação tem como objectivos verificar o desempenho da operação, dar suporte aos cálculos de ativos, validar as estimativas de recursos e reservas minerais, fornecer indicadores de desempenho para o controlo do planeamento de curto e longo prazo, entre outros.

Quando é controlado de maneira sistemática, o processo de reconciliação irá descobrir problemas de estimativas de teores e massa, amostragem, método de lavra, no processo e uma série de outros problemas técnico. Estes por sua

vez podem ser então analisados e melhorar o processo para assim apresentar soluções que possam resolvê-las.

Segundo Chierigati (2007) que implementou um esquema de análise de reconciliação de massas e teores, fez-se a elaboração de um novo esquema de reconciliação com base a ideia de Chierigati. A Figura 1 apresenta as etapas que estão envolvidas na reconciliação que envolve a comparação, desde a avaliação da reserva (zona de exploração) até o minério produzido (lavarias), sendo que os itens do esquema são os seguintes:

- Estimativa de reservas;
- Estimativa do controle de teores a médio prazo (para recursos in situ ou reservas lavráveis);
- Plano de exploração;
- Criação de estoque (Material mineral depositado em pilha de minério)
- Minério produzido;



**Figura 1- Esquema do processo de reconciliação**

Fonte: Modificado de Chierigati (2007)

Para a resposta de cada pergunta mostrada na Figura 1 existe uma resposta que pode ser favorável ou não, o que indica que devem ser feitas análises adicionais para cada etapa de forma particular.

De acordo com Blucher (2002), o processo de reconciliação não é o único que funciona de maneira uniforme, em espaço de tempo bem definido. Durante a realização do processo de reconciliação as suas etapas podem consistir em um número variável de subprocessos.

Estudos sistemáticos de reconciliação fornecem a validação do modelo final com efetivamente realizado e também fornecem um meio de controlo de qualidade da estimativa das reservas de minério produzida a partir de dados de exploração para o estudo de viabilidade e para estimativa de controlo de teores.

Uma reconciliação bem-sucedida, ou seja, com 100% de eficiência é uma situação ilusória. Em muitos casos os erros que são cometidos em algumas etapas do processo são compensados por erros cometidos em outra etapa, o que acaba por apresentar reconciliações excelentes.

Um dos erros que muito compromete a reconciliação é o erro de enviesamento de amostragem, segundo Crawford (2004) devido a compensação dos erros cometidos em outras etapas, podem causar o enviesamento do sistema que poderá surgir mais cedo ou mais tarde.

O enviesamento da amostragem é provavelmente o erro mais difícil de se medir e certamente, merece uma consideração especial. O enviesamento de amostragem é a diferença entre o valor esperado do estimador e o verdadeiro valor do parâmetro a estimar. Ou seja, esse erro permite com que haja um desvio do verdadeiro valor do parâmetro, quer por excesso ou quer por defeito.

Segundo Pierre GY (1998), “*A estimativa de boa qualidade é uma corrente, e a amostragem é seu elo mais fraco*”. Toda estimativa, desde a estimativa de recursos até a estimativa de produção, é baseada em amostras. Se as amostras não são representativas (que é um subconjunto de dados, normalmente de um grupo maior com características semelhantes), as estimativas não são confiáveis, portanto não tem sentido falar em reconciliação.

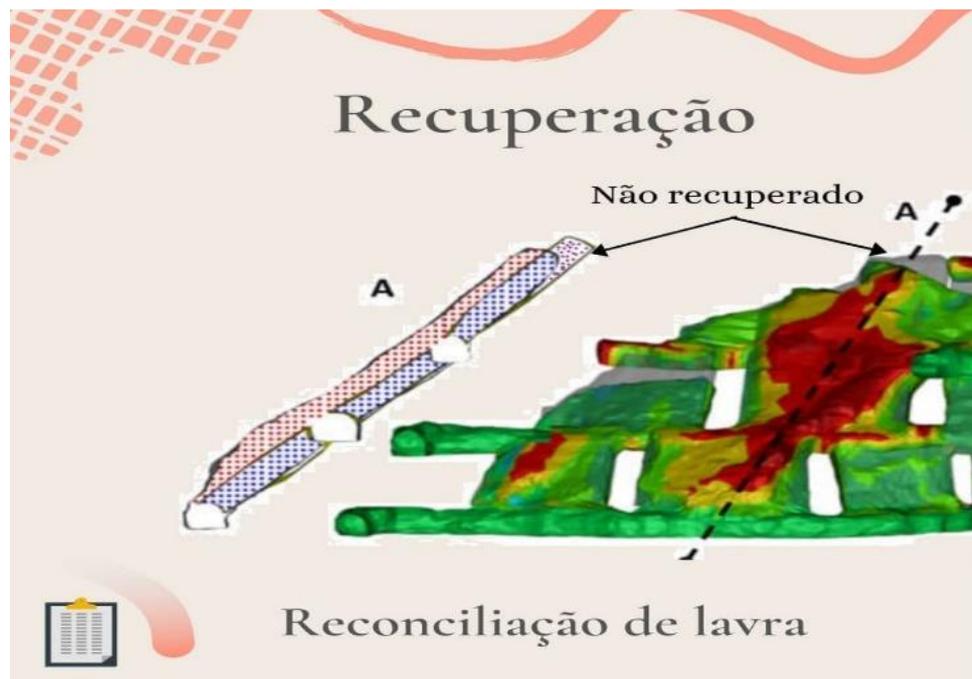
A confiabilidade nos resultados da reconciliação depende da confiabilidade ou representatividade das amostras que geram esses resultados.

Para que se tenha ótimos resultados durante actividade mineira deve-se primar por uma boa planificação das operações e para que haja o sucesso de qualquer reconciliação deve-se ter um excelente trabalho de prospecção e o máximo controlo nas lavarias, durante a coleta de dados que vão conduzir o

desenvolvimento do planeamento da mina (estimativa). Esses dados podem ser obtidos a partir de:

- Amostras dos blocos da frente de desmonte que suportam a qualidade dos modelos de reservas;
- Indicadores da performance da planta de beneficiamento, como amostradores;
- Análise do balanço de massa da planta de beneficiamento;
- Uso de relatórios de recursos para comparar realces planeados em relação aos explorados;
- Visualização de modelos para melhorar a compreensão do minério e da diluição planeada e não planeada.

A não recuperação do minério, comumente chamada de Underbreak, ocorre quando planear-se explorar um a determinada região mineralizada e durante a fase operacional esse minério acaba sendo recuperado. Este processo acarreta em redução na quantidade de minério extraído.



**Figura 2- Reconciliação da lavra (Não-Recuperação)**

Fonte: Batista, Gustavo Antônio Pereira

As causas da não recuperação do minério podem ser:

- Perda da face livre ao longo do processo de extração;
- Desvio na perfuração do desmonte;
- Erro no dimensionamento;
- Abertura incorrecta da face livre na fase inicial da exploração;

A taxa de recuperação (reconciliação) é calculada por:

$$\text{Taxa de reconciliação} = \left( \frac{\text{Quantidade de volume extraído}}{\text{Quantidade de volume planejado}} \right) \times 100 \quad (1)$$

Equação 1.1 Taxa da reconciliação em relação ao planejamento

Em função dos teores a reconciliação pode ser calculada da seguinte maneira:

$$\text{Reconciliação} = \frac{\text{Teor do minério extraído}}{\text{Teor do minério planejado}} \times 100 \quad (2)$$

Equação 1.2 Reconciliação do teor

### 1.1.1- Cálculo da reconciliação da massa mineira

O cálculo da reconciliação da massa mineira é uma prática importante na mineração para garantir a precisão e a consistência dos dados de produção. É um processo complexo que envolve a previsão das estimativas dos dados reais de produção em uma operação de mineração. Para calcular a reconciliação da massa mineira de maneira mais precisa, deve-se ter em conta essas etapas:

- Regista-se os dados de produção, como a estimativa da massa do minério a ser extraída de uma determinada área da mina. Registre as estimativas de produção iniciais, que incluem a quantidade de minério necessária para ser extraída de uma área específica da mina, bem como as estimativas de teor (conteúdo de metal) do minério.
- Regista-se os dados reais que são obtidos após a remoção real, incluindo a quantidade real de minerais extraídos da mesma área da mina e os teores reais encontrados no minério.
- Calcula-se a diferença da massa, subtraindo a massa real da massa estimada para determinar a diferença. Essa diferença pode ser positiva (se mais mineral foi extraído do que o planejado) ou negativa (se menos mineral foi extraído).

- Calcula-se a percentagem da reconciliação da massa para ter uma visão mais clara da reconciliação, dividindo-se a diferença das massas pela massa planeada e multiplicando por 100, como mostra a fórmula abaixo;

$$\text{Percentagem da Reconciliação da massa} = \frac{\text{Massa Real} - \text{Massa Estimada}}{\text{Massa Estimada}} \times 100$$

(3)

Equação 1.3 Percentagem da reconciliação em relação a massa mineira

OBS.: O mesmo faz-se para o cálculo em função dos teores, tendo em conta o Teor real e o Teor Planeado.

$$\text{Percentagem da Reconciliação do teor} = \frac{\text{Teor Real} - \text{Teor Estimado}}{\text{Teor Estimado}} \times 100$$

(4)

Equação 1.4 Percentagem da reconciliação em relação ao teor

- Realiza-se a análise dos resultados, com base na percentagem da reconciliação, pode-se avaliar o desempenho da mina em relação ao plano inicial. Isso ajuda a identificar desvios e tomar medidas corretivas, se necessário.
- Documentar e Relacionar: É fundamental documentar todos esses cálculos e resultados para criar um registro de reconciliação que possa ser compartilhado com a equipe de gerenciamento e autoridades reguladoras.

Esse é um procedimento simplificado e na prática, a reconciliação da massa mineira pode ser mais complexa, envolvendo muitos outros fatores, como a qualidade do minério, teor, diluição, entre outros, para obter uma avaliação mais completa do desempenho da mina. É comum usar software especializado e equipes de geólogos e engenheiros de minas para realizar reconciliações mais precisas em operações de mineração. A precisão da reconciliação da massa depende da precisão das estimativas iniciais e dos dados reais da produção registados.

A definição de fluxos de trabalho são eficazes para controle de teores ajuda a reduzir as diferenças entre a produção de minério planeado e real, e a reduzir os riscos de minério mal direcionado e de diluição não intencional. A compreensão dos controles geológicos e estruturais de mineralização é

essencial para qualquer operação bem-sucedida e também para melhorar o plano de exploração a curto e longo prazo.

É importante conhecer e quantificar os erros de amostragem, sendo uma das condições básicas para a aplicação do modelo de reconciliação proposto. Sendo também importante conhecer alguns modelos de reconciliação como:

- Reconciliação reativa (antigo modelo de reconciliação);
- Reconciliação pró-ativa (novo modelo de reconciliação);

### **1.1.2- Reconciliação reativa (antigo modelo de reconciliação)**

A reconciliação é uma actividade desenvolvida na maior parte das empresas de mineração e pode ser definida como a comparação entre uma medição e uma estimativa, ou seja, entre a produção e a estimativa de produção. Divide-se o teor de metal produzido pelo teor estimado pelo modelo e o resultado dessa divisão fornece o factor MCF “*Mine Call Factor*”, o que significa Factor de Controlo da Mina (indica a previsibilidade do modelo de longo-prazo), aplicado a futuras estimativas do modelo visando a melhorar a previsão de desempenho da operação.

Entretanto essa não é a melhor prática industrial de reconciliação. O principal objectivo de qualquer sistema de reconciliação não deveria ser gerar factores utilizados para corrigir estimativas, mas o de permitir ajustes nos processos de modo que os resultados estejam sempre dentro dos limites aceitáveis.

### **1.1.3- Reconciliação pró-ativa (novo modelo de reconciliação)**

A reconciliação pró-ativa é uma alternativa à reconciliação reativa e consiste em se coletarem e se analisarem dados críticos, que são usados para calibrar estimativas em um processo iterativo. Os erros são analisados com a finalidade de se tomarem ações corretivas para assegurar que a diferença entre os valores estimados e os valores reais seja mínima. Desta maneira, as estimativas tomam-se previsões ou prognósticos e podem formar uma base para a tomada de decisões, assegurando que o que acontecerá no futuro corresponde ao que foi planeado no presente. Portanto a reconciliação pró-ativa permite uma correção das metodologias e coleta de dados e de modelagem e não simplesmente uma correção das estimativas dos modelos aplicando-lhes factores.

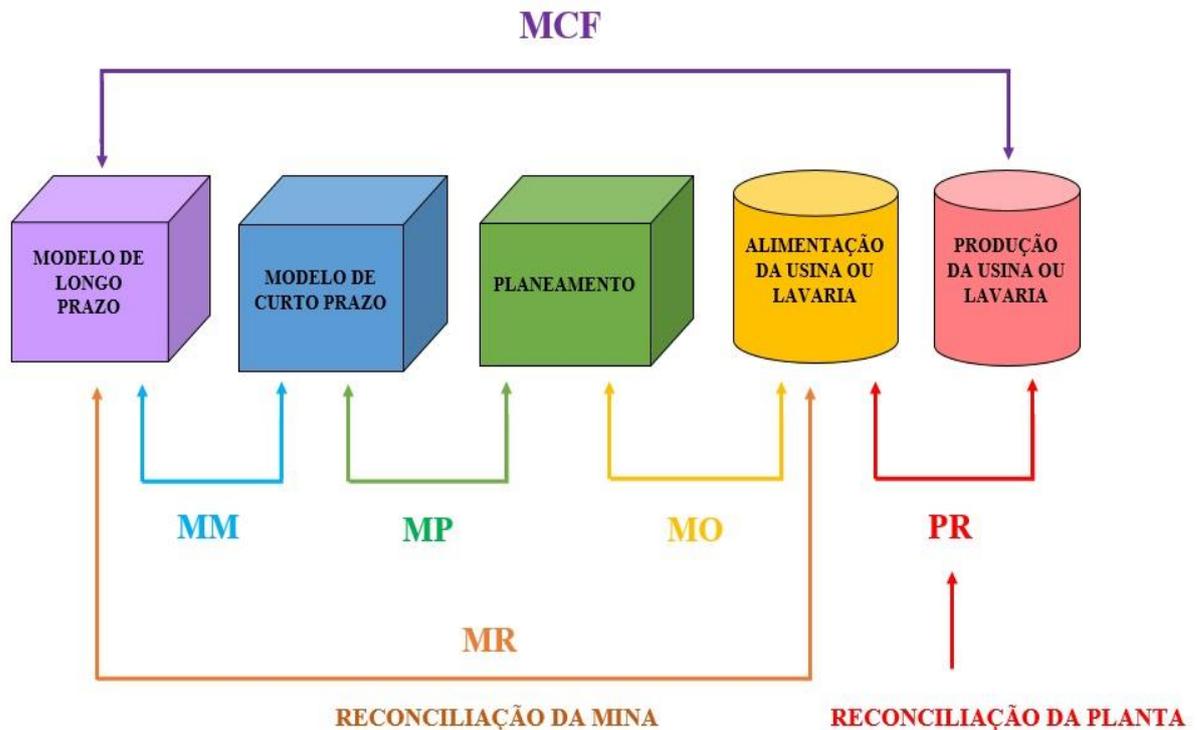
A reconciliação representa uma ferramenta poderosa para a deteção de problemas nas operações, fornecendo um diagnóstico para a resolução

desses problemas. Entretanto a reconciliação não deve, simplesmente, avaliar os modelos com base nos resultados das usinas de beneficiamento, ou seja, lavaria segundo Crawford, (2004). Para que se possa verificar as etapas críticas da operação como um todo e resolver cada problema separadamente, deve-se dividir a reconciliação em etapas.

O novo modelo de reconciliação define cinco outros factores de reconciliação, os quais funcionam como indicadores de controlo de cada etapa individual do empreendimento mineiro, permitindo a detecção e correcção de eventuais problemas. Normalmente, esses problemas resultam de práticas inadequadas de amostragem e de modelagem da jazida, que devem então ser analisadas e otimizadas.

Os factores de reconciliação proposta pelo novo modelo de reconciliação são:

- **MCF** (*Mine Call Factor*): Indica a previsibilidade do modelo de longo-prazo, factor de correção de diluição;
- **MM** (*Mine Model*), o que significa “Modelo da mina”: Indica a consistência do modelo de longo-prazo
- **MO** (*Mine Operation*) o que significa “Desempenho da mina”: Indica o desempenho da operação de lavra;
- **MP** (*Mine Planning*) o que significa “Planeamento da mina”: Indica a utilidade do modelo de curto-prazo para o planeamento;
- **MR** (*Mine Reconciliation*) o que significa “Reconciliação da mina”: Indica a qualidade das estimativas do modelo de longo-prazo;
- **PR** (*Plant Reconciliation*) o que significa “Reconciliação da planta”: Indica o desempenho da operação de beneficiamento.



**Figura 3 – Novo modelo de reconciliação proposto e os seus indicadores**

Fonte: Modificado de Crawford (2004)

## 1.2- KPI- Indicadores chave de desempenho

KPI é uma sigla que vem do Inglês “*Key Performance Indicator*”, o que significa Indicador-Chave de desempenho, sendo ela uma ferramenta de gestão para analisar os indicadores mais importantes de uma empresa ou de uma operação, em determinado processo, estratégia ou acção específica.

As informações obtidas de um sistema de reconciliação fornecem indicadores fundamentais para o desempenho das operações e são muitas vezes negligenciadas como um indicador chave de desempenho no desenvolvimento no planeamento da mina (Blucher, 2002).

As empresas de mineração utilizam os factores de reconciliação como indicadores de desempenho, ou KPI (*Key performance indicators*), para fornecer um exame de suas operações, onde as variações frequentemente indicam problemas com a precisão da estimativa original, bem como com a qualidade das medidas a serem utilizadas na comparação.

Os indicadores chave de desempenho devem ser monitorados continuamente e também devem ser de fácil entendimento. Eles fornecem uma comparação ao longo do tempo para todos os indicadores. Os KPI’s permitem

o controlo do antes e do depois da implantação destes, proporcionando uma oportunidade de tomar decisões informadas e fazer as alterações necessárias.

A tecnologia automatizada e os indicadores chave de desempenho melhoram a gestão de tomada de decisão, um dos aspectos importante para garantir que uma empresa está no caminho do desenvolvimento sustentável.

Existem alguns índices responsáveis pela determinação do KPI, esses índices são:

- **Índice de aderência;**
- **Índice de cumprimento;**
- **Índice de efetividade de lavra;**

O **índice de aderência** é obtido através da divisão da quantidade da massa total planeada e realizada (PR) pelo total realizado no período (somatório da massa total planeada e realizada (PR), com massa total realizada e não planeada (RNP)). Este índice mede a percentagem da lavra programada que foi realizada em função do realizado total, ou seja, mede a percentagem de material explorado que estava dentro do plano. Este índice refere-se ao desvio da operação da lavra.

$$IA = \frac{PR}{(PR+RPN)} \times 100 \quad (5)$$

O **índice de cumprimento** refere-se à operacionalidade do plano. É obtido através da divisão da quantidade de massa total planeada e realizada (PR) pelo total planeado no período (somatório da massa total planeada e realizada (PR) com a massa total planeada e não realizada (PNR)). Este índice mede a percentagem de extração programada que foi realizada em função do que foi planeada, isto é, mede quanto do total planeado foi efetivamente executado.

$$IC = \frac{PR}{(PR+PNR)} \times 100 \quad (6)$$

O **índice de efetividade de lavra** pode ser medida através da média aritmética do índice de aderência com o índice de cumprimento.

$$IE = \frac{(IA+IC)}{2} \times 100 \quad (7)$$

Sendo:

- **PR:** Planeado e realizado;
- **RNP:** Realizado e não planeado;
- **PNR:** Planeado e não realizado;

- **IA:** Índice de aderência;
- **IC:** Índice de cumprimento;
- **IE:** Índice de efetividade de lavra.

Existem falhas na noção de que os KPIs são ferramentas de medição de desempenho eficaz e que as ações com base em seus resultados podem ajudar uma organização a atingir o estado desejado, sem nenhum erro. No entanto, os dados de campo em que os índices são muitas vezes baseados são desenvolvidos e apresentados pelas mesmas pessoas que estão sendo avaliadas. É importante ressaltar que para que os KPIs possam ser utilizados de maneira confiável, deve ser feita uma verificação constante da validade dos dados.

### 1.3- Conceito de diluição

Como já foi definido acima a diluição consiste na incorporação de massa de blocos contíguos ao efetivamente minerado, ou seja, consiste na presença de estéril durante a extração do minério, o que acarreta em e diminuição dos valores estimados.

Segundo R. M. Jara (2006) e A. Sinclair (2002), a diluição refere-se ao material estéril que não é separado do minério durante a operação e é explorado com o minério. Este material estéril é misturado com o minério e enviado para as usinas de tratamento.

A diluição aumenta a tonelagem do minério enquanto diminui o seu teor. Pode ser definida como a relação entre a tonelagem de estéril extraída e enviada para as usinas de beneficiamento e a tonelagem total de minério e estéril. Geralmente é expresso em formato de porcentagem.

Existem várias fórmulas para o cálculo de diluição, sendo assim deve-se ter cuidado ao comparar os resultados de duas fórmulas diferentes. Oliveira mostra algumas das equações usadas para o cálculo:

$$Diluição = \frac{\textit{Teor in – situ do minério dos furos de sonda}}{\textit{Teor de amostra retiradas dos pontos de carregamento}} \times 100 \quad (8)$$

Equação 1.8 Diluição em relação ao teor do material carregado

$$Diluição = \frac{\textit{Teor in – situ estimado da reserva}}{\textit{Teor de amostra da saída da moagem com a mesma massa}} \times 100 \quad (9)$$

Equação 1.9 Diluição em relação ao teor do produto da moagem

$$Diluição = \frac{Massa Carregada - Massa desmontada}{Massa desmontada} \times 100 \quad (10)$$

Equação 1.10 Diluição em relação ao desmonte

$$Diluição = \frac{Soma da metragem da footwall e hangwall ao corpo do minério}{Massa desmontada} \quad (11)$$

Equação 1.11 Diluição em relação à geometria do corpo de minério

$$Diluição = Diluição observada em campo \quad (12)$$

Equação 1.12 Diluição observada.

Segundo Scoble e Moss (1994) afirmam que, dentre elas, as duas fórmulas abaixo são difundidas e utilizadas mundialmente para o cálculo da diluição. Isso pode ser expresso como:

$$Diluição = \frac{Tonelagem de estéril}{Tonelagem de minério} \times 100 \quad (13)$$

Equação 1.13 Diluição em relação ao minério

$$Diluição = \frac{Tonelagem de estéril}{(Tonelagem de minério + Tonelagem de estéril)} \times 100 \quad (14)$$

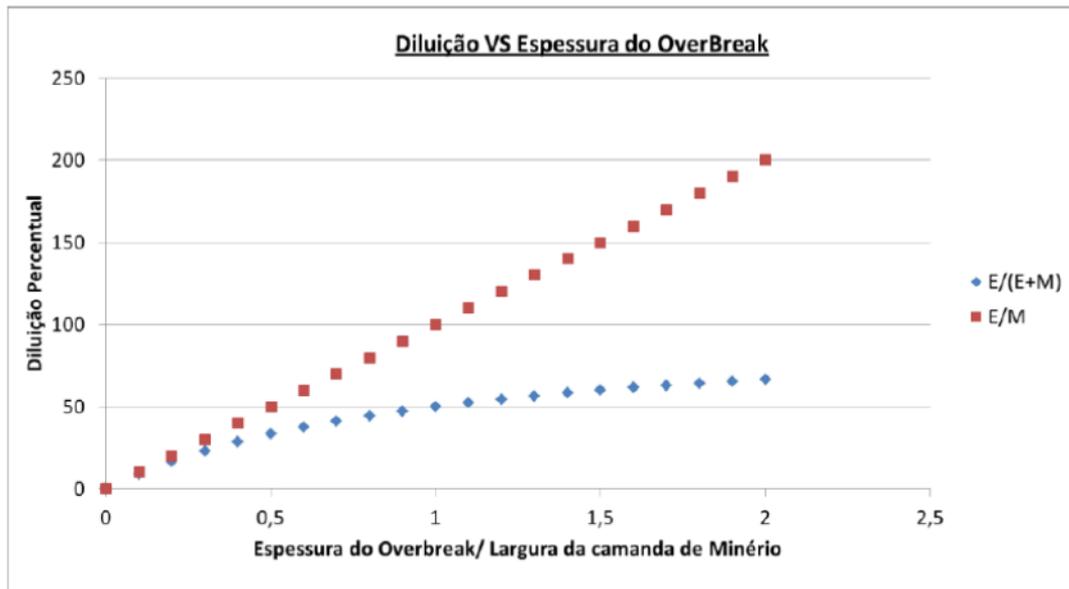
Equação 1.14 Diluição em relação a massa total

Scoble & Moss (1994) propõem que as fórmulas de cálculo de diluição mais utilizadas são as equações 1.13 e 1.14, sendo a equação 1.13 utilizada como a medida padrão de diluição. Geralmente a diluição é calculada em percentagem e seus cálculos são baseados em toneladas.

No entanto Pakalnis *et al* (1995) e Tatman (2001) recomendam o uso da equação 1.13 por ser mais sensível a variações na quantidade de estéril, portanto, mais adequada.

A equação 1.13 é linear enquanto a equação 1.14, apesar de linear tende a uma assíntota no máximo de 100% (OLIVEIRA, 2012). Estes comportamentos podem ser analisados no gráfico exibido abaixo.

**Figura 1. Gráfico comparativo das equações de diluição**



Fonte: Oliveira, 2012

A diluição e as perdas devem ser tidas em conta durante a estimativa de teor e massa no planeamento minério sendo consideradas as diversas particularidades do depósito. A diluição pode ocorrer devido aos factores intrínsecos ao depósito ou por erros cometidos durante as operações, podem ser identificadas como diluição interna ou externa.

De acordo com Crawford (2004), existem quatro categorias de diluição, podendo assim ser descrita:

**1ª Categoria:** Factor de correção de diluição, e chamado por “*mine call factor*” é aplicado às estimativas/produção da mina para encontrar o produzido pela planta de beneficiamento, ou seja, reporta os valores que chegam nas usinas;

**2ª Categoria:** Diluição externa, ocorre durante a operação de extração da massa mineira, onde a seletividade não é bem executada, o que resulta na extração de maior quantidade do material de baixo valor (estéril) e extraído juntamente com o minério não intencionalmente.

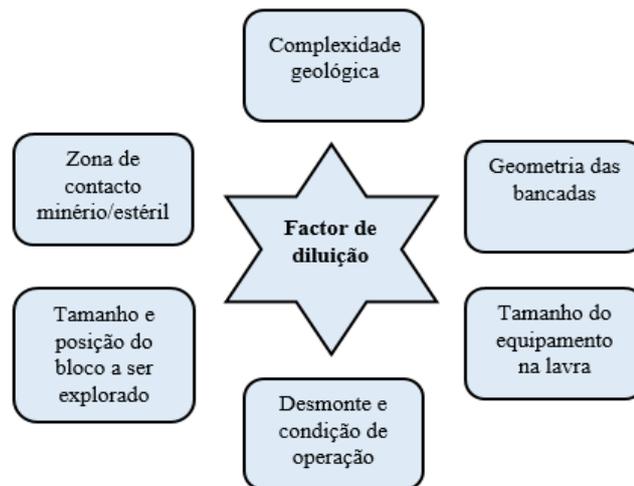
**3ª Categoria:** Diluição interna, ocorre quando o minério não pode ser separado fisicamente do estéril, devido a características do depósito;

**4ª Categoria:** Diluição de Murphy, ou seja erros de diluição, é causado pelos erros de classificação ou execução no processo da mina. Ou seja, erros na mineração, como erros operacionais ou de planeamento.

Cada uma das categorias citadas acima influencia de certa forma na composição da diluição total. Sabendo se a reconciliação entre o planeado e o realizado esta com boa aderência e possível encontrar o factor de diluição.

As comparações entre tonelagem e teores do modelo de blocos com os que estão a ser explorado devem ser bem-feitas, com o resultado entre os dois processos, é possível saber onde são encontrados os possíveis factores geradores de diluição. Esses factores geradores de diluição podem ser:

- Complexidade geológica;
- Geometria das bancadas;
- Tamanho do equipamento na lavra;
- Desmonte e condições de operação;
- Tamanho e posição do bloco a ser explorado;
- Zona de contacto minério/estéril;



**Figura 4- Esquema do factor de diluição**

Fonte: CÂMARA, Taís Renata

Determinar a fonte de diluição não é tarefa fácil, depois de ser identificada, deve ser analisada com cuidado e frequentemente verificada. O factor de diluição aplicado às estimativas, ou seja, modelos de teores se torna uma ferramenta muito positiva no controle da reconciliação, pois auxilia a encontrar quais são os factores que levam a baixa reconciliação e de pouca qualidade.

Nos depósitos explorados a céu aberto a diluição e abordada como um factor de correção que segundo Crawford (2004) pertence a 1ª categoria de diluição. Durante esse factor de correção não há a devida abordagem sistemática e entendimento de causa e efeito a partir dos factores geradores desse elemento que possui impacto significativo dentro de um processo de controlo de reconciliação.

Por vezes é adotado um valor constante de diluição em algumas situações de longo prazo até poder ser suficiente, mas que geralmente produz resultados que não correspondem com a realidade do depósito. A utilização de um valor de diluição baseado nas características de determinado depósito mineral auxilia na resolução deste problema, já que esse valor não é inferido, mas sim calculado.

A diluição na mina pode ser definida como a perda ou ganho de minério durante a operação de extração devido a falta de selectividade ou inadequada configuração operacional. A diluição e as perdas ocorrem durante todos estágios da mineração. Em muitos casos é impossível eliminar todo estéril presente no minério, o qual está sendo diluído, segundo Blucher (2000), a diluição pode ser controlada em níveis aceitáveis, através da implantação de princípios de engenharia de minas corretos.

Os factores que geram diluição são diversos e alguns são citados a seguir:

- Zonas de limite da cava;
- Tamanho e posição dos blocos;
- Complexidade geológica;
- Selectividade da mina, tamanho do equipamento;
- Método de lavra e tipo de desmonte da rocha;

A diluição e as perdas ocorrem durante muitas fases do projecto devido a uma variedade de incertezas, as inevitáveis falta de precisão na estimativa de depósito e no planeamento da mina. Segundo Elbrond (1994), essas fases do projecto variam desde a definição da geologia do corpo de minério, até a otimização e definição do teor de corte, também passando pelo método de lavra ao tratamento do minério, onde ocorre a perda de minério no estéril.

As perdas podem ser entendidas como, o desperdício do material mineral durante muitas fases do projecto. Na sua maioria verifica-se essa perda durante a extração do minério e no seu transporte e nas lavarias durante o seu tratamento, essas perdas na sua maioria alteram os resultados presctivado durante o planeamento da mina.

Perdas e diluição são factores que são responsáveis por graves discrepâncias no resultado económico de uma mina, pois aumentam o custo de produção e reduzem a quantidade de minério tendo impacto no valor líquido actual (VAL) do depósito; influenciam diretamente no faturamento, além de serem responsáveis por perdas no processo de concentração. Perdas e diluição maiores do que foi previsto podem colocar em risco a viabilidade da decisão de investimento na mineração.

### 1.3.1-Classificação da diluição

A diluição é sempre definida e quantificada em relação ao material que se pretende explorar que é idealizado durante o seu planeamento. Para quantificar a diluição, um corpo de minério deve ser devidamente delimitado e os volumes extraídos devem ser efectivamente medidos. Segundo Villaescusa (1998), a diluição pode ser classificada em três categorias gerais que são:

- Diluição interna;
- Diluição externa;
- Perda de minério;

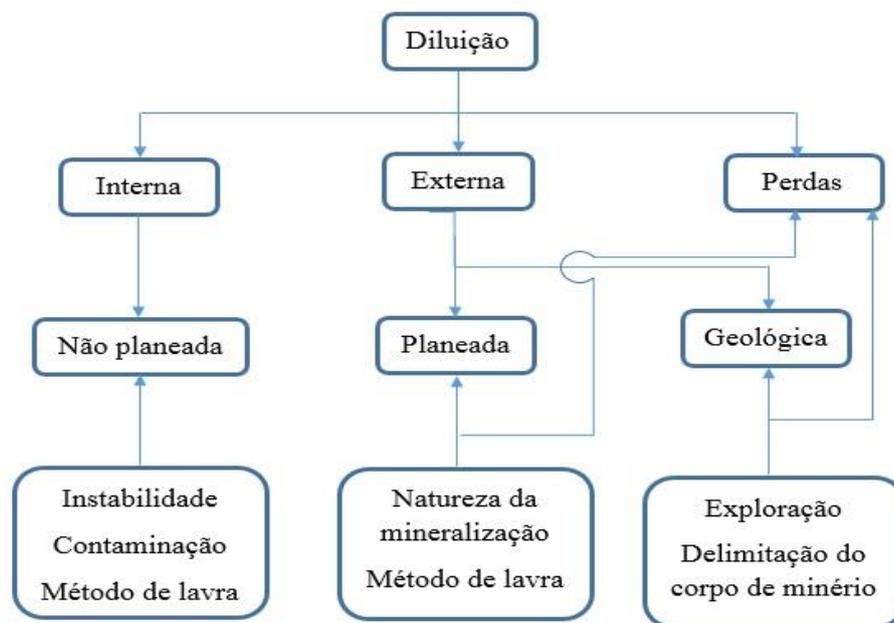
A **diluição interna** geralmente se refere ao material de baixo teor contido dentro do material explorado considerado como minério. Pode ser causado por um delineamento interno insuficiente dos limites entre o minério e o estéril, também é verificado quando não se consegue ter uma separação precisa do contacto no momento da extração. De acordo com David, M., and E. Toh, (1989), a diluição interna pode ser analisada segundo a perspectiva da geoestatística. Segundo estes autores as causas da diluição interna são: Densidade amostral, pequena escala de continuidade do minério e o tamanho da unidade selectiva da mina.

A **diluição externa ou diluição de contacto** refere-se ao material estéril que entra no fluxo de minério de fontes localizadas fora dos limites que foram planeados durante a elaboração do plano de extração. Também pode ser entendido que a diluição externa refere-se em função da irregularidade do contacto do minério com o estéril e o seu grau de influência será dependente de quão abrupta será a mudança de teores no contacto. Por exemplo, se o contacto entre as rochas for gradual e a rocha do contacto tiver um teor semelhante ao do minério, vai apresentar uma pequena diferença no momento que o equipamento de exploração incorporar alguma quantidade de rocha de contacto durante a extração.

Material de baixa qualidade proveniente dos taludes, contaminação do aterro e sujeira de resíduos da base do talude, são exemplos típicos de diluição externa.

A **perda de minério** segundo Villaescusa (1998), refere-se ao material económico que é deixado no local dentro dos limites de um jazigo, ou seja, é deixado de ser explorado devido as condições da mina (complexidade geológica) e da operação.

A **diluição geológica** refere-se às perdas de estéril ou minério incorrido durante a fase de exploração e delimitação do corpo de minério, onde apenas um modelo estimado do corpo de minério pode ser feito. Um modelo geológico é baseado em informações limitadas e é improvável que coincide exatamente com o corpo de minério real, portanto os limites delineados do corpo de minério provavelmente excluem o minério Villaescusa (1998).



**Figura 5- Classificação da diluição**

Fonte: Modificado de Villaescusa, E.

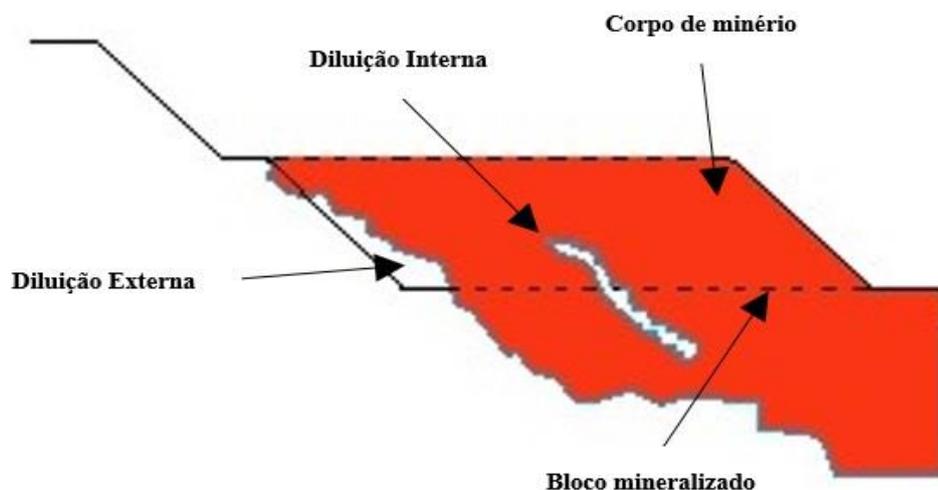
A diluição pode ser interna ou externa ao minério; as duas categorias baseadas em considerações geométrica do depósito ou do material diluído. Segundo Sinclair & Blackwell (2004), dizem que a diluição externa envolve factores como largura e diluição de contacto.

Diluição interna pode ser considerada da perspectiva do volume de estéril dentro da zona de minério ou do efeito da diluição inerente ao processo

de aumentar a unidade selectiva da mina, como também do efeito da má classificação de blocos.

A diluição externa também pode ser proveniente do tamanho e da posição do bloco a ser minerado. Se o bloco a ser minerado estiver em contacto com blocos que não sejam de minério, ou seja, minério e baixo teor, a diluição vai ocorrer devido ao contacto. O bloco dificilmente poderá ser retirado sem que alguma parte dos blocos laterais seja incorporada a ele. Também deve ser considerado o facto de que o operador deve ter total controlo do posicionamento, além de que o equipamento seleccionado para a extração do bloco seja dimensionado de maneira adequada, minimizando assim o erro.

A diluição interna pode ser também chamada de diluição in situ; tecnicamente representa a “incapacidade” de selectividade do minério com relação ao estéril, devido a uma restrição inerente á forma como se apresenta o corpo mineral e factores geométricos impostos pelo método e equipamentos da mina, sendo agregada ao processo de planeamento e execução, com certa quantidade de massa de estéril não previsto no modelo. A diluição é considerada in situ, pois está associada ao processo, onde não houve a seletividade suficiente para que fosse realizada a separação plena do material estéril e este se encontra incorporado na massa do minério.



**Figura 6– Bloco mineralizado em mina à céu aberto e diferentes tipos de diluição**

Fonte: Modificado de Anoush Ebrahimi, P

Mais acima podemos definir que a diluição ocorre durante o processo de extração, o material estéril é extraído com minério contaminando. Logo este

processo acarreta redução do teor, aumento na massa movimentada e beneficiada.

Para determinação da percentagem da diluição é feita por:

$$\left( \frac{\text{Peso específico da diluição X Volume de diluição}}{\text{Peso específico do material planejado X Volume do material planejado extraído}} \right) \times 100\% \quad (15)$$

Equação 1.15 Percentagem da diluição em relação a massa mineira

Por fim, a diluição planejada ocorre quando durante o *design* da mina acaba-se por incorporar o material estéril juntamente ao corpo mineralizado. Essa situação quando ocorre se torna muito difícil, em muitos casos impossível a separação dos dois (estéril do minério).



**Figura 7- Diluição planejada**

Fonte: Batista, Gustavo Antônio Pereira

Alguns factores que levam a ocorrência da diluição não planejada são:

- Presença de porções de material estéril dentro do minério;
- Necessidade de uma espessura mínima para o método de lavra a ser realizado;

Para esse tipo de ocorrência a diluição será calculada por:

$$\left( \frac{\text{Peso específico do estéril} \times \text{Volume do esteril dentro da extração planeada}}{\text{Peso específico do minério} \times \text{Volume do minério dentro da extração planeada}} \right) \times 100 \quad (16)$$

#### Equação 1.16 Diluição Planeada

A diluição pode ser calculada através de expressões trigonométrica, tendo em conta algumas informações como o ângulo da face da bancada, a altura da bancada (bloco) e a largura da bancada (bloco), sendo o seguinte:

$$\tan \alpha = \frac{H_b}{x}; \text{ isolando a variável que se pretende determinar seria:}$$

$$x = \frac{H_b}{\tan \alpha} \quad (17)$$

Sendo que:

$H_b$  – Altura do bloco;

$X$  – Diluição do bloco;

$\alpha$  – Ângulo da face da bancada;

#### 1.3.2-Diluição causada pela eficiência de execução

Refere-se à diluição da concentração de um elemento, recurso ou processo devido a uma execução ineficiente. Por exemplo, se uma tarefa for realizada de maneira ineficaz, pode haver uma diluição nos resultados desejados.

Em planeamento de curto prazo, normalmente são definidos polígonos que delimitam os locais onde deverá ser feita a lavra baseado nas condições que a lavra exige, como teor médio do minério massa total que o beneficiamento é capaz de processar. A demarcação física destes locais no campo pode ser feita através do uso de estacas, bandeiras ou outro tipo de marcação no próprio local.

#### 1.3.3- Diluição em função da geometria da bancada

Refere-se à disposição física de uma área de trabalho, a diluição nesse contexto pode ocorrer quando a disposição da bancada não é otimizada, causando desperdício de tempo, recursos ou materiais. Uma geometria

envolvente pode diluir a eficiência do processo, ou seja, a diluição pode ser uma consequência de uma execução ineficiente ou de uma geometria conveniente na bancada de trabalho, tanto levando a uma redução na eficiência quanto nos resultados esperados. É importante identificar e resolver esses problemas para melhorar a eficiência operacional.

O cálculo da diluição em função da geometria da bancada ocorre em função do ângulo da face da bancada e como este ângulo irá afectar na exploração do bloco planeado

### **1.3.4- Algumas abordagens para o cálculo da diluição causada pela eficiência de execução e da diluição em função da geometria da bancada**

Os cálculos para determinar a diluição causada pela eficiência da execução e a diluição em função a geometria da bancada podem variar dependendo do contexto específico em que estão sendo aplicados. Algumas abordagens para calcular esses tipos de diluição são:

#### **1.3.4.1 - Diluição causada pela eficiência de execução:**

A diluição causada pela eficiência de execução está relacionada à perda de eficiência durante um processo. Para calcular isso, você pode usar a seguinte fórmula:

$$\text{Diluição da Eficiência} = \left( \frac{\text{Resultado Real}}{\text{Resultado Esperado}} - 1 \right) \times 100 \quad (17.1)$$

Equação 1.17.1 Diluição da Eficiência

Onde:

Resultado Real: A saída ou resultado real do processo ou tarefa.

Resultado Esperado: O resultado ideal ou desejado da mesma tarefa ou processo.

#### **1.3.4.2 - Diluição causada em função da geometria da bancada:**

A diluição em função da geometria da bancada refere-se à perda de eficiência devido a uma disposição limitada do espaço de trabalho. Calcular isso pode ser mais complexo e envolver considerações específicas do ambiente de trabalho. No entanto, tem-se alguns passos gerais:

- a) Identificar os elementos que estão sendo afetados pela geometria da bancada, como tempo de movimento, distância percorrida, número de etapas;
- b) Medir ou estimar as distâncias e os parâmetros relevantes da bancada;
- c) Comparar essas medidas com um cenário ideal. Isso pode ser feito utilizando software de simulação ou cálculos manuais;
- d) Calcular a diluição como diferença entre o desempenho real e o desempenho ideal.

Sendo que esses cálculos são simplificados e podem ser muito mais complexos em ambientes de produção real. Muitas vezes é necessário o envolvimento de engenheiros de processo.

#### **1.4- Factor de diluição**

A incerteza e o risco são características inerentes aos projectos de mineração. Isso se deve à incerteza das condições do mercado, modelos de recursos e factores de mineração, como tonelagens, teores e diluição. Para reduzir os riscos do investimento as companhias de mineração dedicam muito tempo e dinheiro durante os estudos para estimar teores e tonelagens, bem como medir as condições de mineração e os custos.

O factor de diluição é importante para que as perdas ou incorporação de estéril ao minério não impactem de forma significativa o planeamento, assim, melhorando a reconciliação de massas e teores e aderência entre o planeado e o realizado.

Devido a dificuldade em medir alguns dos parâmetros importantes do projecto mineiro, como a diluição, ainda existem factores que podem ser esquecido. Com uma abordagem holística para projectar uma mina que inclui a quantificação da diluição nos estágios iniciais de trabalho, um bom estudo da mina reduzirá o risco do investimento e das operações mineiras.

Os modelos financeiros calculam as receitas usando a tonelagem e o teor do minério que é determinado durante o planeamento da mina. A tonelagem e o teor são calculados usando um modelo de recurso, diluição e os factores de recuperação da mina.

As incertezas inerentes a modelação dos blocos, não importa quão denso forem os resultados da amostragem é uma das principais fontes de discrepância. Outra fonte de discrepância é o factor de diluição que é aplicado no cálculo da reserva. Estimar um factor de diluição confiável pode reduzir a discrepância

entre o planeado e o realizado, conseqüentemente pode reduzir o risco geral do planeamento mineiro.

Subestimar a diluição pode representar um risco significativo para um projecto mineiro. Por exemplo, um erro de 10% no teor do diamante pode resultar em uma mudança de 60% no valor actual liquido (VAL) de um projecto diamantífero, (Parker, 2012). A diluição imprecisa é uma fonte de erro para o teor e para a tonelagem enviada para as usinas, ou seja, lavarias.

#### 1.4.1- Alteração dos resultados devido à diluição

Uma das principais conseqüências da diluição é a redução do teor da alimentação nas usinas de beneficiamento. Baixo teor da alimentação significa menos renda. Para minério de teor marginal, a diluição pode reduzir os teores a um grau que se torna antieconómico para ser processado, ou seja, a diluição pode transformar um bloco mineralizado em estéril. O teor da alimentação pode ser calculado usando a seguinte equação:

$$F_g = \frac{(O_g + W_g) \times D}{1 + D} \quad (18)$$

Equação 1.18 Teor da alimentação na usina de beneficiamento

Onde:

$F_g$  (*Mill feed grade*) - Teor da alimentação na usina de beneficiamento.

$O_g$  (*Grade of ore*) - Teor do minério

$W_g$  (*Grade of waste rock*) - Teor do estéril

$D$  (*Dilution*) - Diluição (com valor entre 0 e 1)

A mesma unidade (Qts/ m<sup>3</sup>) tem que ser a usada para todos os teores nesta equação.

Ocupar parte da capacidade do tratamento de minério enviando estéril para as usinas de beneficiamento acaba por prolongar a vida útil da mina. Como resultado haverá atraso da recuperação do material explorado no prazo planeado. Uma vida mais longa da mina obviamente reduz o valor actual líquido (VAL) e a taxa interna de retorno (TIR). Por exemplo, considere uma mina que tem potencial para gerar US\$ 20 milhões/ano tratando certa quantidade de

minério por até 10 anos. Isso depois de US\$ 100 milhões do capital inicial, assumindo uma diluição de 10%, a vida útil da mina aumenta de 10 anos para 11 anos. Para este exemplo haverá uma redução de 21% no VAL e uma redução de 8,6% na TIR após 10% de diluição. Sendo assim possível fazer uma comparação económica da mina para os dois casos de operação da mina, com diluição e sem diluição.

Embora a diluição não possa ser evitada, ela pode ser quantificada e controlada. Na maioria dos casos quantificar a diluição é tão desafiador que calculá-la se tornará parte da principal da solução. A melhor maneira de calcular a diluição real que ocorre numa mina é a partir das informações obtidas em amostras que são desenvolvidas em dados usados na perfuração. A precisão do cálculo depende da precisão da amostragem e modelagem dos blocos.

Em casos de estudo de mineração, onde não há dados disponíveis, técnicas adequadas devem ser usado para estimar a diluição. A quantificação da diluição durante a etapa de estudo é necessária para se ter uma melhor avaliação económica do projeto. Além de obter uma avaliação económica mais precisa, a quantificação da diluição ajuda a melhorar o planeamento mineiro. Se o estudo mostrar uma diluição significativamente alta, é um ponto de partida para mitigá-lo, alterando os planos da mina.

A diluição pode ser reduzida ajustando o planeamento elaborado relacionado as operações para corresponderem aos factores ligados ao depósito. Por exemplo, reduzindo a bancada pode ser possível mineração de forma mais seletiva. Para este caso, devemos também perceber que a redução da altura da bancada aumentará o custo unitário da produção devido à menor escala de operação.

## CAPÍTULO II- METODOLOGIA

A metodologia utilizada para a realização desse trabalho foi DSR (*Design Science Research*). Sendo que essa metodologia tem emergido como um método apropriado para diversas investigações no campo da educação. Ao se caracterizar como um tipo de pesquisa em desenvolvimento, a DSR pode contribuir na construção de protótipos e artefactos educacionais realmente significativos. A metodologia DSR é comumente mais utilizada em estudos na área de sistemas de informação, administração, engenharia e computação, tem ganhado campo como alternativa aos estudos na área de educação que envolvem o desenvolvimento de artefactos e requerem uma abordagem mais interdisciplinar e colaborativa.

A DSR como método deriva das práticas relativas ao conceito de *design* que quer dizer “desenhar ou projectar”. O *design* vem propor alterações em um determinado sistema buscando melhoria. Essas alterações visam o desenvolvimento de produtos ou artefactos não existentes utilizando o conhecimento como fundamento dessa construção. Dessa forma, a DSR envolve a pesquisa na resolução de problemas em que as ciências tradicionais não sejam suficiente para sustentar o processo de pesquisa, uma vez que se centram normalmente, em discussões de âmbito mais teórico-conceitual.

Essa metodologia é de natureza pragmática, ele destaca que a pesquisa em ciência do *design* é essencialmente pragmática por natureza, trazendo uma clara relevância ao ambiente específico. Está vocacionada, em buscar soluções que melhorem os sistemas existentes e que gerem artefactos que aprimorem a actuação do homem em seu meio social ou organizacional.

A utilização da DSR aumenta a relevância da pesquisa visto que os seus resultados atuam como uma prescrição que auxiliaria em soluções para os problemas reais, podendo de forma generalizada utilizar o conhecimento adquirido em cenário práticos. Sendo um método de pesquisa orientado às resoluções de problemas, a DSR trata-se de um método que tem como meio operacionalizar e fundamentar a pesquisa quando esta tem por objectivo a confecção de um artefacto que, mesmo concebidos de forma genérica, possam ser avaliados e refletidos em cenários específicos.

Mesmo gerando resultados a partir de um processo, o método contribui para fortalecer a base de conhecimentos existentes, podendo colaborar para o desenvolvimento da pesquisa em DSR.

Os dois factores fundamentais para o desenvolvimento da pesquisa em DSR são:

- A relevância;
- O rigor

A relevância garante soluções práticas a partir dos resultados da pesquisa na utilização pelos colaboradores das organizações. E o rigor permite tornar a pesquisa confiável a fim de contribuir na base de conhecimentos em áreas específicas.

A validade das pesquisas se sustenta na comprovação que o artefacto desenvolvido tem condições de atender aos objectivos da pesquisa. A avaliação de um artefacto é feita em cinco formas sendo:

- Avaliação observacional;
- Avaliação analítica;
- Avaliação experimental;
- O teste;
- Avaliação descritiva.

Na avaliação observacional, é verificado o comportamento do artefacto em seu ambiente real e com profundidade. O pesquisador não interage com o ambiente, mas simplesmente é um observador.

Na avaliação analítica, é verificado o desempenho do artefacto e a melhoria do sistema quando a ele é agregado.

Na avaliação experimental trata-se da representação do ambiente para avaliar o comportamento do artefacto.

O teste visa a funcionalidade e a utilidade do artefacto, não precisando compreender sua estrutura interna.

Na avaliação descritiva checa a utilidade do artefacto em diferentes contextos.

Um outro item relevante são as classes de problemas tratando da generalização dos artefactos a partir do conhecimento gerado por meio de um problema específico, os distribuindo em classes de problemas específicos ou similares.

A aplicação das etapas da DSR como estratégia para garantir um rigor, sobretudo nos ciclos de avaliação e validação dos protótipos desenvolvidos, independentemente do estágio de fidelidade de cada artefacto criado, a

metodologia DSR permite um maior aperfeiçoamento do artefacto e consequentemente uma maior satisfação dos resultados

A construção de classes de problemas é iniciada a partir de um problema prático ou teórico encontrado; trata-se da conscientização do problema no meio organizacional, a fim de estabelecer os objectivos ou metas a serem alcançadas para a resolução do problema. Estabelecida a fase inicial da construção das classes de problemas, é feita uma revisão sistemática da literatura por meio do quadro de soluções empíricas, determinando qual teoria sustentara a melhor compreensão do problema. Essa revisão da literatura ajuda a compreender e identificar os artefactos que ofereçam soluções ao problema levantado. Após serem identificados, é necessário definir a classe de problemas as quais pertencem os artefactos. A revisão sistemática da literatura faz com o pesquisador perceba as variáveis presentes no contexto escolhido, definindo quais irá trabalhar. É importante salientar que o artefacto é um produto concebido pelo homem, sendo ele artificial.

Definido o artefacto, segue-se o processo de desenvolvimento do mesmo, em que sua primeira camada é denominada por espaço do *design*. Essa primeira camada trata-se das possíveis soluções em torno do problema, os possíveis artefactos a serem desenvolvidos e os seus requisitos para que sejam, funcionais, verificando tudo que existe sobre o problema levantado, assim como na relação da proposta do artefacto.

A segunda camada se chama concepção do artefacto, divididas em subcamadas:

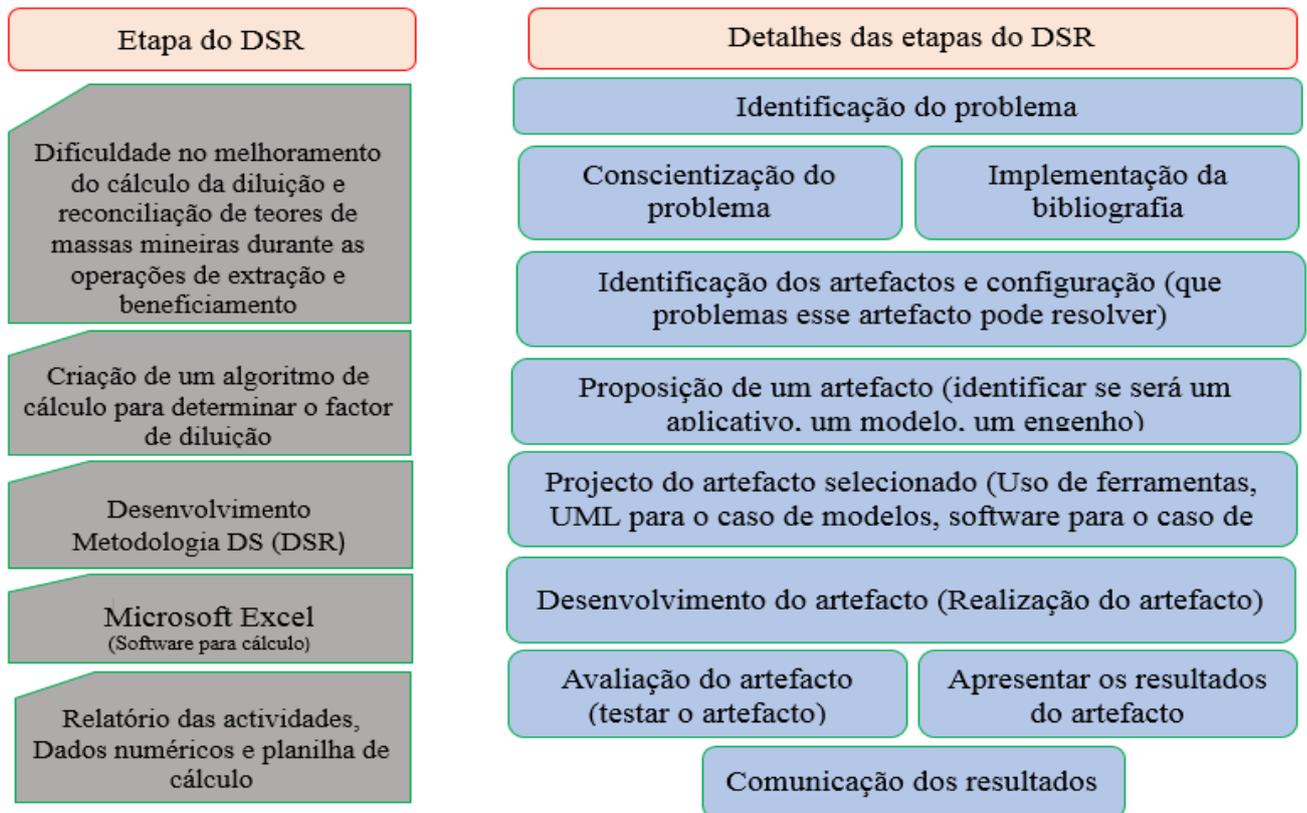
- A **viabilidade do artefacto** - garante que a proposta seja possível de ser implementada;
- A **utilidade** - visa demonstrar ao usuário seus benefícios e as razões pela escolha;
- A **representação** - estabelece qual o formato mais adequado a ser implementado;
- A **construção do artefacto** - serve como guia em futura concepção;

A aplicação da metodologia DSR vai compreender nas seguintes etapas que são:

- Identificação do problema;
- Conscientização do problema;
- Implementação da bibliografia;
- Identificação dos artefactos e configuração;

- Proposição de um artefacto;
- Projecto do artefacto seleccionado;
- Desenvolvimento do artefacto;
- Avaliação do artefacto (testar o artefacto);
- Apresentar os resultados do artefacto;
- Comunicação dos resultados.

De acordo com o problema apresentado nesse trabalho, apresenta-se as seguintes etapas de acordo com a metodologia *Design Science Research* (DSR):



**Figura 8- Metodologia utilizada na realização do trabalho**

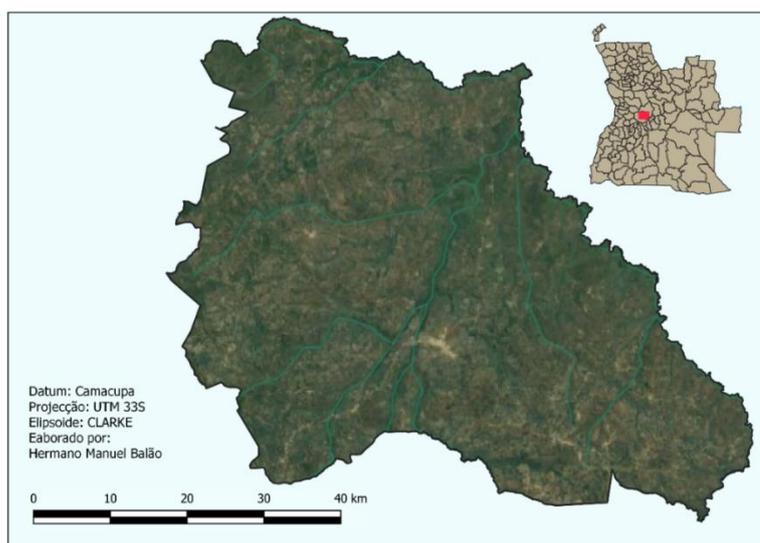
Fonte: Autor

## Capítulo III- Estudo de caso do projecto Mungo

### 3.1 Apresentação do projecto Mungo

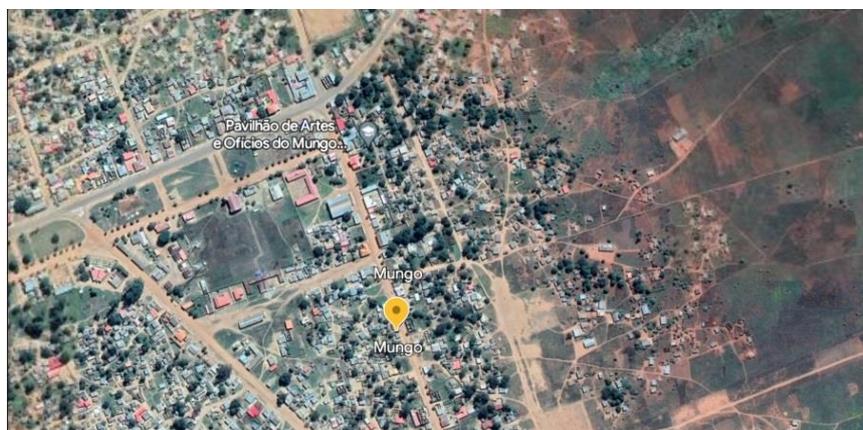
#### 3.1.1- Localização geográfica do Mungo

Mungo é um município da província do Huambo, em Angola. Tem uma área com cerca de 5400 Km<sup>2</sup> e cerca de 30 mil habitantes. É limitado a norte pelo município do Andulo, a leste pelos municípios do Andulo e da Cunhinga e a sul e a oeste pelo município do Bailundo. O município é constituído pela comuna-sede, correspondente à cidade de Mungo e pela comuna de Cambuengo. Geograficamente apresenta as seguintes coordenadas; longitude de 16,012500713 e latitude de 11,72788174. Sendo que as coordenadas GPS são: 11° 72' 43"S, 16° 01' 25"E.



**Figura 15- Mapa do Mungo**

Fonte: Quantum GIS



**Figura 16- Cidade do Mungo**

Fonte: Googlearth

### 3.1.2 Caracterização do Projecto Mungo.

O estudo de caso foi realizado em um depósito aluvionar diamantífero pertencente ao projecto Mungo, implantando numa extensão de 200 hectares. O projecto Mungo encontra-se na fase de implantação e mobilização, quanto a área de geologia encontra-se na fase de reconhecimento das áreas de maior ocorrência de garimpo para em seguida evoluir para as sanjas, onde os materiais provenientes das sanjas, ou seja, o cascalho será testado na lavaria do projecto. O projecto conta com uma lavaria com a capacidade de tratar 10 toneladas por hora (t/h), mas a sua utilização é de 5 metros cúbicos por hora (m<sup>3</sup>/h) por hora, o que corresponde a uma possibilidade de tratar 61 metros cúbicos (m<sup>3</sup>) de cascalho por semana. Para a concentração do cascalho é feito por Jigas, ou seja, no seu acabamento tendo também uma sala de picagem.

No projecto verifica-se apenas a ocorrência ou histórico do garimpo na área que potenciou o avanço dos trabalhos de prospecção do projecto Chella, sendo que em Catumba é o principal foco de exploração do projecto. Onde Catumba está localizado no Huambo propriamente na comuna do Cambuengo pelo qual é banhado pelo rio Catumba.



**Figura 9- Projecto Mungo, exploração em Catumba**

Fonte: Fornecido pelo projecto Mungo



**Figura 10- Projecto Mungo, Catumba**

Fonte: Fornecido pelo projecto Mungo

### **3.1.1.1- Depósitos Secundários**

Os depósitos secundários são resultantes do transporte pós-deposicional de material proveniente da erosão do jazigo primário. Ocorrem num meio estranho aquele em que se originaram (foram sujeitos a alguma individualização ou eventual divisão mecânica).

Os depósitos aluvionares, constituem uma área onde houve acúmulo de sedimentos clásticos (fragmentos de outras rochas) que podem possuir tamanhos granulométricos dentre cascalho, areia ou lama. Os quais, foram depositados por um sistema fluvial (rios a curso de água), no leito (fundo) ou margens das drenagens. Ainda podemos incluir as planícies de inundação e áreas deltaicas, como depósitos aluvionares, onde ambas possuem pequena declividade e proporcionam, conseqüentemente baixa energia cinética ao rio. Por sua vez, as planícies de inundação são locais ao longo das margens dos rios, que são invadidas pela água em períodos de cheia do canal. Enquanto, as áreas deltaicas são lugares onde o rio adentra os oceanos, mares ou lagos.

Esses depósitos são caracterizados por seus constituintes serem muito retrabalhados, além de mutáveis devido a erosão fluvial. Tais características, se devem aos momentos de deposição, durante períodos de seca ou em locais onde a energia do rio é baixa. Assim, em ambas as situações o peso do sedimento supera a força de transporte do rio, a energia de transporte supera o peso,

erodindo (remobilando) o material. As consequências são a classificação (presença uniforme de certo tamanho granulométrico) e selecção (o tipo de material) dos sedimentos, que irão compor o depósito.

Dependendo da sinuosidade do rio, ele pode erodir uma margem (onde a correnteza é mais forte) e depositar o material posteriormente (onde a correnteza é mais fraca). Formando depósitos de bancos de areia, chamados de barra de pontais, os quais são altamente mutáveis devido a dinâmica do rio.

Quando o depósito aluvionar dispões de substâncias de uso útil economicamente, dizem que este está mineralizado. Assim, os depósitos aluvionares mineralizados, são aqueles detentores de certos minerais de elevada densidade e dureza, que foram libertados dos outros matérias e que compunham a rocha fonte, no processo de transporte fluvial, vindo a se concentrar, enriquecendo à área de deposição com aquela substância.

Os depósitos secundários, implicam a escavação de depósitos de aluvião pouco compacto, como areia ou argila. Os minerais valiosos separam-se dos materiais de aluvião mediante um sistema de peneiras e lavagens. Entre os minerais de depósitos secundários, figuram metais como o ouro, a prata ou o estanho e gemas como diamantes e rubis.

As minas costumam estar situadas nos leitos dos rios ou em suas proximidades, não obstante os depósitos de praias, os sedimentos do leito marinho e depósitos dos glaciares também entram nesta categoria. A natureza dos processos de concentração que dão local aos pláceres fazem com que neste tipo de mina se obtenham materiais densos e já libertados da rocha circundante. Isso faz com que o processo de extração seja relativamente simples e se limite ao movimento de terras e ao emprego de sistemas de recuperação física, não química, para obter conteúdo útil. O material extraído pode ser depositado em zonas já exploradas á medida do avanço da mina, ao mesmo tempo que se recupera a superfície.

O projecto mineiro do Mungo tem como base de exploração da ocorrência mineral um depósito secundário de diamantes que são todos aqueles depósitos resultantes dos processos de intemperismo ou meteorização das rochas portadoras de diamantes (Kimberlíticas e Lamproítos), em que os seus detritos foram erodidos, transportados e acumulados em determinados lugares de altitudes mais baixas.

Em dependência dos agentes que influenciaram a formação dos depósitos secundários do Mungo foram classificados em depósito aluvial, que são depósitos que se formam no interior do vale, como resultado do acarreto pelo

rio de matérias clásticas, granuloses, geralmente alagados devido à sua aproximação com o rio.

### **3.1.1.2- Depósitos explorados pelo projecto Mungo**

O projecto Mundo realiza a exploração do cascalho nos seguintes depósitos: Depósito de Terraço, depósito de Lezíria e em depósitos do leito do rio.

- **Depósitos de Terraço**

A sua formação está relacionada com as alternâncias climáticas que ocorreram durante o quaternário que originaram a subsidência dos leitos dos rios devido a fase de rejuvenescimento ou ainda produtos de natureza tectónica. O cascalho que os representa normalmente não denuncia característica de transporte fluvial (estratificação cruzada, graduação vertical de granulometria). Os seixos são quartzíticos, quartzo e calcedónias bem roladas, envolvidas numa matriz argila-ferruginosa avermelhada e parcialmente laterizada. Os seixos dentro da matriz aparecem isoladamente espalhados. É devido ao cimento vermelho (floculados misto de alumínio e hidróxido de ferro) que os solos apresentam uma coloração avermelhada.



**Figura 11- Exploração do cascalho no depósito de terraço em Catumba Projecto Mungo**

Fonte: Fornecido pelo projecto Mungo

- **Depósitos de Lezíria**

Lezíria- é um terreno plano, situada nas margens de um rio, que é periodicamente alagada pelas enchentes fluviais.

Na maioria casos datam do quaternário e, apresentam teores económicos bastante favoráveis a exploração. Normalmente são terrenos alagados ou inconsistentes com níveis freáticos próximos da superfície do terreno. O cascalho que os representa é normalmente designado por channel sand gravel (CSG), ou cascalho do rio.

Os seixos de composição predominante, quartzo, quartzitos, ágatas e fragmentos de granito apresentam-se bem rolados. Os aluviões normalmente apresentam uma estratificação dos seixos em função as dimensões das mesmas, cuja seriação de cima para baixo obedecer a seguinte distribuição: Sedimentos pelíticos, sedimentos arenosos com esparsos seixos de quartzo e quartzitos, sendo o cascalho mais económico que assentam na rocha base. A fracção arenosa é branca amarelada e argilosa e a argilosa sobrejacente é de cor de cinza (terra vegetal ou solos com elevado material orgânico).



**Figura 12- Exploração do cascalho no depósito de lezíria em Catumba Projecto Mungo**

Fonte: Fornecido pelo projecto Mungo

As características sedimentológicas dos mesmos requerem um estudo antes de serem submetidos aos vários processos de processamento, visto que de vez em quando requerem metodologias diferentes de processamento.



**Figura 13- Exploração do cascalho no depósito de lezíria em Catumba Projecto Mungo**

Fonte: Fornecido pelo projecto Mungo

- Cascalho ao mesmo nível do cascalho do rio;
  - Cascalho pouco consistente;
  - Rocha base húmida;
  - Existência de águas;
  - Obriga fazer esteiras;
  - Oferecem condições difíceis de trabalho;
  - Exigem construção de diques de proteção;
  - Bombagem de águas fora do bloco;
  - Na rocha base e nos pontos mais baixos abre-se drenos (Profundidade de 50cm);
- **Depósitos de Rio (Leito de Rio)**

O depósito no leito do rio reflete os sedimentos, areia, cascalho, rochas e outros materiais que se acumulam no fundo do rio com o tempo. Esses sedimentos são transportados pelo fluxo da água do rio e são depositados no

leito do rio quando a velocidade da água diminui. Algumas Coisas importantes que se deve ter em conta sobre os depósitos no leito de um rio:

- **Composição:** A composição dos depósitos no leito de um rio varia de acordo com a geologia da região ao longo de qualquer fluxo do rio;
- **Mudança constante:** Os depósitos no leito de um rio estão em constante mudança devido à erosão e a sedimentação. A medida que o rio flui e erode os trechos do rio, transporta essas águas sedimentares para baixo e deposita em outras áreas.
- **Mudança no curso do rio:** Os depósitos no leito do rio podem afectar a forma como um rio flui. Com o tempo, pode influenciar o curso do rio, especialmente durante eventos de inundação.
- **Actividades humanas:** As actividades humanas, como a mineração, o desmatamento, podem alterar significativamente as jazidas no leito do rio, o que pode ter efeitos negativos nos ecossistemas fluviais.



**Figura 14- Exploração do cascalho no depósito de rio (Leito do rio) em Catumba  
Projecto Mungo**

Fonte: Fornecido pelo projecto Mungo

### 3.1.3- Condições climáticas e Solo

O clima na região do Huambo é tropical húmido. Apresenta duas estações típicas durante o ano: A época chuvosa, que vai desde os fins de Agosto até a primeira quinzena de Maio, sendo a temporada mais chuvosa incidente nos meses de Novembro a Março; e a estação seca que se estende de Maio a Agosto.

Há muita precipitação no verão e no inverno o clima é bastante seco. A temperatura média anual para o Huambo é de 26 graus e num ano caem 1246 mm de chuva. Não chove durante 156 dias por ano, a humidade média é de 66%.

A máxima temperatura registada é de (+37,4°) e a mínima é de (+11,6°). A temperatura diária média durante o ano ronda entre (+22,5°) a (22,8°). As direcções predominantes dos ventos, em função da estação do ano, são de Norte-Nordeste e Sul-Sudoeste. A sua velocidade média cifra-se em 2,0 – 2,5 m/s enquanto os valores máximos vão a 16,6 – 18,4 m/s.

### 3.1.4- Vegetação

Angola apresenta uma exponencial 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 intertropical, a grande variação nas altitudes e grande variabilidade geológica. A combinação entre as diferentes condições climáticas e pedológicas produziram cenários biológicos extremamente diversos compreendendo desde a densa floresta tropical até áreas desérticas.

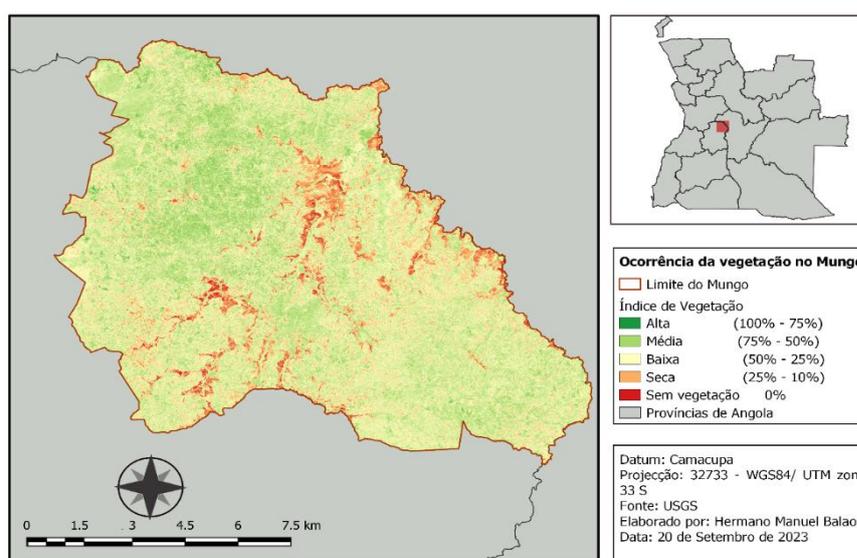
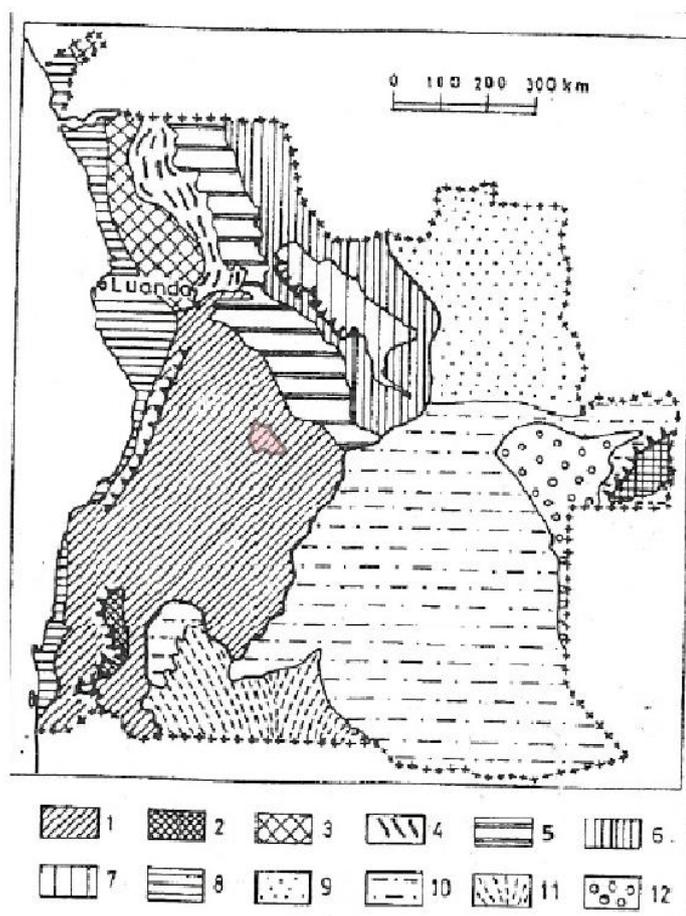


Figura 17- Mapa de vegetação do Mungo

Fonte: Quantum GIS

### 3.1.5- Geomorfologia

Segundo a carta geológica de Angola, dentro das unidades geomorfológicas do território angolano, a província do Huambo propriamente o município do Mungo corresponde á parte ocidental geomorfológicamente, correspondente a era Fanerozoico (rocha sedimentar e mesozoico, geralmente magmáticas de idade cretácea) segundo H. de Carvalho, 1982. O Fanerozoico apresenta-se em andares e formações. As principais variações faciais e das espessuras das unidades estratigráficas de diversa importância taxinómica nas grandes estruturas tectónicas, pela primeira vez, são evidenciadas mediante a definição das fácies estruturais e nos esboços das fácies estruturais.



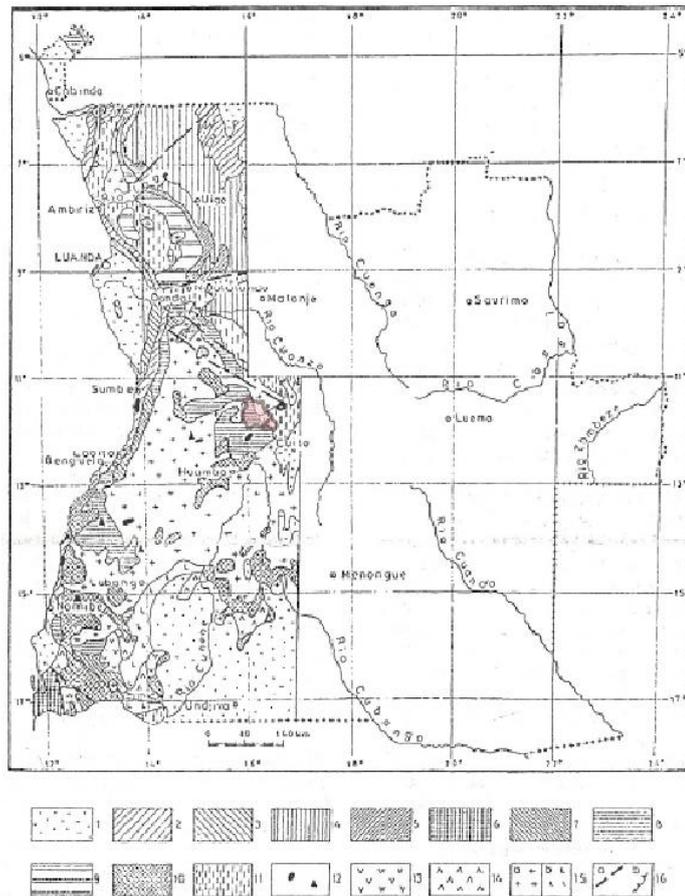
**Figura 18- Esboço das unidades geomorfológicas do território de Angola (154).**

Fonte: Carta Geológica de Angola á escala 1.000.000

Possui também na região do Mungo arqueamentos regionais com relíquias de estruturas arcaicas, dentro da localização das rochas proterozóica encontra-se no Grupo Uande e Lulumba e o maior número dos municípios da província do Huambo fazem parte do Grupo Oendolongo, onde engloba várias bacias de sedimentação dentro dos limites do escudo de Angola.

É essencialmente, constituída por formações terrígenas do Grupo do mesmo nome. Na parte central e meridional da zona aparecem, a par das rochas terrígenas, rochas de origem vulcânica.

O grupo Oendolongo desenvolve-se nas partes oeste e sudoeste do escudo de Angola, onde aflora nas bacias dos rios Cuvo, Catumbela e ao longo de numerosos afluentes da margem esquerda dos rios Cuanza e Cunene. Segundo F. Mouta e O'Donnell nos montes de Oendolongo, situados a sudoeste da cidade do Huambo, no interflúvio dos rios Catumbela e Cunhangâmuia (parte central da zona).



**Figura 19- Esboço geológico da parte oeste de Angola.**

Fonte: Carta Geológica da parte oeste de Angola à escala 1:1.000.000, muito simplificada

### 3.1.6- Hidrografia

A província do Huambo, é conhecida como umas das maiores bacias Hidrográficas do País. O rio Cunene nasce na província do Huambo nas montanhas da Serra Encoco no Sudoeste de Angola e flui para o sul em direção as quedas de Ruacana. Nesta secção o rio muda o seu curso para oeste, em



### 3.2- Reconciliação

Segundo Fouet et al (2009), definem a reconciliação como a comparação entre estimativa que está relacionada à modelo de recursos, modelo de reservas de minério, controle de teores ou planeamento de produção da mina e uma medida que está relacionada à informações de pesquisa, dados da movimentação da produção oficial, geralmente da planta de beneficiamento.

Existem diferentes tipos de reconciliação, como reconciliação de massa entre o planeado e o executado; reconciliação de teores, reconciliação entre lavra e usinas de tratamento (lavarias), entre outros. Neste trabalho, a reconciliação realizada foi entre massas e teores de minério planeado com massas e teores de minérios executados, também foi realizado a reconciliação entre lavra e usinas de tratamento (lavarias).

As práticas de reconciliação consistem na comparação entre as massa e teores de minério estimados pelos modelos da jazida e as quantidades e teores de minério explorados e apos beneficiados nas lavarias. As grandes diferenças entre esses valores são um problema comum em diversos empreendimentos mineiros, fazendo-se necessária a adoção de estratégias que minimizem esse problema. Na maioria dos casos o processo de reconciliação é complexo e difícil de estabelecer com absoluta certeza os valores de cada lado, o tempo todo.

**TABELA 1 - DO PLANO SEMESTRAL DE PRODUÇÃO DO PROJECTO MUNGO**

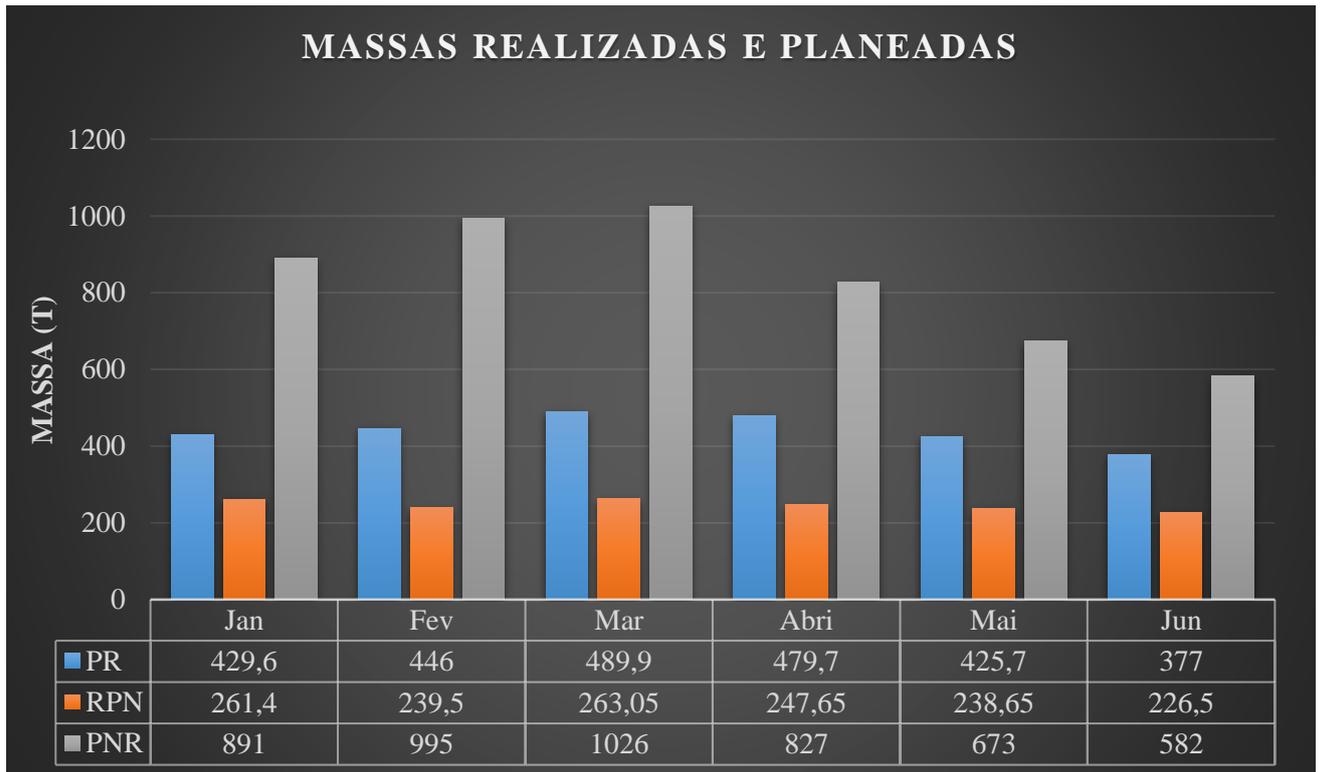
<b>Meses</b>	<b>Jan</b>	<b>Fev.</b>	<b>Mar</b>	<b>Abr.</b>	<b>Mai</b>	<b>Jun.</b>	<b>Total</b>
<b>Massa PR (T)</b>	429,6	446,0	489,9	479,7	425,7	377,0	2.647,7
<b>Massa RNP (T)</b>	261,4	239,5	263,05	247,65	238,65	226,5	1.476,75
<b>Massa PNR (T)</b>	891,0	995,0	1 026,0	827,0	673,0	582,0	5.492,0

**Massa total planeada e realizada = 2.647,7 t**

**Massa total realizada e não planeada = 1.476,75 t**

**Massa total planeada e não realizada = 5.492 t**

**Figura 2. Gráfico das massas realizadas e planejadas**



Fonte: Microsoft Office Excel

### 3.2.1- Cálculo dos índices dos KPIs durante cada mês:

#### Índice de Aderência (IA)

Mede a percentagem de material explorado que estava dentro do plano. Este índice refere-se ao desvio da operação da lavra.

$$IA = \frac{PR}{(PR + RPN)} \times 100$$

Para o mês Janeiro:

$$IA = \frac{429,6}{(429,6+261,4)} \times 100$$

$$IA = 62,1 \%$$

Para o mês Fevereiro:

$$IA = \frac{446,0}{(446,0+239,5)} \times 100$$

$$IA = 65,06 \%$$

Para o mês Março:

$$IA = \frac{489,9}{(489,9+263,05)} \times 100$$

$$IA = 65,06 \%$$

Para o mês Abril:

$$IA = \frac{479,7}{(479,7+247,65)} \times 100$$

$$IA = 65,95 \%$$

Para o mês Maio:

$$IA = \frac{425,7}{(425,7+238,65)} \times 100$$

$$IA = 64,07 \%$$

Para o mês Junho:

$$IA = \frac{377,0}{(377,0+226,5)} \times 100$$

$$IA = 62,46 \%$$

### Índice de Cumprimento (IC)

Este índice mede a percentagem de extração programada que foi realizada em função do que foi planeada, isto é, mede quanto do total planeado foi efetivamente executado.

$$IC = \frac{PR}{(PR + PNR)} \times 100$$

Para o mês Janeiro:

$$IC = \frac{429,6}{(429,6+891,0)} \times 100$$

$$IC = 32,53 \%$$

Para o mês Fevereiro:

$$IC = \frac{446,0}{(446,0+995,0)} \times 100$$

$$IC = 30,95 \%$$

Para o mês Março:

$$IC = \frac{489,9}{(489,9+1\ 026,0)} \times 100$$

$$IC = 32,34 \%$$

Para o mês Abril:

$$IC = \frac{479,7}{(479,7+827,0)} \times 100$$

$$IC = 36,71 \%$$

Para o mês Maio:

$$IC = \frac{425,7}{(425,7+673,0)} \times 100$$

$$IC = 38,74 \%$$

Para o mês Junho:

$$IC = \frac{377,0}{(377,0+582,0)} \times 100$$

$$IC = 39,31 \%$$

### Índice de Efetividade (IE)

Mede a eficiência da operação da lavra:

$$IE = \frac{(IA + IC)}{2} \times 100$$

Para o mês de Janeiro:

$$IE = \frac{(62,1+32,53)}{2} \times 100$$

$$IE = 47,315 \%$$

Para o mês de Fevereiro:

$$IE = \frac{(65,06 + 30,95)}{2} \times 100$$

$$IE = 48 \%$$

Para o mês Março:

$$IE = \frac{(65,06 + 32,34)}{2} \times 100$$

$$IE = 48,7 \%$$

Para o mês Abril:

$$IE = \frac{(65,95+36,71)}{2} \times 100$$

$$IE = 51,33 \%$$

Para o mês Maio:

$$IE = \frac{(64,07 + 38,74)}{2} \times 100$$

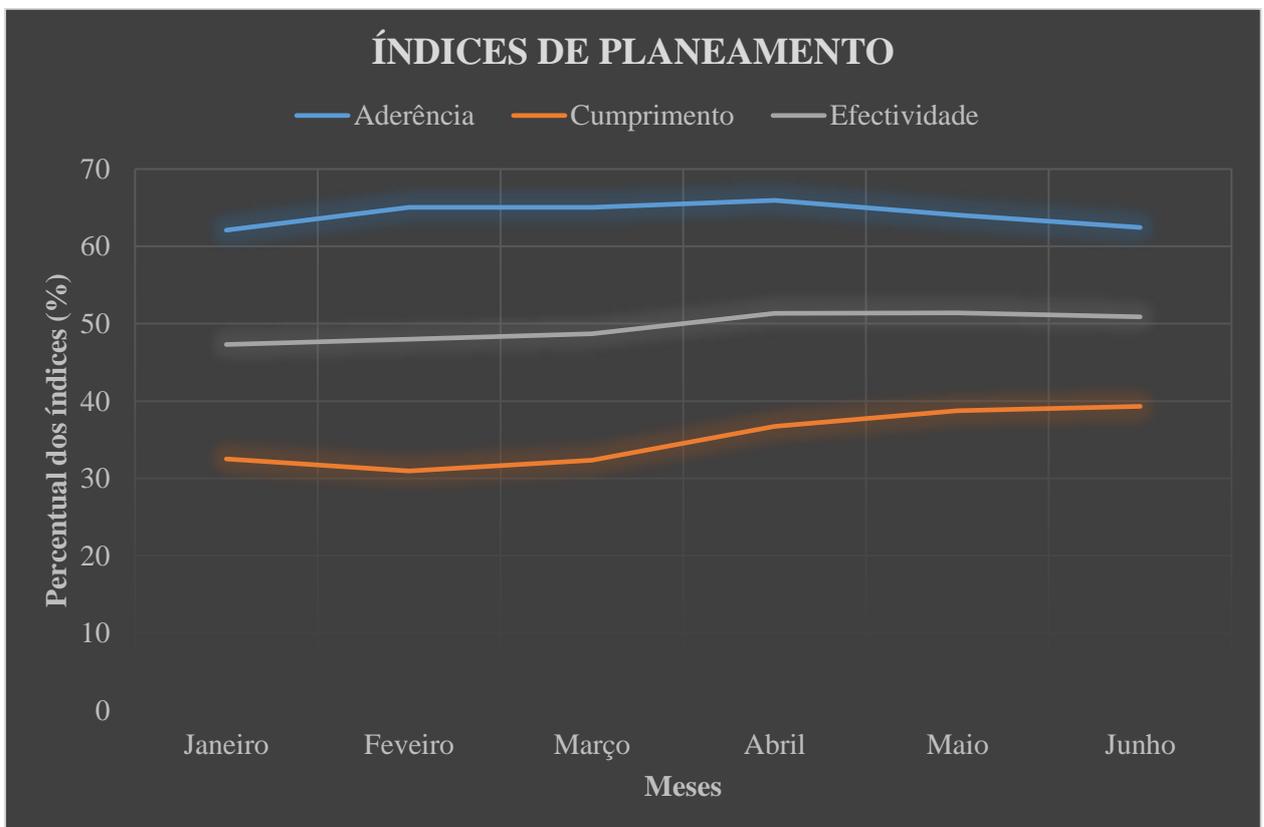
$$IE = 51,40 \%$$

Para o mês Junho:

$$IE = \frac{(62,46 + 39,31)}{2} \times 100$$

$$IE = 50,88 \%$$

Figura 3. Gráfico do índice de planeamento



Fonte: Microsoft Office Excel

De acordo com os dados da tabela do plano semestral do projecto Mungo, é possível determinar a taxa de reconciliação da massa mineira realizada naquele período uma vez que os valores fornecidos foram:

**Massa total planeada e realizada = 2.647,7 t**

**Massa total realizada e não planeada = 1.476,75 t**

**Massa total planeada e não realizada = 5.492 t**

Sendo que o cálculo da taxa de reconciliação é feito pela seguinte fórmula:

$$\text{Taxa de reconciliação} = \left( \frac{\text{Quantidade de volume extraído}}{\text{Quantidade de volume planeado}} \right) \times 100$$

Sabendo que:

- A **Quantidade de volume planeado** corresponde ao valor da soma da Massa total planeada e realizada (Massa PR) e Massa total planeada e não realizada (Massa PNR);
- A **Quantidade de volume extraído** corresponde ao valor da soma da Massa total realizada e não planeada (Massa RNP) e Massa total planeada e realizada (Massa PR);

Então:

$$\text{Taxa de reconciliação} = \left( \frac{\text{Massa RNP} + \text{Massa PR}}{\text{Massa PR} + \text{Massa PNR}} \right) \times 100$$

$$\text{Taxa de reconciliação} = \left( \frac{1.476,75 + 2.647,7}{2.647,7 + 5.492} \right) \times 100$$

$$\text{Taxa de reconciliação} = \left( \frac{4124,45}{8.139,7} \right) \times 100$$

$$\text{Taxa de reconciliação} = 50,67 \%$$

A taxa de recuperação teve um valor aproximado de 51%, o que indica que será recuperado 51% da massa mineira. Para termos respostas das causas desse valor alto da recuperação fez-se uma análise nos indicadores da chave de desempenho, ou seja, KPIs. Foram analisados os indicadores que apresentaram baixos resultados durante as actividades decorridas nesse semestre. Tendo as seguintes conclusões:

- Baixa percentagem nos resultados durante a extração massa mineira (cascalho), o que foi planeado não foi realizado;
- Não se teve em conta os erros durante a planificação da extração da massa mineira (Cascalho)
- Baixa eficiência das operações realizadas;

O controlo dos teores é uma das partes importante de qualquer operação de mineração. Ter um modelo de controlo de teores mais preciso garante uma melhor compreensão da variação de teores e da geologia em profundidades específicas. Sem isso, as operações talvez não sejam lucrativas.

Sendo que o teor de confiança consiste na determinação dos intervalos correspondentes as medidas dos dados de densidade e tamanho de pedras e teores do bloco: O que significa que as médias encontram-se entre os valores baixos e altos.

$$\text{Valor baixo} = \frac{\text{Média}}{100} \times 90\% \quad (19)$$

$$\text{Valor alto} = \frac{\text{Média}}{100} \times 110\% \quad (20)$$

Equação 1.19 e 1.20 valor baixo e valor alto do teor de confiança

$$\text{Teor de corte} = \frac{\text{Total de quilates}}{\text{Volume de cascalho}} \quad (21)$$

Equação 1.21 Teor de corte

### 3.2.2- Cálculo dos indicadores do novo modelo de reconciliação

Para o cálculo de cada indicador do novo modelo de reconciliação tendo em conta os teores, ou seja, a reconciliação dos teores tendo em conta os indicadores, e necessário dividir o valor da variável estudada de uma etapa pelo valor da variável na etapa anterior, ou seja, o valor do teor do minério (cascalho) extraído pelo teor do minério (cascalho) planeado. Por exemplo: Se o modelo de curto prazo informa que um bloco de minério tem 2,55 g/t

de cascalho de diamante, baseado nos resultados das amostragens adicionais segundo a malha de prospecção, e o modelo de longo-prazo informa, para o mesmo bloco um valor de 2,76 g/t, então a reconciliação em relação ao modelo de longo-prazo (MM) será:

$$\text{Reconciliação (MM)} = \frac{\text{Teor do cascalho extraído}}{\text{Teor do cascalho planeado}} \times 100$$

$$\text{MM} = \frac{2,55}{2,76} \times 100$$

$$\text{MM} = 92,391\%$$

Sendo que o valor do modelo é aproximadamente 92%. Fazendo a diferença por 100% é possível encontrar o valor do modelo a curto prazo que é de 8%. Logo podemos concluir que, esse número (92%) indica que o modelo de longo-prazo superestima o valor do bloco que é 8%, segundo o modelo de curto-prazo.

No modelo proposto, os indicadores não são usados para a rotação de estimativas, mas somente para a identificação de problemas. Sendo que o valor do MCF inclui todos os indicadores (MM, MP, MO, PR), pois é o resultado do produto entre eles. Para o cálculos desses indicadores teve-se em conta o valor da massa estimada e o da massa extraída, Sendo que:

### 3.2.2.1- Indicadores de controlo

O modelo de longo prazo permite definir estratégia que funcionará como um guia, partindo da posição actual e permitindo traçar a melhor trajectória para se a uma outra determinada posição.

Num plano de controlo de longo prazo apresentou-se as seguintes massas:

- **Massa estimada de 116.039 t**
- **Massa extraída de 114.008 t**

$$\text{MM} = \frac{114,008}{116,039} \rightarrow \text{MM} = 98\%$$

O modelo de longo prazo está consistente (a estimativa do modelo de curto-prazo para o realce estudado é apenas 2% menor que a do modelo de longo prazo).

O modelo de curto-prazo é responsável por garantir as melhores sequências de lavra definidas nos planos de maior hierarquia sejam executadas. Fornecendo soluções que garantem que o minério será provido ao beneficiamento em quantidades e qualidades.

Num plano de controlo de curto prazo apresentou-se as seguintes massas:

- **Massa estimada de 114.008 t**
- **Massa extraída de 114.008 t**

$$MP = \frac{114,008}{114,008} \rightarrow MP = 100\%$$

O planeamento segue o modelo de curto-prazo

Num plano de controlo da operação da lavra apresentou-se as seguintes massas:

- **Massa estimada de 114.008 t**
- **Massa extraída de 104.809 t**

$$MO = \frac{104,809}{114,008} \rightarrow MO = 92\%$$

A operação de lavra recupera 92% do diamante previsto pelo planeamento

Num plano de controlo da operação de beneficiamento apresentou-se as seguintes massas:

- **Massa estimada de 104.809 t**
- **Massa extraída de 95.290 t**

$$PR = \frac{95,290}{104,809} \rightarrow PR = 91\%$$

A lavaria recupera 91% do diamante alimentado.

Para a determinação do indicador do controlo da qualidade das estimativas do modelo de longo-prazo, envolve-se os indicadores de controlo de longo prazo, curto prazo e das operações da mina.

$$MR = MM \times MP \times MO$$

$$MR = 98\% \times 100\% \times 92\%$$

$$MR = 90\%$$

Com base nas operações a mina tem uma recuperação de 90% da massa mineira

### **MCF (Mine Call Factor)**

Para a determinação do factor da previsibilidade dos modelos, envolve a massa estimada no primeiro plano de controlo de longo prazo e massa extraída no plano de controlo das operações de beneficiamento, sendo as seguintes:

- **Massa estimada de 116.039 t**
- **Massa extraída de 95.290 t**

$$MCF = \frac{95,290}{116,039}$$

$$MCF = 82\%$$

É possível verificar que o MCF é obtido a partir dos outros indicadores sem ter em conta as massas, sendo que:

$$MM = 98\%, MP = 100\%, MO = 92\%, PR = 91\%, MR = 90\%$$

Logo:

$$MCF = MM \times MP \times MO \times PR$$

$$MCF = 98\% \times 100\% \times 92\% \times 91\%$$

$$MCF = 82\%$$

### **3.3- Diluição**

A diluição pode ser reduzida, ajustando as variáveis relacionadas com a mina para melhor corresponder às variáveis relacionadas com o depósito. Por exemplo, reduzindo a altura da bancada, é possível extrair de forma mais selectiva e, assim, reduzir a diluição. Por outro lado, a redução da altura da bancada irá aumentar o custo de produção da unidade. Portanto, a altura da bancada e a diluição são dois factores que devem ser controlados em conjunto.

Existem diversas fontes causadoras de diluição, entretanto, neste trabalho será enfatizado a parte da análise geométrica, que é uma parte mensurável e que podem ser feitos cálculos para a obtenção de valores concreto. Os tipos de diluição que serão calculados será a diluição causada pela eficiência da execução da extração e a diluição causada em função da geometria da bancada.

### 3.3.1- Levantamento dos dados para o cálculo da diluição

Durante a prospecção realizada no projecto Mungo foi possível obter o levantamento de dados cruciais que vão permitir a realização da sistematização dos cálculos de diluição. Com base nos dados adquiridos é possível fazer a criação de um modelo de blocos que vão facilitar a leitura e compreensão dos resultados adquiridos.

Os poços de pesquisa utilizados para interpretação geológica da região foram realizadas através de uma perfuratriz com diâmetro de 178mm, onde em cada poço foi possível fazer a análise do tipo de depósito geológico da região, bem como a espessura do cascalho, estéril e da rocha base. As tabelas e resultados apresentados posteriormente representam a delimitação de área do bloco de 141930 m<sup>2</sup>, sendo a rocha base Xisto-Gresoso, correspondendo a zona fluvial o rio Catumba.

**TABELA 2- RESULTADOS DA PROSPECÇÃO DO PROJECTO MUNGO**

Bloco: Sector A						Rocha base: Xisto-Gresoso		
Sector: Mungo						Tipo de depósito: Terraço de Catumba		
Area do bloco: 141930km <sup>2</sup>						Rio: Catumba		
Nº	Linha	Poço	Espessura de Estéril (m)	Espessura de Cascalho (m)	Área do poço. AP (m <sup>2</sup> )	Volume de cascalho no poço. VCp (m <sup>3</sup> )	Número de pedras.	Quilates no poço.
			EEp	ECp	Ap	VCp= Ecp x Ap	NPEp	Qp
1	100	61	25.00	2,50	4,895	12,2375	13	2,5
2	100	62	5.00	4,00	1,602	6,408	20	4,7
3	100	63	12.00	2,00	2,492	4,984	8	1,7
4	100	64	18.20	1,00	3,4176	3,4176	5	1,4
5	100	65	11.50	1,00	2,225	2,225	6	2,3
6	100	66	15.00	2,00	3,026	6,052	10	3,6
7	100	67	11.50	2,00	2,403	4,806	12	2,1
8	100	68	11.40	0,00	2,0292	0	0	0
9	100	69	41.00	0,00	7,298	0	0	0
10	100	70	15.00	1,00	2,848	2,848	5	2,7
11	100	71	20.50	1,00	3,827	3,827	8	3,1

12	100	72	19.00	0,00	3,382	0	0	0	
13	100	73	20.50	0,00	3,649	0	0	0	
14	100	74	20.00	0,00	3,56	0	0	0	
15	100	75	27.00	0,00	4,806	0	0	0	
16	100	76	28.50	0,00	5,073	0	0	0	
17	100	77	20.30	1,00	3,7914	3,7914	6	1,5	
20	100	78	26.00	2,00	4,984	9,968	8	2,6	
21	100	79	29.00	4,00	5,874	23,496	15	3,8	
22	100	80	35.00	3,00	6,764	20,292	8	2,3	
23	100	81	30.5	0,00	5,429	0	0	0	
24	100	82	36.00	2,00	6,764	13,528	10	2,9	
25	100	83	19.00	2,00	3,738	7,476	8	3,2	
				$\Sigma EE_P$	$\Sigma EC_P$	$APT = \Sigma AP$		$TPE = \Sigma NPE_P$	$TQ = \Sigma Q_P$
				496,9	30,5	93,8772		142	40,4
				$EE_M = \Sigma EE_P / NPO$	$EC_M = \Sigma EC_P / NPO$	$AP_M = APT / NPO$	$VCP_T = \Sigma VCP_P$	$NP = TPE / VCP_T$	$Q = TQ / VCP_T$
				20,70417	1,270833	3,91155	125,3565	1,1327	0,322281

**OBS.:** A área do bloco é encontrado pelo planímetro, que é um instrumento usado para medir a área de uma superfície plana arbitraria

### TABELA 3- DADOS DE PESQUISA DO PROJECTO MUNGO

Com base na tabela abaixo é possível verificar os dados relacionados com a prospecção feita na trincheira

Dados de Pesquisa	TOTAL	Média ou razão
Número de poços (NP)	25	-
Área dos poços total – m <sup>2</sup> (APT)	93,8772	AP <sub>M</sub>
Espessura média de estéril – m (EE <sub>M</sub> )	-	20,70417
Espessura média de cascalho – m (EC <sub>M</sub> )	-	1,270833
Total de pedras dos poços (TPE)	142	-
Total de quilates dos poços (TQ)	40,4	-
Quilates por pedra (Q/PE). Q/PE=TQ/TPE	-	0,28451

#### TABELA 4- CARACTERISTICAS DO BLOCO DO PROJECTO MUNGO

Com base na tabela abaixo é possível verificar os dados relacionados com o bloco que se pretende ser explorado

Reservas in situ	TOTAL	Média ou razão
Área do bloco – m <sup>2</sup> (AB)	141930	-
Volume de estéril Bloco – m <sup>3</sup> (VEB=AB X EE <sub>M</sub> )	2938543	-
Volume de cascalho Bloco – m <sup>3</sup> (VCB=AB X EC <sub>M</sub> )	180369,3	-
Pedras do bloco (PB= (TPE/APT) X AB)	214685	-
Quilates do bloco (QB= (TQ/APT) X AB)	61079,5	-
Quilates / m <sup>2</sup> do Bloco (Q/m <sup>2</sup> B = TQ / APT)	-	0,43035
Teor (T= QB/VCB)	0,3386	-

#### TABELA 5- FACTOR DE EMPOLAMENTO

Com base nessa tabela é possível implementar o factor de empolamento, uma vez que o projecto Mungo tem como base um depósito secundário e a sua exploração ocorre em depósitos de terraço, lezíria e no leito do rio é necessário definir a proveniência do material sendo que se for proveniente do terraço será considerado como seco e se for proveniente das lezírias e do leito será considerado como húmido.

Tipo	Estéril	Cascalho
Seco	1,4	1,4
Húmido	1,4	1,3

Tendo em conta o factor de empolamento também é possível calcular o volume de estéril e a espessura média do cascalho. Sendo que:

$$\text{Volume do estéril} = \text{Volume} / \text{Factor de Empolamento}$$

$$\text{Espessura média do cascalho} = \text{Factor de empolamento do cascalho} \times \text{Área do bloco}$$

## TABELA 6- FACTOR DE DILUIÇÃO

Com base nessa tabela é possível ter em conta o valor inferido do factor de diluição sem ter em conta as particularidades do depósito

Seco	Húmido
0,3	0,2

## TABELA 7- RESERVAS EMPOLADAS E DILUIDAS

Reservas empoladas e diluídas	TOTAL
Factor de empolamento do estéril	FEE = 1.4
Volume de estéril do bloco empolado – m <sup>3</sup> (VEB <sub>E</sub> =VEB X FEE)	VEB <sub>E</sub> = 4113960
Factor de diluição do cascalho	FDC = 0.2
Factor de empolamento do cascalho	FEC = 1.3
Volume de Cascalho do bloco empolado e diluído (m <sup>3</sup> ) (VCB <sub>E-D</sub> = (ECM+FDC) X FEC X AB)	VCB <sub>E-D</sub> = 2713819
Quilates (Empolados e Diluídos) / m <sup>3</sup> (Q <sub>E-D</sub> /m <sup>3</sup> = QB / VCB <sub>E-D</sub> )	Q <sub>E-D</sub> / m = 0,02251
Stripping Ratio (S/R) S/R = VEB <sub>E</sub> / VCB <sub>E-D</sub>	S/R= 1,51593

*Stripping Ratio* é a taxa de remoção que se refere a quantidade de resíduos que deve ser removida para liberar uma quantidade de minério. É um número ou razão que expressa quanto de estéril que é extraído por unidade de minério.

As tabelas acima representam a origem dos dados para o cálculo da diluição que ocorre no projecto Mungo, abaixo estará representado os cálculos de maneira minuciosa:

Dentro das actividades realizadas nas trincheiras durante o mês de Julho do ano de 2023 ocorrido no projecto Mungo foi assim apresentados alguns dados como:

- Para as actividades realizadas pelo equipamento CAT-SÇ-19.

**Área da trincheira (A<sub>T</sub>) - 525 m<sup>2</sup>**

**Espessura do estéril (E<sub>E</sub>) - 2,5 m**

**Espessura do cascalho (E<sub>C</sub>) - 0,6 m**

**Densidade do cascalho – 2,2 g/cm<sup>3</sup>**

**Capacidade do Camião – 18 m<sup>3</sup>**

**Capacidade da Escavadeira – 2,5 m<sup>3</sup>**

**Factor de enchimento da escavadeira- 0,98 (cascalho)**

**Volume do material perdido durante o transporte (Perdas) – 132 m<sup>3</sup>**

**Teor de corte = 0,20 Qts/ m<sup>3</sup>**

**Teor do minério = 0,25 Qts/ m<sup>3</sup>**

**Teor do minério com baixo valor (Senga) = 0,19 Qts/ m<sup>3</sup>**

Para o cálculo dos outros itens:

**Volume do Estéril removido IN SITU = A<sub>T</sub> X E<sub>E</sub>**

**Volume do Estéril removido IN SITU = 525 X 2,5**

**Volume do Estéril removido IN SITU = 1312,5 m<sup>3</sup>**

**Volume do Estéril Removido Empolado= A<sub>T</sub> X E<sub>E</sub> X F<sub>E</sub>**

**Volume do Estéril Removido Empolado = 525 X 2,5 X 1,3**

**Volume do Estéril Removido Empolado = 1706,25 m<sup>3</sup>**

**Volume do Cascalho removido IN SITU = A<sub>T</sub> X E<sub>C</sub>**

**Volume do Cascalho removido IN SITU = 525 X 0,6**

**Volume do Cascalho removido IN SITU = 315 m<sup>3</sup>**

**Volume do Cascalho Empolado e Diluído = (E<sub>C</sub> + F<sub>D</sub>) X (A<sub>T</sub> X F<sub>E</sub>)**

**Volume do Cascalho Empolado e Diluído = (0,6 + 0,2) X (525 X 1,3)**

**Volume do Cascalho Empolado e Diluído = 546 m<sup>3</sup>**

**Volume do Cascalho Transportado = (E<sub>C</sub> + F<sub>D</sub>) X (A<sub>T</sub> X F<sub>E</sub>) - Perdas**

**Volume do Cascalho Transportado = (0,8 X 525 X 1,3) - 132 m<sup>3</sup>**

**Volume do Cascalho Transportado = 414 m<sup>3</sup>**

**OBS.:** Uma vez que o cálculo da diluição será em função ao desmonte, logo aplicar-se-á a fórmula abaixo. Como o valor da densidade do cascalho quer para a massa carregada como para a massa desmontada é o mesmo, logo é possível efetuarmos os cálculos com base no volume, quer carregado quer desmontado. Sendo:

$$\text{Diluição} = \frac{\text{Massa carregada} - \text{Massa desmontada}}{\text{Massa desmontada}} \times 100$$

$$\text{Diluição} = \frac{414 - 315}{315} \times 100$$

$$\text{Diluição} = 31,43\%$$

Resultado provocado por uma diluição externa.

$$\text{Stripping Ratio} = \frac{\text{Volume de Esteril Empolado}}{\text{Volume de Cascalho Empolado e Diluido}}$$

$$\text{Stripping Ratio} = \frac{1706,25}{546}$$

$$\text{Stripping Ratio} = 3,12$$

$$F_g = \frac{(O_g + W_g) \times D}{1 + D}$$

$$F_g = \frac{(0,25 + 0,19) \times 0,314}{1 + 0,314}$$

$$F_g = 0,1051 \text{ Qts/ m}^3$$

**OBS:** O que quer dizer que há muitas perdas durante a extração, pelo facto do valor de  $F_g$ , ser menor em relação ao teor de corte.

➤ Para as actividades realizadas pelo equipamento CAT-SÇ-22.

**Área da trincheira-** 806 m<sup>2</sup>

**Espessura do estéril-** 4,56 m<sup>3</sup>

**Espessura do cascalho-** 0,92 m

**Densidade do cascalho** – 2,2 g/cm<sup>3</sup>

**Capacidade do Camião - 18 m<sup>3</sup>**

**Capacidade da Escavadeira – 3,48 m<sup>3</sup>**

**Factor de enchimento da escavadeira- 0,98 (cascalho)**

**Volume do material perdido durante o transporte (Perdas) – 104 m<sup>3</sup>**

**Teor de corte = 0,20 Qts/ m<sup>3</sup>**

**Teor do minério = 0,24 Qts/ m<sup>3</sup>**

**Teor do minério com baixo valor (Senga) = 0, 17 Qts/ m<sup>3</sup>**

Para o cálculo dos outros itens:

$$\text{Volume do Estéril removido IN SITU} = A_T \times E_E$$

$$\text{Volume do Estéril removido IN SITU} = 806 \times 4,56$$

$$\text{Volume do Estéril removido IN SITU} = 3675,36 \text{ m}^3$$

$$\text{Volume do Estéril Removido Empolado} = A_T \times E_E \times F_E$$

$$\text{Volume do Estéril Removido Empolado} = 806 \times 4,56 \times 1,3$$

$$\text{Volume do Estéril Removido Empolado} = 4777,968 \text{ m}^3$$

$$\text{Volume do Cascalho removido IN SITU} = A_T \times E_C$$

$$\text{Volume do Cascalho removido IN SITU} = 806 \times 0,92$$

$$\text{Volume do Cascalho removido IN SITU} = 741,52 \text{ m}^3$$

$$\text{Volume do Cascalho Empolado e Diluído} = (E_C + F_D) \times (A_T \times F_E)$$

$$\text{Volume do Cascalho Empolado e Diluído} = (0,92 + 0,2) \times (806 \times 1,3)$$

$$\text{Volume do Cascalho Empolado e Diluído} = 1173,536 \text{ m}^3$$

$$\text{Volume do Cascalho Transportado} = (E_C + F_D) \times (A_T \times F_E) - \text{Perdas}$$

$$\text{Volume do Cascalho Transportado} = (1,12 \times 806 \times 1,3) - 102$$

$$\text{Volume do Cascalho Transportado} = 1071,536 \text{ m}^3$$

**OBS.:** Uma vez que o cálculo da diluição será em função ao desmonte, logo aplicar-se-á a fórmula abaixo. Como o valor da densidade do cascalho quer para a massa carregada como para a massa desmontada é o mesmo, logo é possível efetuarmos os cálculos com base no volume, quer carregado quer desmontado. Sendo:

$$\text{Diluição} = \frac{\text{Massa Carregada} - \text{Massa desmontada}}{\text{Massa desmontada}} \times 100$$

$$\text{Diluição} = \frac{1276 - 742}{742} \times 100$$

$$\text{Diluição} = 71,96 \%$$

Resultado provocado por uma diluição externa.

$$\text{Stripping Ratio} = \frac{\text{Volume de Esteril Empolado}}{\text{Volume de Cascalho Empolado e Diluido}}$$

$$\text{Stripping Ratio} = \frac{4777,968}{1173,536}$$

$$\text{Stripping Ratio} = 4,07$$

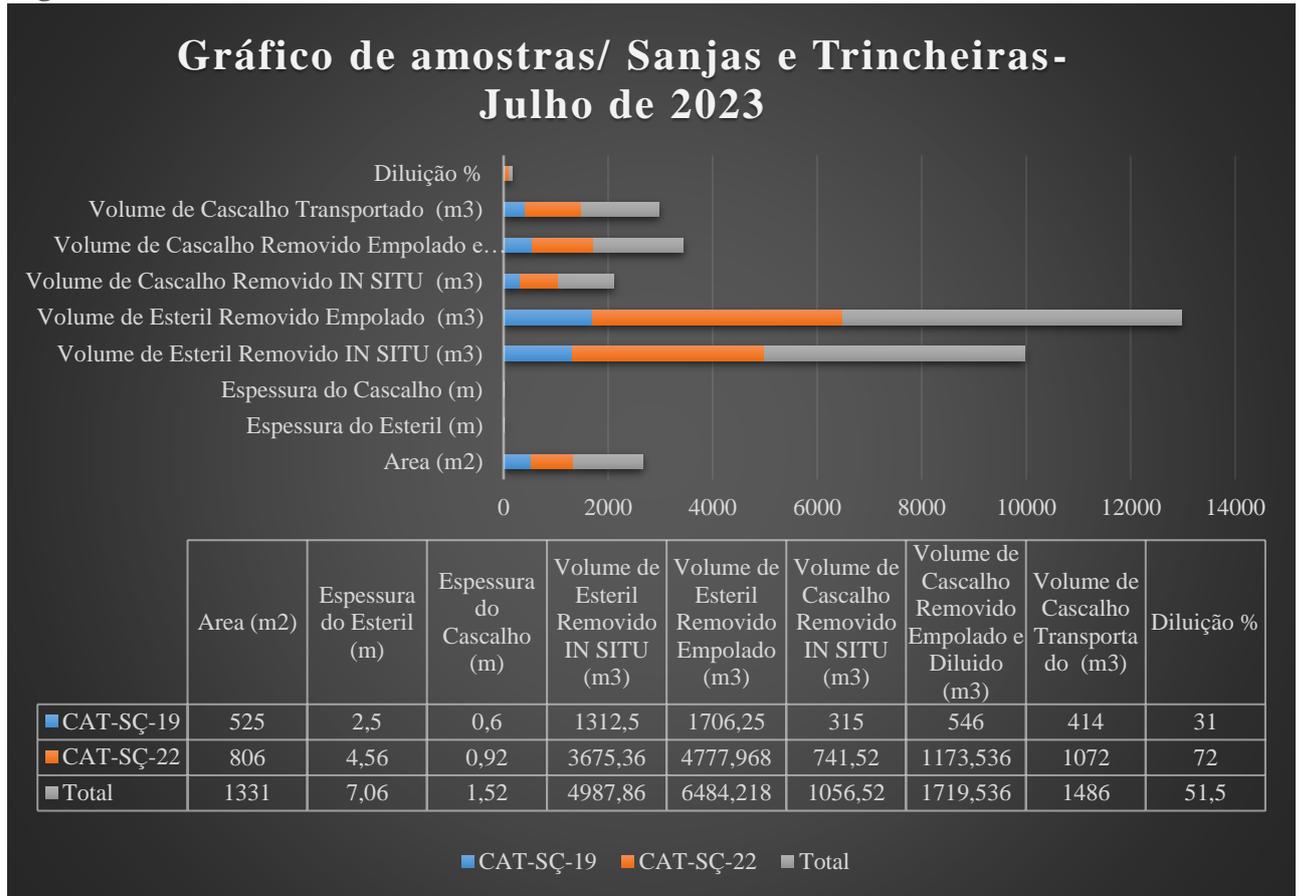
$$F_g = \frac{(O_g + W_g) \times D}{1 + D}$$

$$F_g = \frac{(0,24 + 0,17) \times 0,7196}{1 + 0,7196}$$

$$F_g = 0,17 \text{ Qts/ m}^3$$

**OBS.:** O que quer dizer que há muitas perdas durante a extração, pelo facto do valor de  $F_g$ , ser menor em relação ao teor de corte.

**Figura 4. Gráfico de amostra de Julho de 2023**



Fonte: Microsoft Office Excel

### 3.4- Identificar o factor gerador que ocorre no projecto Mungo

Para que seja determinada a diluição é necessários ter em conta aos factores condicionantes e subjectivos do depósito, que são factores que andam sempre conjugados e são determinados considerando diversa particularidades do depósitos e as características da operação. Esses factores podem ser:

- |   |   |
|---|---|
| <ul style="list-style-type: none"> <li>• <b>Factores condicionantes</b></li> <li>Geologia;</li> <li>Equipamento;</li> <li>Contacto;</li> <li>Método de lavra;</li> <li>Mergulho do corpo;</li> <li>Altura da bancada;</li> <li>Espessura do corpo de minério;</li> <li>Tecnologia;</li> </ul> | <ul style="list-style-type: none"> <li>• <b>Factores subjectivos</b></li> <li>Tempo de operação;</li> <li>Experiência do operador;</li> </ul> |
|---|---|

De acordo com os dados fornecidos pelo projecto Mungo é possível fazer uma quantificação da diluição que ajudará na tomada de decisão dos futuros planos que serão elaborados, sendo que foram assinalados os factores que influenciam na ocorrência da diluição no projecto Mungo.

**Tabela 8- Quantificação da diluição, factores condicionantes**

	<b>Diluição</b>	<b>Baixa</b>	<b>Média</b>	<b>Alta</b>
<b>Geologia</b>	Simples Intermediária Complexa	X	X	X
<b>Contacto</b>	Bem definido Gradacional Difuso	X	X	X
<b>Equipamento (Porte)</b>	Pequeno Médio Grande	X	X	X
<b>Método de Lavra</b>	Desmonte mecânico Desmonte com explosivos	X		X
<b>Mergulho do corpo (°)</b>	60 a 80 40 a 60 20 a 40 10 a 20	X X	X	X
<b>Altura da bancada (m)</b>	2 a 4 4 a 8 8 a 12 12 a 16 16 a 20	X	X X	X X
<b>Espessura do corpo de minério</b>	Espessa Intermediária Pouco espessa	X	X	X
<b>Tecnologia</b>	Uso de GPS e tecnologia mais avançadas Demarcação topográfica Pouco uso de tecnologia	X	X	X

OBS.: O **X** indica os indicadores que ocorreram no estudo de caso (Projecto Mungo).

Os factores subjectivos que foram considerados são o tempo de operação e a experiencia do operador. Estes factores são considerados subjectivos, pois se supões que quanto mais tempo de operação e mais tempo de experiencia do operador, terá menos diluição, uma vez que o controlo e conhecimento sobre a operação estará sistematizado. De acordo com esses factores fez-se a seguinte análise:

**Tabela 9- Quantificação da diluição, factores subjectivos**

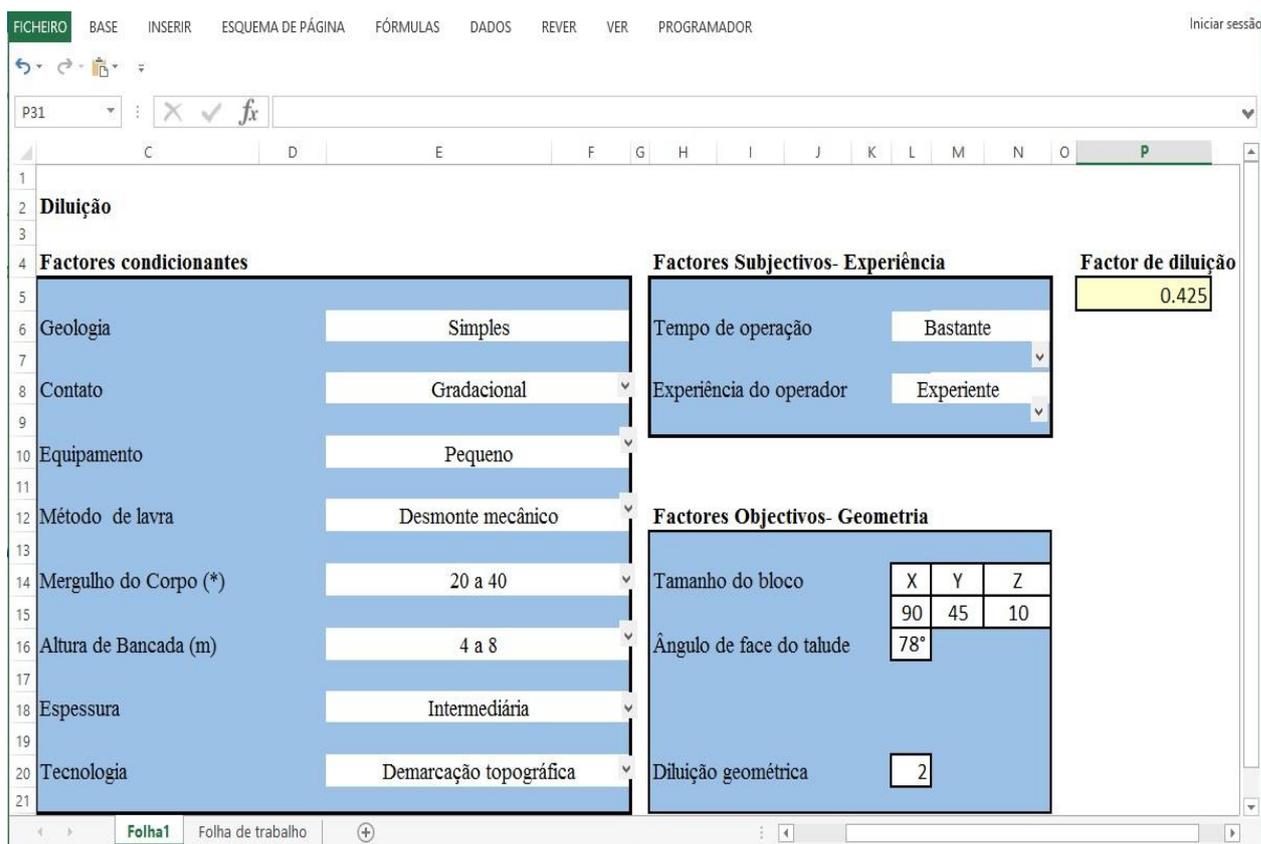
	<b>Diluição</b>	<b>Baixa</b>	<b>Média</b>	<b>Alta</b>
<b>Tempo de operação</b>	Bastante Intermediário Pouco	X	X	X
<b>Experiência do operador</b>	Experiente Intermediário Pouco experiente	X	X	X

OBS.: O X indica os indicaroes que ocorreram no estudo de caso (Projecto Mungo).

### **3.5-Descrição da solução do problema e o Artefacto desenvolvimento**

#### **3.5.1 - Factor de diluição**

Tendo em conta os factores condicionantes e subjectivos do projecto Mungo fez-se uma implementação dos condicionantes e subjectivos no Excel para a obtenção da planilha desses factores, consequentemente a avaliação da diluição e do factor de diluição. Na planilha abaixo é possível verificar a os factores condicionantes, subjectivos e objectivos correspondidos pelas particularidades do depósito, geometria da bancada e a experiência.



**Figura 22 – Planilha de cálculo para o factor de diluição**

Fonte: Microsoft Excel

O estudo de caso tem como base um depósito secundário, em que o factor de diluição é apresentado sem ter em conta as particularidades do depósito, sendo que para depósitos de terraço (seco) o factor de diluição é de 0,3 e para os depósitos de lezírias o factor de diluição é de 0,2. O que pode apresentar resultados menos precisos durante a elaboração do planeamento consequentemente uma má avaliação da perda de minério, podendo ocorrer muitas perdas e mau aproveitamento do depósito. Com base em referência de outros relatórios, elaborou-se esse algoritmo para a avaliação da diluição que ocorre em lavaras á céu aberto, sendo os valores para baixa, média e alta diluição, correspondem a respectivamente, 5%, 10% e 15%.

De acordo com as escolhas feitas para as características do depósito de terraço, a planilha mostrada na Figura calcula o factor de diluição que é de 0,4. Algumas vezes, variando mais de um item é possível que ocorra um resultado semelhante ao encontrado para uma característica diferente, já que os factores condicionantes determinam a diluição através da combinação entre eles mesmos e não por análises individuais. A mesma planilha pode ser usada para o depósito de Lezírias e leito do rio.

### 3.5.1 – Reconciliação

Como artefacto para reconciliação é apresentado como proposta um diagrama de um processo de reconciliação para o projecto Mungo, que vai compreender em 3 grandes factores de reconciliação que estão abaixo descritos:

F1\*- Definido entre topografias, porém dentro da envoltório do corpo de minério definido pelo longo prazo, reconciliando a massa mineira do corpo de minério planeado pelo longo prazo, previsto a partir dos dados de sondagem. Dessa forma apresenta a acurácia geométrica das definições de teores por faixas no longo prazo.

F1- Definido de forma semelhante ao F1\*, entretanto considera as estimativas de longo prazo e de curto prazo não limitadas ao corpo de longo prazo. Dessa forma, o que é considerado é de fato se existem no curto prazo as massas e teores previstos no longo prazo. O modelo de curto prazo possui o mesmo suporte do modelo de longo prazo.

F2- Compara as massas e teores obtidos na produção às estimadas pelo modelo de curto prazo.

F2-1- Compara os modelos, avaliando as diferenças entre o modelo de curto prazo e o modelo entregue a mina. Dessa forma se pode avaliar o efeito da seletividade da lavra comparada ao modelo estimado.

F2-2- Factor que compara o material produzido pela mina em relação ao entregue pela geologia para a operação, o modelo estimado em última instância. É o factor que controla a mina, podendo-se avaliar as perdas nas frentes da operação.

F3- Factor que compara o material enviado as jigas ou para o *Screen under Trommel* com o material processado na planta.

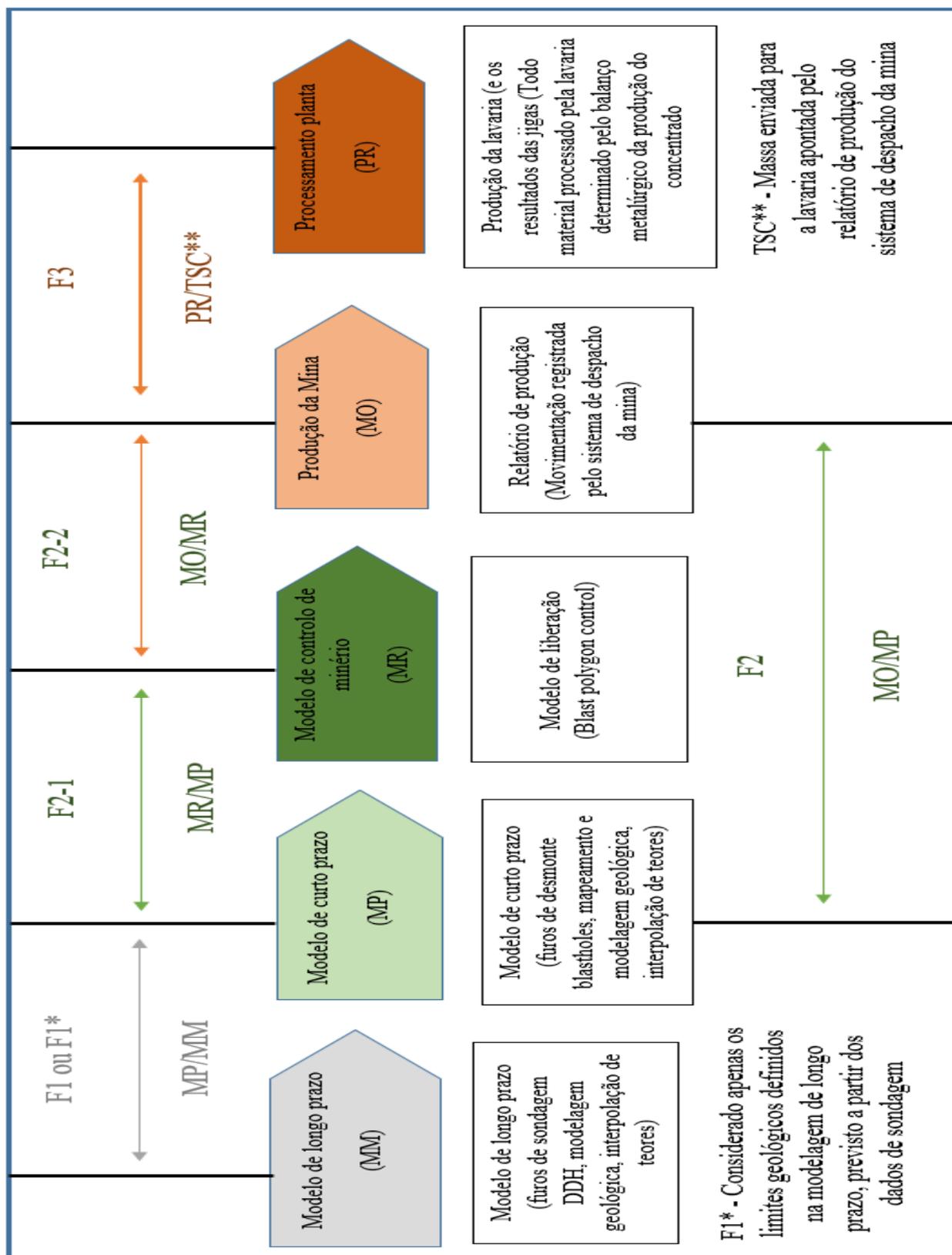


Figura 23 – Proposta de um processo de reconciliação para mina do Mungo

Fonte: Modificado de Reuwsaat, 2017

## CONCLUSÃO

Nesse trabalho de fim do curso foram apresentados alguns os aspectos que permitiram fazer o cálculo da diluição para a elaboração do planeamento da mina baseado nas características particulares do depósito, sendo que os seus estudos foram realizados no projecto Mungo.

Após uma análise detalhada com base na pesquisa descritiva e exploratória, foi possível chegar as seguintes conclusões:

De acordo com os resultados obtidos da aderência por meio do índice do planeamento do Projecto Mungo, foi possível determinar com base na reconciliação pró-ativa a recuperação da massa mineira e a reconciliação dos teores. Com o novo modelo foi possível definir factores de reconciliação que funcionam como indicadores de controlo de cada etapa do empreendimento mineiro. No presente estudo de caso, os valores encontrados na reconciliação mostra uma taxa de recuperação de 51% o que indica que o que foi planeado teve resultado negativo comparando com o resultado do que foi extraído, havendo assim um défice causada pela baixa percentagem nos resultados durante a extração do cascalho, ou seja, o que foi planeado não foi realizado, não se teve em conta os erros durante a planificação e conseqüentemente houve uma baixa eficiência das operações realizadas. Mas este facto não foi devido somente as questões do planeamento, mas sim principalmente, as questões operacionais como: As áreas que foram definidas no planeamento para serem exploradas mas que não foi possível ter o acesso, incompatibilidade do material levado as lavarias.

A aplicação do processo do novo modelo de reconciliação foi realizado de uma maneira satisfatória pois fornece bons resultados no controlo de dados, assim como a rapidez do mesmo. Apresentando uma recuperação de 98%, 100%, 92%, 91% e 90% com base nos factores do novo modelo de reconciliação. O uso da reconciliação como um caminho para controlar o planeamento da mina resulta em melhoras em toda a cadeia de operações, além de facilitar a identificação de problemas.

A utilização de um factor de diluição no modelo de estimativa, antes de ser efectuada a lavra é uma maneira de prever teores e massas mais próximos aos executados. Quando o modelo de estimativa é feito e a diluição real não é considerada, um número arbitrário é definido para ser a diluição do modelo. Este valor arbitrário muitas vezes não representa os factores realmente causadores de diluição do modelo, bem como é aplicado ao todo e não somente aos locais em que está mais provável de ocorrer. Como se verificou na **Tabela 6**.

Para o projecto Mungo nas operações realizadas no depósito de terraço com base nas características do depósito o factor de diluição encontrado foi de 0,42 apresentando uma diluição geométrica de 2,21%

As dificuldades encontradas no cálculo da diluição ocorreram em função de como determinar a influência de cada item no factor final. É sabido que cada característica vai contribuir com um peso neste cálculo porem a combinação desta é que vai determinar o factor a ser utilizado.

A Planilha que calcula um factor de diluição baseado em características do depósito apresentou um resultado positivo uma vez que pode ser utilizada para outros depósitos, ou até mesmo para o mesmo depósito, caso mude alguma característica da operação ou existem variações dos factores condicionantes.

Durante a realização do trabalho encontrou-se algumas limitações, como por exemplo os dados fornecidos a partir dos relatórios mensais e semestrais só permitiu fazer a análise do cálculo da diluição e reconciliação para o depósito de terraço, faltando a sua análise do cálculo em depósito de lezíria e do leito.

## **RECOMENDAÇÃO**

Para os futuros trabalhos científicos recomenda-se a continuação desse trabalho abordando sobre os aspectos para a realização do cálculo de diluição e reconciliação em depósitos do leito do rio e de lezírias. Sugerindo a implementação de um Software mineiro para fazer uma melhor interpretação da influência da diluição conforme as diferentes características do depósito do leito do rio. Recomendo também os seguintes factores condicionantes:

A zona limite do corte;

A disposição da massa mineira, ou seja, do cascalho;

A densidade das amostras, quer do cascalho como da rocha base;

Condições de operação;

O contacto do material estéril/minério;

Para o estudo de caso recomendo, utilização do cálculo sistemático da reconciliação e diluição dos teores de massa mineira, para a determinação dos pontos críticos onde ocorre a diluição e a reconciliação apresentados durante a extração e durante o planeamento. Sendo uma mais-valia para a determinação satisfatória dos resultados económicos como o VAL (Valor Actual Liquido) e o TIR (Taxa Interna de Rentabilidade) e um bom aproveitamento do depósito mineiro.

## REFERÊNCIA BIBLIOGRÁFICA

A.Sinclair, G. Blackwell, (2002), **Applied Mineral Inventory Estimation**, Cambridge University Press.

Blucher, I. D. **Reconciliation – Towards na Ideal Process**. Value Tracking Symposium, Brisbane, Australia, 2002, p. 187 – 189.

CÂMARA, Taís Renata. **Sistematização do cálculo de diluição e perdas operacionais para reconciliação de teores e massas em lavra a céu aberto**. Disponível em: <https://www.lume.ufrgs.br/handle/10183/86413>.

Carvalho. H, de – **Notíce Explicative preliminaire sur la géologie de L’Angola**. Garcia da Orta, Sér. Geol. Inst. Inv. Cient. Tropical, 6, Lisboa, 1983, pp. 15-30

Chierigati, A. C. **Reconciliação pró-ativa em empreendimentos mineiros**. Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Tese de doutorado, 2007, 201p.

CRAWFORD, G. D. Reconciliation of reserves: part 2. **Pincock Perspectives**, n. 50, p. 1-4, jan. 2004.

EBRAHIMI. A. **The importance of dilution factor for open pit mining projects**.

ELBROND. J, 1994; Geology. **Economic effects of ore losses and rock dilution**.

GY, P. M. **Sampling of heterogeneous and dynamic material systems: theories of heterogeneity, sampling and homogenizing**. Amsterdam: Elsevier, 1992. 653 p.

Morley. C, 2003, **Mining Reconciliation- An Overview of data collection points and data analysis**

Mouta. F, e O’ Donnel – **Carta Géologique de L’Angola (1:2 000 000), Notice Explicative, Ministério das Colónias- Colónia de Angola, Lisboa, 1933**

OLIVEIRA, M. M. **Dimensionamento Empírico de Recalque em Sublevel Stopping**. Universidade Federal de Minas Gerais- Belo Horizonte, 2012.

PAKALINIS, R. C. **Empirical Stope Design at Ruttan Mine, Departamento Mining and Minerals Processing**. University of British Columbia – Vancouver, 1986.

Parker H. M. (2012). *Reconciliation principles for the mining industry*. Publicado em Maney on behalf of the Institute of Materials, Minerals and Metallurgy and the AusIMM, [maneypublishing.com](http://maneypublishing.com)

Reh, F. J. **Key performance Indicators (KPI)- How is organization defines and mensures progress toward its goals.**

SCOBLE, M. J., MOSS. A. **A Dilution in Underground Bulk Mining: Implications for production Management, Mineral Resource Evaluation II: Methods and Case Histories.** Geological Society Special Publication no. 79, p. 95-108, 1994.

TATMAN, C. R. **Mining Dilution in Moderate-to narrow-Width Deposits.** Cap. 70. **Underground Mining Methods.** Ed por William Hustrulid & Richard L. Bullock, p. 615-626. SME- Colorado, 2001.

Villaescusa, E. **Geotechnical design for dilution control in underground mining.**

**Sites:**

[www.wikipedia.org/wiki/Mungo](http://www.wikipedia.org/wiki/Mungo) [11 de Julho de 2023]

[www.endiamaimpresa.com/conheca-a-mina-do-mungo/](http://www.endiamaimpresa.com/conheca-a-mina-do-mungo/) [20 de Junho de 2023]

[www.engminas.araxa.cefetmg.br/wpcontent/uploads/sites/170/2018/05/Patric-Leandro-Reis.pdf](http://www.engminas.araxa.cefetmg.br/wpcontent/uploads/sites/170/2018/05/Patric-Leandro-Reis.pdf) [04 de Setembro de 2023]

[www.srk.com.au/files/File/papers/dilution\\_factor\\_openpit\\_a\\_ebrahimi.pdf](http://www.srk.com.au/files/File/papers/dilution_factor_openpit_a_ebrahimi.pdf) [14 de Setembro de 2023]