



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO  
Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto  
Departamento de Engenharia de Minas  
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGEM

---



**DANIEL HENRIQUE DOS SANTOS GARCIA**

**UNIAXIAL COMPRESSIVE STRENGTH OF CEMENTED  
BACKFILL IN THE UNDERGROUND GOLD MINE  
TURMALINA - CONCEIÇÃO DO PARÁ / MG**

**OURO PRETO  
2023**

---



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO  
Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto  
Departamento de Engenharia de Minas  
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGEM

---



**DANIEL HENRIQUE DOS SANTOS GARCIA**

**RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL DO ENCHIMENTO DE  
REJEITO CIMENTADO NA MINA SUBTERRÂNEA DE OURO  
TURMALINA - CONCEIÇÃO DO PARÁ / MG**

Área de concentração: LAVRA DE MINAS

Linha de Pesquisa: PROJETO DE LAVRA SUBTERRÂNEA

Projeto de Pesquisa: Planejamento de Lavra

Dissertação de Mestrado apresentada ao PPGEM como parte integrante dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Engenharia Mineral.

**Orientador:** Professor Doutor José Margarida da Silva

**OURO PRETO  
2023**

---

## SISBIN - SISTEMA DE BIBLIOTECAS E INFORMAÇÃO

G216r Garcia, Daniel Henrique dos Santos.  
Resistência à compressão uniaxial do enchimento de rejeito  
cimentado na mina subterrânea de ouro Turmalina - Conceição do Pará /  
MG. [manuscrito] / Daniel Henrique dos Santos Garcia. - 2023.  
86 f.: il.: color., gráf., tab., mapa.

Orientador: Prof. Dr. José Margarida da Silva.  
Dissertação (Mestrado Acadêmico). Universidade Federal de Ouro  
Preto. Departamento de Engenharia de Minas. Programa de Pós-  
Graduação em Engenharia Mineral.  
Área de Concentração: Lavra de Minas.

1. Lavra subterrânea - Método de corte e enchimento. 2. Rejeitos  
(Mineração). 3. Cimento. I. Silva, José Margarida da. II. Universidade  
Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU 622.272

Bibliotecário(a) Responsável: Sione Galvão Rodrigues - CRB6 / 2526



## FOLHA DE APROVAÇÃO

**Daniel Henrique dos Santos Garcia**

### **Resistência à Compressão Uniaxial do Enchimento de Rejeito Cimentado na Mina Subterrânea de Ouro Turmalina – Conceição do Pará-MG**

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral da Universidade Federal de Ouro Preto como requisito parcial para obtenção do título de Mestre

Aprovada em 01 de setembro de 2023

#### Membros da banca

Doutor- José Margarida da Silva - Orientador(a)- Universidade Federal de Ouro Preto  
Doutora - Mariana Arruda Pereira- Universidade Federal de São João Del Rei  
Doutora - Rita de Cassia Pedrosa Santos - Universidade Federal de Ouro Preto

José Margarida da Silva, orientador do trabalho, aprovou a versão final e autorizou seu depósito no Repositório Institucional da UFOP em 15/11/2023



Documento assinado eletronicamente por **Jose Margarida da Silva, PROFESSOR DE MAGISTERIO SUPERIOR**, em 15/11/2023, às 17:29, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



A autenticidade deste documento pode ser conferida no site [http://sei.ufop.br/sei/controlador\\_externo.php?acao=documento\\_conferir&id\\_orgao\\_acesso\\_externo=0](http://sei.ufop.br/sei/controlador_externo.php?acao=documento_conferir&id_orgao_acesso_externo=0), informando o código verificador **0624933** e o código CRC **65AF5F5D**.

## **DEDICATÓRIA**

Dedico este trabalho à minha doce mãe Maria Aparecida dos Santos Garcia.

## **AGRADECIMENTOS**

Agradeço ao Pai Celestial por me favorecer e proporcionar a oportunidade na área educacional dando força e perseverança a seguir meus caminhos com saúde e rodeados de pessoas do bem.

À Mineração Jaguar por tornar este trabalho possível.

À Professora Mariana Arruda, servidores e laboratoristas da Universidade Federal de São João del Rei vinculados ao Curso de Engenharia Civil do Campus Alto Paraopeba pela hospitalidade durante os extensos dias de estudo e a paciência de sempre.

Aos professores, servidores e laboratoristas da Universidade Federal de Ouro Preto, dos Cursos de Engenharia de Minas e Engenharia Civil que incentivaram e não mediram esforços para a concretização deste trabalho.

Ao amigo Guilherme Alexandre (Geólogo) pelo apoio nas etapas cruciais desta dissertação.

Sou eternamente grato ao meu orientador Professor Doutor José Margarida da Silva que dedicou seu tempo, sua atenção e toda a sua cordialidade abrindo os caminhos e sanando as dúvidas para a concretização deste sonho antigo.

## RESUMO

A estabilidade do maciço rochoso é essencial em todas as minas subterrâneas economicamente rentáveis. Neste contexto, o preenchimento de realces/blocos com pasta cimentícia vem sendo uma tecnologia importante na indústria da mineração, devido aos seus benefícios técnicos, econômicos e ambientais. Sabe-se que a segurança de trabalhadores e equipamentos, bem como a manutenção do ciclo de operação, estão diretamente conectados ao tempo de vida da mina. Nesta seara, a mineração subterrânea por corte e enchimento fornece a oportunidade de uma lavra seletiva e, conseqüentemente, recuperação de pilares que muitas das vezes são constituídos por teores de minério economicamente rentáveis, garantindo o principal objetivo de aumentar a rentabilidade. Um limitante deste método, no entanto, é que aumentando o teor de cimento das pastas de rejeito (*pastefill*), aumenta-se a resistência do aterro produzido em subsolo, porém leva-se ao aumento direto e exponencial do custo de mineração. Diante disso existe uma necessidade de analisar e estudar os rejeitos da planta de beneficiamento para serem aplicados como pasta de preenchimento mineral (*pastefill*) objetivando o pré-tratamento necessário e a proporção de cimento Portland necessários para alcançar resistência suficiente na aplicação segura do *pastefill*. Uma das propriedades importantes do enchimento é a sua resistência. Em algumas minas de cobre e ouro, encontram-se valores de resistência de cerca de 1MPa, com valores de 1 a 4% de ligante. Este estudo foi realizado com intuito de determinar, economicamente, a resistência ideal do enchimento tipo *pastefill* na Mineração Subterrânea de ouro Turmalina na cidade de Conceição do Pará em Minas Gerais, pertencente ao grupo Jaguar Mining. Amostras de rejeito filtrado “*cake*” foram coletadas diretamente da planta de beneficiamento e classificadas quimicamente (fluorescência e difração de raios X) e fisicamente (umidade; densidade, granulometria) por meio de ensaios laboratoriais. Foram reproduzidos em laboratório 48 corpos de prova divididos em quatro traços diferentes variando porcentagem de cimento Portland em 1%; 2,5%; 3,5% e 5% moldados em corpos de prova cilíndricos de 5x10 cm. Realizaram-se ensaios de mini abatimento (mini *slump-test*) e resistência à compressão uniaxial (*MPa*) de acordo com o tempo de cura, sendo aos 7, 14, 21 e 28 dias. A partir dos resultados, produziram-se curvas para análises e o estudo mostrou que uma pasta com 3,5% de cimento Portland na composição, para a granulometria original do *cake* da Mina Turmalina, apresentou um gráfico com tendência de crescimento, ou seja, que sua resistência não atingiu seu ganho máximo após os 28 dias de cura. Em tese, este traço permite forças suficientes que possam prevenir falhas, rupturas e colapsos no aterro artificial gerado no subsolo quando comparado com os demais. A pasta contendo 1% de cimento Portland não atingiu parâmetro de resistência à compressão uniaxial satisfatório, apresentando também elevado grau de retração dos corpos de prova na reprodução em laboratório. Para a participação de 5% de adição de ligante apresentou UCS de 1,12 MPa aos 28 dias de cura. Os resultados mostraram que são necessários mais de 28 dias para que o *pastefill* atinja sua resistência máxima em um ambiente não úmido. Isso implica diretamente o avanço de lavra, mostrando que há a necessidade de tal ciclo ser maior que quatro semanas e o confinamento lateral da pasta seja assegurado.

**Palavras-chave:** Lavra Subterrânea; Corte e enchimento; Rejeito de mineração; *pastefill*; Pasta cimentícia; Resistência à compressão.

## ABSTRACT

The stability of the rock mass is crucial in all economically viable underground mines. In this context, the use of cemented paste fill for stope enhancement has become a significant technology in the mining industry due to its technical, economic, and environmental benefits. It is well-established that the safety of workers and equipment, as well as the maintenance of the operational cycle, are directly linked to the mine's lifespan. In this regard, cut and fill underground mining provides an opportunity for selective mining and, consequently, the recovery of pillars often containing economically valuable ore grades, ensuring the primary objective of increasing profitability. However, a limitation of this method is that increasing the cement content of the paste fill leads to a direct and exponential increase in mining costs, despite enhancing the underground fill strength. Given this, there is a need to analyze and study the rejects from the beneficiation plant for application as mineral filling paste (paste fill) to achieve the necessary pre-treatment and the proportion of Portland cement required to achieve sufficient strength in the safe application of paste fill. One crucial property of the filling material is its strength. In some copper and gold mines, strength values of around 1 MPa are found, with binder content ranging from 1 to 4%. This study was conducted to economically determine the ideal strength of paste fill in the underground gold mining operation at Turmalina, located in Conceição do Pará, Minas Gerais, and owned by Jaguar Mining. Samples of filtered reject "cake" were directly collected from the beneficiation plant and chemically classified (fluorescence and X-ray diffraction) and physically characterized (moisture, density, particle size) through laboratory tests. In the laboratory, 48 test specimens were produced with four different mixtures, varying the percentage of Portland cement at 1%, 2.5%, 3.5%, and 5%, molded into cylindrical specimens of 5x10 cm. Mini-slump tests and uniaxial compressive strength tests (MPa) were conducted at curing times of 7, 14, 21, and 28 days. The results were used to generate curves for analysis, and the study showed that a paste with 3.5% Portland cement in its composition, for the original particle size distribution of the Turmalina Mine cake, exhibited a growth trend in strength, indicating that its strength did not reach its maximum gain after 28 days of curing. In theory, this mixture allows for sufficient strength to prevent failures, ruptures, and collapses in the artificial underground fill when compared to other mixtures. The paste containing 1% Portland cement did not achieve a satisfactory uniaxial compressive strength parameter and also showed a high degree of shrinkage in the laboratory reproduction. For the 5% binder addition, a compressive strength of 1.12 MPa was achieved at 28 days of curing. The results indicated that more than 28 days are needed for the paste fill to reach its maximum strength in a non-humid environment. This directly implies an extended mining cycle, highlighting the need for a cycle slightly than four weeks and ensuring lateral confinement of the paste.

**keywords:** Underground Mining; Cut-and-Fill; Mining Tailings; Backfill; Cemented Paste; Compressive Strength.



## SUMÁRIO

1 – INTRODUÇÃO .....	15
2 – OBJETIVOS .....	16
2.1 – OBJETIVO GERAL .....	16
2.2 – OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	16
3 – JUSTIFICATIVA.....	17
3.1 – HISTÓRICO .....	19
4 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA .....	22
4.1 – REJEITOS DE MINERAÇÃO .....	22
4.2 – MINERAÇÃO SUBTERRÂNEA .....	23
4.3 – MINERAÇÃO POR CORTE E ENCHIMENTO – REALCES NÃO SUPORTADOS .....	26
4.4 – ENCHIMENTO TIPO PASTA.....	28
4.4.1 – ENCHIMENTO TIPO <i>PASTEFILL</i> .....	30
4.4.2 – PROCESSO PRODUTIVO DE <i>PASTEFILL</i> .....	31
4.5 – SELETIVIDADE DO ENCHIMENTO DE MINA.....	32
4.6 – RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL (UCS).....	33
4.7 – REQUISITOS DE RESISTÊNCIA PARA O ENCHIMENTO DE MINA .....	34
4.8 – ADITIVOS SUPERPLASTIFICANTES.....	37
4.9 – TESTE DE ABATIMENTO ( <i>SLUMP TEST</i> ) .....	37
5 – ESTUDO DE CASO .....	39
5.1 - LOCALIZAÇÃO.....	39
5.2 - HISTÓRICO .....	39
5.3 - GEOLOGIA.....	39
5.3.1 – GEOLOGIA REGIONAL DA MINA TURMALINA .....	40
5.3.1.1 – ARCABOUÇO TECTONOESTRATIGRÁFICO REGIONAL .....	40
5.3.1.2 - GREENSTONE BELT PITANGUI .....	42
5.3.2 - GEOLOGIA LOCAL .....	44
5.3.2.1 - DEPÓSITO DE OURO TURMALINA .....	44
5.4 – LAVRA E TRATAMENTO .....	46
5.5 – LAVRA SUBTERRÂNEA POR CORTE E ENCHIMENTO NA MINA TURMALINA.....	47
5.6 – BENEFICIAMENTO MINERAL .....	47
5.6.1 – UNIDADE DE BRITAGEM E PENEIRAMENTO.....	48
5.6.2 – PLANTA DE MOAGEM E CLASSIFICAÇÃO.....	48
5.6.3 – ESPESSADOR E CONDICIONADOR DA POLPA DE MINÉRIO .....	48
5.6.4 – PLANTA HIDROMETALÚRGICA DE BENEFICIAMENTO MINERAL .....	49
6 – PLANTA DE <i>PASTEFILL</i> – MINA TURMALINA .....	52

7 – MATERIAIS E MÉTODOS .....	53
7.1 – NORMATIZAÇÃO APLICADA .....	54
7.2 – VISITA TÉCNICA .....	54
7.3 – COLETA DAS AMOSTRAS E TRANSPORTE AO LABORATÓRIO .....	55
7.4 – PREPARAÇÃO DE AMOSTRAS .....	55
7.5 – CARACTERIZAÇÃO DOS MATERIAIS UTILIZADOS.....	57
7.5.1 – REJEITO DE PROCESSAMENTO DE MINÉRIO DE OURO - <i>CAKE</i> .....	58
7.5.2 – CIMENTO PORTLAND .....	58
7.5.3 – ÁGUA .....	58
7.6 –DEFINIÇÃO DAS VARIÁVEIS.....	59
7.7 – REPRODUÇÃO EM LABORATÓRIO.....	59
8 - RESULTADOS E DISCUSSÕES .....	65
8.1 – Ensaio DRX.....	66
8.2 – FRX.....	68
8.3 – GRANULOMETRIA A <i>LASER</i> .....	69
8.4 – UMIDADE DO <i>CAKE</i> .....	71
8.5 - TRAÇOS.....	71
8.6 – CONSISTÊNCIA DO ENCHIMENTO PRODUZIDO ( <i>mini Slump-Test</i> ).....	72
8.7 – RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL .....	73
9 – CONCLUSÃO E CONSIDERAÇÕES FINAIS.....	78
10 – REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	80
11 – APÊNDICES.....	83
11.1 – RELATÓRIO DE ENSAIO GRANULOMETRIA A RAIOS LASER.....	83
12 – ANEXOS .....	86
12.1 – MAPA DE LOCALIZAÇÃO DA MINA TURMALINA – JAGUAR MINING .....	86
12.2 – MAPA GEOLÓGICO REGIONAL MINA TURMALINA – JAGUAR MINING .....	86

## LISTA DE FIGURAS

<b>Figura 1:</b> Realce instrumentado na Mina Raleigh em estudos com barricadas. ....	12
<b>Figura 2:</b> Barricada com drenagem em teste na Mina Raleigh na Austrália. ....	21
<b>Figura 3:</b> Croqui esquemático de mina subterrânea e suas principais escavações e estruturas. ....	24
<b>Figura 4:</b> a) Distribuição favorável de tensões em escavações subterrâneas. b) Distribuição desfavorável de tensões em escavações subterrâneas. ....	25
<b>Figura 5:</b> Lavra em corte e enchimento (cut and fill) – Realces não suportados. ....	26
<b>Figura 6:</b> Sequenciamento de lavra subterrânea otimizada com enchimento de mina. ....	27
<b>Figura 7:</b> Aterro com pasta cimentícia na mineração subterrânea. ....	29
<b>Figura 8:</b> Diagrama de seleção e aplicação de sistema de enchimento. ....	33
<b>Figura 9:</b> Gráfico porcentagem de cimento x resistência à compressão uniaxial de pastefill para corpos de prova de 5x10 cm e 10x20 cm em 28 dias de cura. ....	35
<b>Figura 10:</b> Resistência à compressão uniaxial X Porcentagem de cimento para as diferentes granulometrias de rejeito em estudo realizado na Mina de cobre na Namíbia – África. ....	36
<b>Figura 11:</b> Representação esquemática do teste de abatimento por tronco de cone (Slump-test). ....	38
<b>Figura 12:</b> Método de Beneficiamento da Mineração Turmalina. ....	46
<b>Figura 13:</b> Corpos subterrâneos de minério de Ouro na Mina Turmalina. ....	47
<b>Figura 14:</b> Fluxograma de operação da planta metalúrgica. ....	49
<b>Figura 15:</b> Planta de pastefill - Complexo Turmalina. ....	52
<b>Figura 16:</b> Esboço do mapa do sul do Cráton São Francisco. ....	41
<b>Figura 17:</b> Geologia simplificada do Quadrilátero Ferrífero: 1. Área dodepósito São Sebastião; 2. São Francisco – áreas-alvo do Barreiro; 3. Alvo do onça Pitagui; 4. Alvo do ouro de Vilaça. I. Turmalina, II. São Sebastião, III. Mina Caraíba, IV. Morro Velho / Mina Grande. ....	43
<b>Figura 18:</b> Complexo Turmalina. ....	45
<b>Figura 19:</b> Produção de ouro no Complexo Turmalina. ....	45
<b>Figura 20:</b> Fluxograma de trabalho. ....	53
<b>Figura 21:</b> a) Disposição do rejeito quando a planta de produção da pasta não está operando. b) coleta das amostras de rejeito para a produção em laboratório do pastefill. ....	54
<b>Figura 22:</b> a) Coleta in-situ do rejeito. b) Acondicionamento do rejeito. c) Transporte do rejeito. ....	55
<b>Figura 23:</b> a) Rejeito com umidade. b) Rejeito após 24 horas em estufa. ....	55
<b>Figura 24:</b> Quarteamento do rejeito para análises químicas. ....	56
<b>Figura 25:</b> Preparação da amostra de rejeito para ensaio de difração e fluorescência de raios X. ....	57
<b>Figura 26:</b> a) Ensaio de granulometria a laser. b) Amostra para ensaio FRX. c) Equipamento de análise por espectrômetros de FRX. ....	58
<b>Figura 27:</b> Ensaio de umidade do rejeito. ....	59
<b>Figura 28:</b> Reprodução em laboratório do pastefill composto por rejeito cimentado. ....	60
<b>Figura 29:</b> Equipamento para mensuração do abatimento da pasta cimentícia - Mini Slump test. ....	61
<b>Figura 30:</b> Execução em laboratório do mini slump test. ....	62
<b>Figura 31:</b> Enchimento com pastefill dos moldes de corpos de prova 5x10 cm para os traços analisados. ....	63
<b>Figura 32:</b> Desmolde e cura dos corpos de prova reproduzidos em laboratório. ....	63
<b>Figura 33:</b> a) Corpos de Prova 5x10 cm para análise. b) Mensuração das dimensões dos C.P.'s. c) Prensa utilizada para ensaios. d) C.P. antes do rompimento. e) Ensaio de compressão uniaxial do pastefill. f) C.P. após o rompimento. g) C.P.'s rompidos. ....	65
<b>Figura 34:</b> Mineralogia do rejeito - cake. Análise de Difração por Raios X (DRX). ....	67
<b>Figura 35:</b> Resultado ensaio de granulometria a laser por Raio X. ....	70
<b>Figura 36:</b> Gráfico da Porcentagem de Sólidos X Mini Slump-Test. ....	72

<b>Figura 37:</b> Gráfico da Porcentagem de ligante (Cimento Portland - CII) X Resistência à Compressão Uniaxial (MPa).....	75
<b>Figura 38:</b> Gráfico do Tempo de cura X Resistência à compressão uniaxial (MPa).....	76
<b>Figura 39:</b> Gráfico da Resistência à compressão uniaxial (MPa) para os traços ensaiados - BoxPlot..	77

## LISTA DE TABELAS

<b>Tabela 1:</b> Quantidade projetada de rejeitos de mineração gerados pelas quatorze substâncias selecionadas. ....	22
<b>Tabela 2:</b> Mineralogia do rejeito - "cake". Ensaio Difração por Raios X (DRX). ....	66
<b>Tabela 3:</b> Composição química do rejeito - cake. Ensaio fluorescência por Raios X - (FRX). ....	68
<b>Tabela 4:</b> Granulometria do rejeito "cake". ....	70
<b>Tabela 5:</b> Umidade do rejeito. ....	71
<b>Tabela 6:</b> Traços do pastefill reproduzido em laboratório. ....	71
<b>Tabela 7:</b> Resultado de Slump-test para cada traços. ....	72
<b>Tabela 8:</b> Resultado da resistência à compressão uniaxial (UCS) para o traço com adição de 5% de material ligante (cimento Portland).....	73
<b>Tabela 9:</b> Resultado da resistência à compressão uniaxial (UCS) para o traço com adição de 3,5% de material ligante (cimento Portland).....	74
<b>Tabela 10:</b> Resultado da resistência à compressão uniaxial (UCS) para o traço com adição de 2,5% de material ligante (cimento Portland).....	74
<b>Tabela 11:</b> Resultado da resistência à compressão uniaxial (UCS) para o traço com adição de 1% de material ligante (cimento Portland).....	75

## **LISTA DE NOTAÇÕES, SÍMBOLOS E ABREVIATURAS**

CP - Corpo de prova

D - Diâmetro do corpo de prova cilíndrico

DRX - Difração por raios X

FRX - Fluorescência de raios X

H - altura do corpo de prova cilíndrico

PIB - Produto interno bruto

UCS - uniaxial compressive strength - resistência à compressão uniaxial

## 1 – INTRODUÇÃO

A estabilização adequada das escavações subterrâneas é um desafio crucial na indústria de mineração. A segurança dos trabalhadores, a proteção das galerias escavadas e das estruturas circundantes dependem diretamente da eficiência dos métodos utilizados para preencher essas escavações. Nesse contexto, a técnica do enchimento, notadamente a de *paste-fill* tem ganhado destaque como uma solução economicamente viável para o preenchimento de vazios subterrâneos.

O *paste-fill* é um material composto, geralmente constituído por resíduos da indústria de mineração, como polpas de rejeitos ou finos de minério, misturados com uma quantidade controlada de água para criar uma pasta espessa e homogênea, como também a adição de uma controlada porcentagem de ligante (na maioria, Cimento Portland). Essa pasta possui características reológicas especiais que permitem seu transporte eficiente e fácil preenchimento em espaços subterrâneos. Ademais, pode ser disposta por gravidade. O enchimento, conforme Silva (2023) pode ser aplicado tanto concomitante à extração de minério, quanto na fase de fechamento da mina.

A técnica do *paste-fill* é uma alternativa eficaz e segura para o preenchimento de escavações subterrâneas. A reprodução da pasta cimentícia em laboratório nos trás parâmetros importantes para sua aplicação industrial. Além disso, os estudos e os métodos de aplicação visam identificar as melhores práticas para a implementação da técnica do *paste-fill* em diferentes contextos geológicos e de engenharia geotécnica.

O *paste-fill* é uma técnica usada na mineração subterrânea e na construção de túneis. Envolve o uso de uma mistura de resíduos de mineração ou rejeitos de processamento, água e cimento para criar uma pasta densa que é bombeada para preencher espaços vazios, suportar o teto e as paredes das escavações e melhorar a estabilidade da estrutura subterrânea.

Essa técnica é frequentemente utilizada para preencher cavidades resultantes da extração de minerais, como ouro, prata, cobre e outros. O *paste-fill* pode melhorar a segurança, evitar subsidência e minimizar a exposição de rochas e resíduos tóxicos. Além disso, também é uma maneira de gerenciar resíduos de mineração de forma mais eficiente e ambientalmente sustentável.

O *paste-fill* é uma técnica especializada que requer a formulação adequada da mistura e a logística para bombear a pasta para a área de aplicação subterrânea. É uma prática comum em operações de mineração e construção subterrânea para melhorar a eficiência e a segurança do trabalho subterrâneo.

A pesquisa aborda também aspectos econômicos e de sustentabilidade do uso do *paste-fill*, considerando seu potencial para a utilização de resíduos da mineração, redução de custos operacionais e minimização dos impactos ambientais relacionados ao descarte de rejeitos. Serão analisadas as experiências e estudos de caso existentes, tanto em âmbito nacional quanto internacional, a fim de fornecer uma base sólida para as conclusões e recomendações deste trabalho.

## 2 – OBJETIVOS

### 2.1 – OBJETIVO GERAL

O objetivo geral deste trabalho é avaliar o comportamento da resistência à compressão uniaxial de enchimento de mina do tipo *pastefill* frente à variação de percentagem de cimento Portland.

### 2.2 – OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Pretende atingir resultados que contribuam para um melhor entendimento do potencial e das limitações do *pastefill* como técnica de preenchimento de escavações subterrâneas. Além disso, fornecer diretrizes e recomendações para a utilização eficaz e segura dessa técnica, contribuindo para a melhoria dos padrões de segurança e sustentabilidade na indústria da mineração. Com este trabalho, mostra-se visão abrangente e atualizada do estado da arte do *pastefill*, bem como suas perspectivas futuras considerada essencial para profissionais e pesquisadores envolvidos no projeto e operação de escavações subterrâneas, proporcionando informações valiosas para a tomada de decisões fundamentadas e a implementação bem-sucedida do *pastefill* como uma alternativa viável aos métodos tradicionais de preenchimento nas minas optantes por este método de lavra. Constituem-se objetivos específicos:

- caracterizar o “cake” (rejeito filtrado) proveniente do beneficiamento por lixiviação de ouro na Mina Turmalina em Conceição do Pará;
- replicar em laboratório o enchimento de mina tipo *pastefill*;
- avaliar os parâmetros da relação *cake*/cimento, por meio do mini abatimento (*mini slump-test*) dos diferentes traços estudados;
- suputar a resistência estrutural da viga de aterro criada após o processo de cura da pasta após 28 dias.



### 3 – JUSTIFICATIVA

O setor mineral abrange as etapas de geologia, mineração e transformação mineral e possui extrema relevância na economia do Brasil, representando cerca de 5% de todo o PIB (IBRAM 2021). Apesar de ser a base para diversas cadeias produtivas, durante todo o processo de mineração, quantidades significativas de materiais são extraídas e movimentadas gerando resíduos que, se estocados em superfície, apresentam condições controversas em aspectos ambientais e sociais.

Com a regulamentação em 2012 do Plano Nacional de Resíduos Sólidos, muito se discute sobre as atividades minerárias propiciarem um aumento significativo na geração de resíduos. A quantidade desses resíduos gerados nos processos depende basicamente do método designado para a extração do minério, da concentração mineral de interesse hospedada na rocha matriz e da localização geológica da jazida junto à superfície terrestre, subterrânea ou não.

Nesse contexto, existem dois tipos de resíduos sólidos oriundos das atividades de mineração, sendo eles: os estéreis e os rejeitos. Os estéreis são gerados durante o processo de lavra (ou extração) e consistem em rochas nas quais não há nenhum valor ou interesse econômico, ficando a maioria dispostos em pilhas à superfície. Já os rejeitos são resultantes do beneficiamento aplicado a substâncias minerais de interesse, e geralmente são estocados em barragens construídas em grandes vales ou usados como enchimento em escavações subterrâneas, entre outras formas (Craig, 1995).

É evidente a real necessidade de processos minerários sustentáveis, lucrativos e seguros, e, embora, a técnica de enchimento em minas subterrâneas apresente um histórico de segurança sólido, a implementação de um processo hidráulico de enchimento não é isenta de riscos e exige estudo técnico, aliado à segurança dos funcionários que trabalham dependendo diretamente da resistência estrutural do aterro/enchimento executado.

A mineração por corte e enchimento (*cut and fill mining*) geralmente é o método mais aplicado na extração de corpos mineralizados subterrâneos, sendo genuinamente um método de pequena escala (Lu et al., 2021; Zhang et al., 2021), assim, preferível em minas que requerem uma seletividade maior na extração do mineral de interesse. Contextualizando, o método de lavra subterrânea é realizado ao longo de câmaras horizontais ao longo do corpo do minério, sendo mais indicado no processo de lavra em corpos de maior inclinação, onde o nível mais baixo geralmente é lavrado primeiro.

A área escavada pode ser preenchida com uma pasta hidráulica (*paste fill*), e então a seção acima é lavrada usando como plataforma o nível logo abaixo preenchido, ou seja, quando um nível é minerado, um novo subnível na rampa é feito, dando acesso à nova frente de lavra. Ademais, uma das vantagens do *cut and fill mining* é a possibilidade de utilizar o rejeito e estéril como material para o enchimento. Por ser seletivo, esse método de lavra subterrânea tende a gerar menor volume de estéril com

granulometria baixa (rejeito) da usina de beneficiamento, além do que a lavra pode ser avançada de modo a não avançar na rocha estéril, de forma a alcançar o corpo mineralizado e conseqüentemente minimizar a diluição causada pelo estéril.

Nesse sentido, à medida que o minério é lavrado a tensão tende a aumentar no entorno da área minerada, conseqüentemente, gera-se a necessidade de uma análise criteriosa dos materiais que envolvem o dimensionamento geotécnico estrutural, estudo este de extrema importância para o período de vida útil do empreendimento e a segurança local. Nesta seara, a avaliação das tensões normais, fletoras e cisalhantes nas minas subterrâneas que utilizam o *paste-fill* como mecanismo estrutural, torna-se de extrema necessidade quando o enchimento é usado para o preenchimento de vazios de maneira a se evitar o colapso das estruturas.

Apesar do enchimento da *paste-fill* não ter o papel de propiciar a mesma tensão existente antes da intervenção antrópica e sim de retardar/atrasar o processo natural de adensamento. Quando alocado no menor intervalo de tempo possível após a abertura dos vazios, o preenchimento hidráulico aumenta a sua atuação como mecanismo de suporte em face de que acarreta um melhor aproveitamento do efeito de convergência das paredes aplicadas (limites), de forma a comprimir o material.

Segundo Costa e Silva (2012), ao utilizar o enchimento, são criadas aos blocos condições adicionais de atrito e de sustentação, de certa forma o que poderia inviabilizar o uso de pilares em contenções subterrâneas, quando levados em consideração a recuperação e o custo. Segundo este autor, essas contenções que fazem uso de pilares, utilizados em mineração subterrânea de ouro e cobre, por exemplo, apresentam nos vazios abertos a transferência ou distribuição de qualquer que seja as forças, dessa forma as componentes dos estados de tensão ( $\sigma_x$  ;  $\sigma_y$  ;  $\sigma_z$ ) presentes nos tetos dos vazios são transferidas aos extremos das cavidades (limites) originando picos de concentração de tensões importantes.

Ao se utilizar a técnica de corte e enchimento tem-se uma certa mobilização estrutural e redistribuição “homogênea” dos estados de tensões, refletindo de forma direta na percepção da diminuição dos picos de tensões pontuais existentes na técnica de contenção por pilares, melhorando assim a segurança das minas subterrâneas (Cavalcante, 2013).

Os principais fatores que determinam a adoção do enchimento de mina do tipo *paste-fill* como uma atividade mineira em particular são: o método de lavra, a disponibilidade e adequação dos materiais componentes, a distribuição da pasta nos locais desejados e a resistência suficiente para permitir o aproveitamento de pilares de minério com diluição reduzida (LANGILE, 2015).

Todas essas considerações impactam o custo final da pasta. Portanto, as melhorias nas características das pastas não são apresentadas isoladamente. Busca-se a solução custo-efetivo dentre as limitações e possibilidades das tecnologias disponíveis da mina em questão e suas peculiaridades, já

que o propósito do enchimento não é transmitir as tensões da rocha, mas reduzir seu relaxamento para que a sua capacidade de suportar tensões seja mantida e para que as estas não sejam transmitidas para as bordas dos pilares, causando menos danos às condições de subsolo e melhorando a segurança das operações.

Em vista dos argumentos, cria-se uma importância significativa relacionada ao entendimento do comportamento da resistência da pasta hidráulica usada no preenchimento dos vazios oriundos da mineração subterrânea. O intuito é que se obtenha o melhor resultado de performance a custo admissível, resultando no aumento de produção de mina e, principalmente, na longevidade da atividade e recuperação de pilares.

### **3.1 – HISTÓRICO**

Conforme citado por Li (2019), uma vez que dispostos em superfície, os resíduos podem desencadear impactos ambientais por meio de processos de degradação de ecossistemas e sistemas aquíferos, visto que o método de deposição em superfície pode acarretar aumento de concentração de sedimentos, contaminação por drenagem ácida e deposição de metais pesados.

A auditora independente *Proce Waterhouse Coopers* em 2017 apontou uma previsão de que a economia mundial duplicará de tamanho até 2042, baseando na maior integração econômica entre as nações, aumento progressivo da urbanização e a inserção de novos consumidores oriundos dos países emergentes.

Nessa seara, a demanda por minérios criará novos desafios de produção e redução de custo sobre o setor da mineração. Os minérios de alto teor próximos à superfície irão ficar cada vez mais escassos, sua extração se tornará limitada e mais onerosa pelas dificuldades crescentes relacionadas aos possíveis impedimentos ambientais.

Ademais, o aumento da demanda implicará que as minas subterrâneas existentes e operantes nos dias de hoje serão lavradas a maiores profundidades. Esse aprofundamento das minas exige a transposição de novos e expressivos desafios no intuito de se manter os níveis adequados de custo, trabalhabilidade operacional e segurança geotécnica.

Nesse contexto, as empresas mineradoras carecem de planejamento a médio e longo prazo, concomitantes ao seu plano diretor e novas alternativas que assegurem a disposição adequada e/ou reutilização de seus rejeitos tornando-as economicamente viáveis.

Silva (2018) exemplifica que, se comparado, o método de corte e enchimento propicia um aumento de até 15% do teor médio recuperado e redução de até 40% da diluição, reduzindo significativamente os custos de remoção, transporte e processamento de minérios, considerando as quantidades do concentrado final. Além disso, ao utilizar pastas para preenchimento de vazios

subterrâneos (galerias), alguns possíveis pilares verticais e horizontais podem ser recuperados, assim como zonas de difícil acesso, permitindo maior recuperação das jazidas.

Cavalcante & Palkovitz (2013) relatam os seguintes aspectos positivos a exemplo do caso da Mineração Caraíba:

- implementação do sistema de aterramento com pasta culminou no sucesso da expansão da mina subterrânea;
- a lavra dos pilares entre os painéis, pilares de soleira e pilares intermediários (entre realces) essencialmente duplicou a reserva e diminuiu a diluição do minério;
- a melhoria na estabilidade das escavações assegurou grau mais elevado de segurança, em escavações de desenvolvimento e nos trabalhos de extração;
- a utilização de pasta resultou na redução de água e estéril dispostos em superfície;
- quase toda a água a partir da planta é recuperada com a filtragem de sólidos;
- o período de retorno do investimento no sistema de preenchimento com pasta foi pouco mais de dois anos.

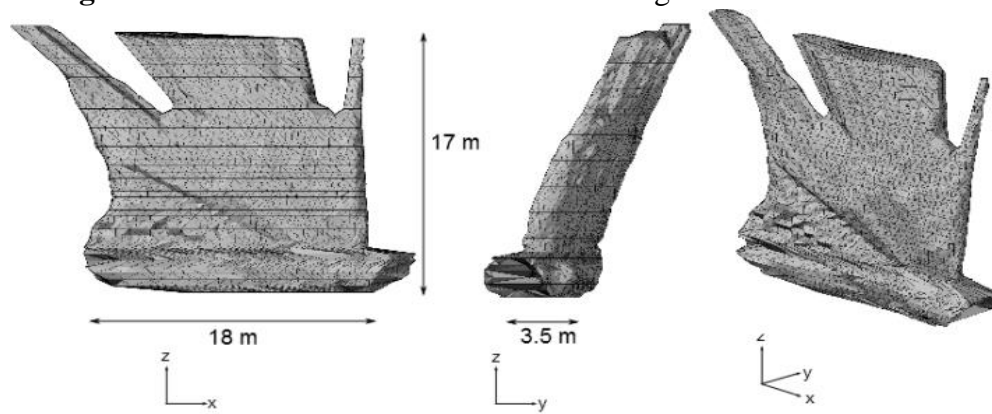
Dessa forma, aplicando a técnica de corte e enchimento com *pastefill*, é possível reduzir os volumes de estéreis e dos rejeitos do beneficiamento que seriam dispostos em superfície, têm-se uma diminuição dos custos operacionais, manutenção e conservação das barragens de rejeitos, e também reduz a possibilidade do surgimento de impactos negativos provenientes da poluição do meio ambiente.

Remover frações ultrafinas de rejeitos aumenta as taxas de desaguamento e diminui a quantidade necessária de aglomerante na pasta de enchimento, ensina Landriault (2013). O autor estuda o uso de ciclones deslamadores em minas de zinco e ouro e concluíram que aumentam a viabilidade do enchimento, dependendo da massa lavrada, das características dos rejeitos, dos requisitos de resistência do enchimento e dos custos de materiais.

Além disso, conforme Hasan et al. (2013), a indústria da mineração tem expectativas de reduzir o conteúdo em cimento e do enchimento contínuo, reduzindo o tempo de ciclo.

Estudos foram conduzidos na Mina Raleigh (ouro, Austrália), acompanhados de instrumentação em dois realces similares, um com barricada e outro sem o dispositivo. Os realces estavam situados no mesmo subnível, separados por um outro realce. Suas dimensões médias eram 17 m de altura, 18 m de comprimento, 3,5 m de largura, inclinados de cerca de 65-70° em relação à horizontal, conforme Figura 1.

**Figura 1:** Realce instrumentado na Mina Raleigh em estudos com barricadas.



**Fonte:** Hasan, 2013.

A instrumentação consistiu de células de pressão e piezômetros e sistema de registro. A Figura 2 mostra barricada com drenagem (Hasan et al., 2013).

**Figura 2:** Barricada com drenagem em teste na Mina Raleigh na Austrália.



**Fonte:** Hasan, 2013.

O experimento manteve o fluxo com uma taxa de enchimento de 100-110 m<sup>3</sup>/h, proporcionando uma taxa de elevação de 1,7 m/h. Pisos e paredes estavam em condição seca antes do enchimento. O fluxo de água foi monitorado e rejeito da planta de tratamento de ouro foi usado, com 14% de umidade e deslamado. Após 3 dias, o conteúdo de água drenada era cerca de 500 litros. A pressão horizontal e a poropressão dentro do realce com drenagem foram inferiores à situação sem drenagem. Autores propuseram, a partir do resultado, redução do conteúdo em cimento de 4 a 5% (Hasan, 2013).

## 4 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

### 4.1 – REJEITOS DE MINERAÇÃO

De acordo com o Instituto de Pesquisa Econômica Aplicada – IPEA (2012), somente no Brasil, durante os anos de 1996-2005, houve um salto de 202 milhões para 290 milhões de toneladas de rejeitos gerados pela atividade de mineração, ou seja, um aumento equivalente a 1,4 vezes, em que os principais bens minerais lavrados são: o ferro (correspondendo a 35,08% do total de rejeitos gerados pela atividade), o ouro (com 13,82%), titânio (com 12,55%) e por fim o fosfato (com 11,33%).

A Tabela 1 apresenta uma perspectiva também realizada pelo IPEA (2012) abrangendo a quantidade projetada de rejeitos de mineração gerados pelas quatorze substâncias selecionadas até o ano de 2030. O relatório estima que em 2030 cerca de 684 milhões de toneladas de rejeito serão geradas. Para a estimativa desses dados, utilizou-se como principal fonte de informação os relatórios gerados pelo Projeto de Assistência Técnica ao Setor de Energia (Projeto Estal), do Ministério do Meio Ambiente, cujos relatórios serviram de subsídio para a elaboração do Plano Nacional de Mineração de 2030.

**Tabela 1:** Quantidade projetada de rejeitos de mineração gerados pelas quatorze substâncias selecionadas.

Substância	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030
Ferro	244.479	246.699	248.918	251.877	254.466	257.055	260.014	262.973	265.562
Fosfato	56.009	56.009	58.890	58.890	58.890	58.890	71.626	71.626	71.626
Ouro	55.298	57.043	58.843	60.703	62.623	64.605	66.653	68.768	70.951
Titânio	56.593	56.365	56.593	56.593	56.593	68.512	68.512	68.512	79.311
Cobre	40.091	40.091	40.091	40.091	40.091	40.091	40.091	40.091	40.091
Níquel	32.400	32.400	32.400	32.400	29.850	28.350	28.350	28.350	28.350
Alumínio	24.844	26.310	27.862	29.506	21.247	33.090	35.043	37.110	39.478
Zircônio	24.903	25.684	26.465	27.245	28.026	28.807	29.587	30.368	31.149
Estanho	17.347	17.508	17.671	17.835	18.002	18.170	18.340	18.512	18.685
Calcário	16.785	17.195	17.614	18.044	18.485	18.936	19.398	19.871	20.356
Nióbio	5.814	6.021	6.241	6.472	6.715	6.970	7.236	7.515	7.806
Caulim	4.557	4.557	4.557	5.110	5.110	5.110	5.110	5.110	5.110
Zinco	2.016	2.439	2.439	2.439	2.439	2.964	2.964	2.964	3.432
Manganês	1.811	1.886	1.963	2.043	2.127	2.213	2.304	2.399	2.429

Fonte: IPEA, 2012 - Adaptado.

Sendo assim, a geração de rejeitos nas atividades de mineração e o método pelo qual são dispostos possuem grande relevância no âmbito socioambiental e devem ser tratados com alto grau de importância, uma vez que podem apresentar riscos inerentes caso não sejam planejados, operados e/ou mantidos adequadamente. O Plano Nacional de Mineração 2030 explicita:

*o setor mineral deve estabelecer uma clara diretriz quanto à reciclagem de metais e de outros minérios, considerando-se a entrada em vigor da Lei n° 12.305 de 2 de agosto de 2010, que institui a Política Nacional de Resíduos Sólidos. Essa Lei responsabiliza todos os elos das cadeias produtivas de grandes, médias e pequenas empresas sobre o processo de coleta, destino, reciclagem e restituição dos descartes sólidos, incluídos aí os eletroeletrônicos. A Lei, quando regulamentada, intensificará a logística reversa, também chamada de logística “verde”, e ampliará as atividades de reciclagem no País (BRASIL, PLANO NACIONAL DE MINERAÇÃO 2030, 2010, p.62).*

Existe pressão crescente na mineração para que rejeitos de beneficiamento sejam usados para preenchimentos de minas visando a restauração das áreas mineradas. Utilizar rejeitos em realces (galerias) subterrâneos lavrados, de forma a reciclá-los e garantir a sustentação estrutural, torna-se uma medida mitigadora de riscos socioambientais, permitindo a viabilização estrutural e econômica de minas subterrâneas.

Várias minas têm utilizado a colocação de enchimento nos vazios para solução de problemas ambientais e de sustentação em suas cavidades. A exemplo estão as minas de ouro no Brasil em que a intensificação da produção industrial e o alto valor do produto levaram algumas a criação de barragens de rejeito, como a Jacobina na Bahia. Esses rejeitos, se não depositados de forma correta e controlada, podem desencadear drenagem ácida afetando drasticamente o ecossistema e também desastres naturais. Além disso, ao utilizar os rejeitos para preenchimento das cavidades, tem-se a solução para problemas relacionados a estabilidade de áreas urbanas que avançaram sobre regiões de minas de ouro abandonadas contribuindo para subsidência dessas áreas.

## **4.2 – MINERAÇÃO SUBTERRÂNEA**

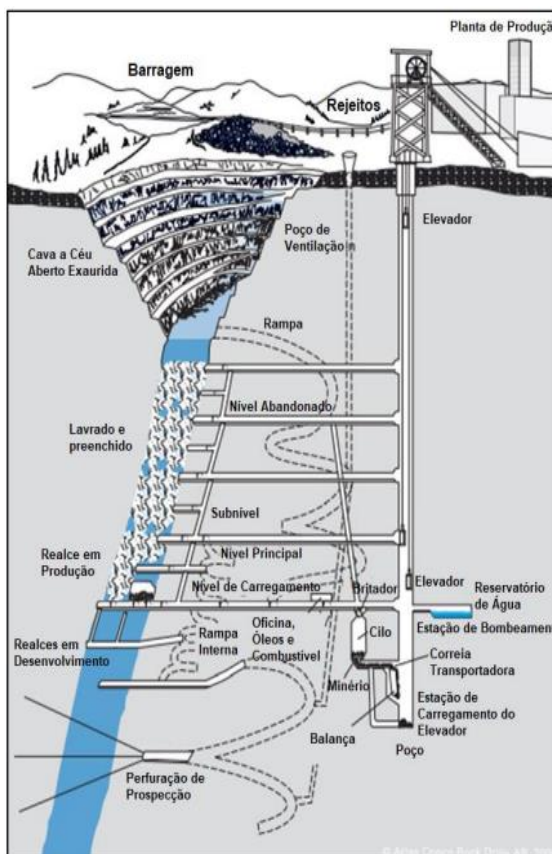
A mineração subterrânea é um método de extração mineral que envolve a remoção de recursos minerais do subsolo. Ao contrário da mineração a céu aberto, que é realizada na superfície, a mineração subterrânea é feita em profundidades consideráveis, geralmente em minas que são acessadas por poços ou rampas, seguidos de galerias. Existem várias razões pelas quais a mineração subterrânea é utilizada. Em primeiro lugar, ela é usada quando os depósitos minerais estão localizados em profundidades que tornam a mineração a céu aberto impraticável ou economicamente inviável.

Segundo Bialek (2020), a lavra subterrânea envolve uma série de etapas e técnicas específicas. Primeiro, é necessário atingir o depósito mineral por meio da criação de um acesso. Em seguida, são criadas redes de galerias para permitir a movimentação dos trabalhadores e a remoção dos minerais. Equipamentos especializados, como perfuratrizes, carregadeiras e caminhões de transporte, são usados para realizar as operações de desmonte, carregamento e transporte do minério.

A segurança é uma consideração importante na mineração subterrânea devido às condições adversas encontradas abaixo da superfície. Riscos como desabamentos, gases tóxicos, incêndios e explosões devem ser gerenciados adequadamente. Medidas de segurança, como o suporte adequado das galerias, sistemas de ventilação e monitoramento constante, são implementadas para proteger os trabalhadores e garantir a segurança da mina (Lu, 2021).

Uma vez que o minério é extraído, é transportado para a superfície, onde é processado para separar o material desejado dos resíduos que pode ser refinado e utilizado para diversos fins, como a produção de metais, combustíveis ou materiais de construção. Este tipo de lavra apresenta desafios únicos em comparação com a mineração a céu aberto, mas também oferece vantagens. Ela permite a extração de minerais em locais inacessíveis ou sensíveis, preserva a paisagem e pode ser uma opção viável em áreas com alta densidade populacional. No entanto, a mineração subterrânea também é mais cara e requer investimentos significativos em infraestrutura e tecnologia. A Figura 3 ilustra as diversas situações estruturais existentes em uma mina subterrânea.

**Figura 3:** Croqui esquemático de mina subterrânea e suas principais escavações e estruturas.

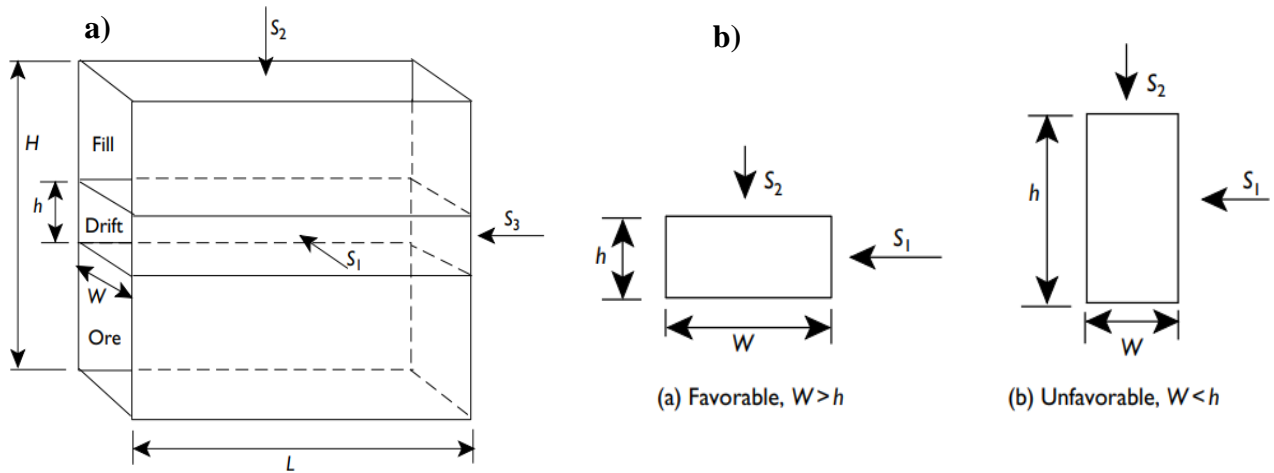


**Fonte:** ATLAS COPCO, 2007. Adaptado.



De acordo com Pariseau (2007), considerando a evolução de uma escavação subterrânea, entre o preenchimento (*fill*) e o minério (*ore*) - Figura 4 (a) - cria-se uma galeria, escavação quase horizontal a uma distância  $L$ . Após a extração total do minério economicamente viável, essa galeria é preenchida antes de se iniciar um novo.

**Figura 4:** a) Distribuição favorável de tensões em escavações subterrâneas.  
b) Distribuição desfavorável de tensões em escavações subterrâneas.



**Fonte:** Pariseau, 2007.

Considerado a largura do corpo mineralizado sendo  $W$ , a altura da galeria é  $h$ , e o avanço vertical é contínuo ao longo de uma altura  $H$ . Dessa forma, as mensurações das tensões  $S_1$ ,  $S_2$  e  $S_3$  demonstram que:  $S_1$  é a maior delas e determina a compressão no veio de minério;  $S_3$  é paralela ao ataque/avanço do filão; e  $S_2$  é vertical, como mostrado na Figura 5 (Pariseau, 2007).

Dessa forma, entende-se que para  $W < h$ , tem-se uma situação desfavorável de acordo com a regra geral de escavações tridimensionais na redistribuição das tensões, quando se considera a evolução da geometria à medida que a escavação progride e há a influência do preenchimento. A primeira escavação, semelhante a um túnel de largura  $W$  e altura  $h$ , evoluirá favorável à segurança quando  $h < W$ . Por exemplo, se  $W = 15 \text{ m}$  e  $h = 10 \text{ m}$ , a segurança é favorecida, mas se  $W = 5 \text{ m}$  e  $h = 10 \text{ m}$ , a seção tem uma desvantagem em relação à concentração de tensões e segurança, conforme esboçado na Figura 4 (b).

Segundo Pariseau (2007), o preenchimento da mina geralmente denota submissão quando comparado ao maciço rochoso e tem pouco efeito sobre a deformação e concentração de tensões que são induzidas pela escavação. Por esta razão, o preenchimento pode ser negligenciado. No entanto, isso não quer dizer que o preenchimento não seja importante. O preenchimento evita que a rocha se desagregue do teto e/ou laterais e que blocos desprendam em realces vazios e, portanto, é essencial para a segurança e estabilidade no esquema geral de mineração. À medida que o número de galeria ( $n$ ) aumenta, também aumenta a profundidade da escavação. Quando  $(n)(h) > W$ , a exposição máxima ocorre sob  $S_1$ , o que é definitivamente desfavorável à segurança e estabilidade.

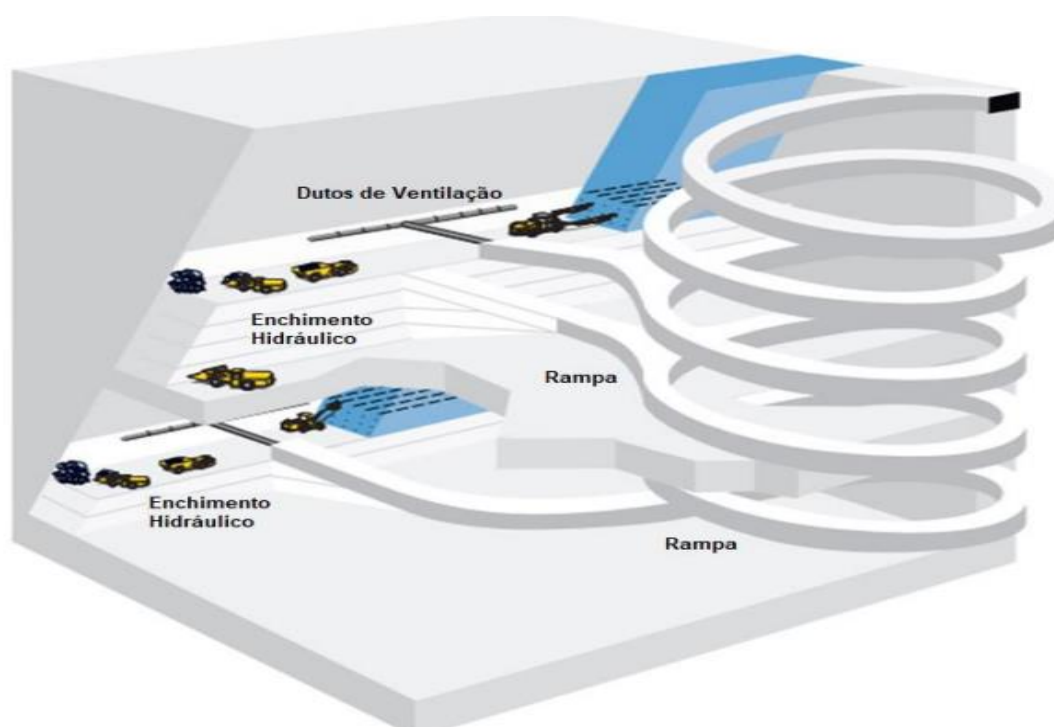
### 4.3 – MINERAÇÃO POR CORTE E ENCHIMENTO – REALCES NÃO SUPORTADOS

Enchimento de mina refere-se ao uso de qualquer material para preencher escavações/cortes de mineração, seja para dispor estéreis e rejeitos, ou para realizar alguma função de engenharia. Usam-se como principais componentes de enchimento de mina: rocha estéril, rejeitos de processamento, agregados britados ou moídos (GRICE, 1998).

No passado, o desenvolvimento de métodos de lavra subterrânea mais eficientes dependia da disponibilidade de tipos adequados de enchimento e outros sistemas de suporte. Por exemplo, o uso de enchimentos consolidados mais competentes acarretou melhorias de lavras de corte e enchimento, resultando em realces maiores e na recuperação de pilares de maneira mais segura e econômica, reduzindo os tempos de ciclo das operações (ANNOR, 1999).

Conforme Hustrulid & Bullock (2001), o *cut and fill* é um método aplicado a corpos mineralizados de alto teor de mergulho em rochas competentes. É preferível para minérios de formato irregular com mineralização dispersa. A lavra em corte e enchimento extrai minério em fatias horizontais começando pela parte de baixo avançando para cima. O minério é perfurado, desmontado, carregado e transportado para fora do realce. Quando o realce é exaurido, este é preenchido com rejeitos ou material estéril. O enchimento pode servir de plataforma de trabalho para equipamentos ou teto quando a próxima fatia for lavrada. A Figura 5 apresenta um croqui esquemático em vista panorâmica de como a operação acontece nos realces abertos e que posteriormente serão preenchidos com a pasta hidráulica *paste fill*.

**Figura 5:** Lavra em corte e enchimento (cut and fill) – Realces não suportados.



Fonte: ATLAS COPCO, 2007

Segundo Masniyom (2009), o uso do enchimento de mina nas operações mineiras está relacionado com pelo menos umas das razões:

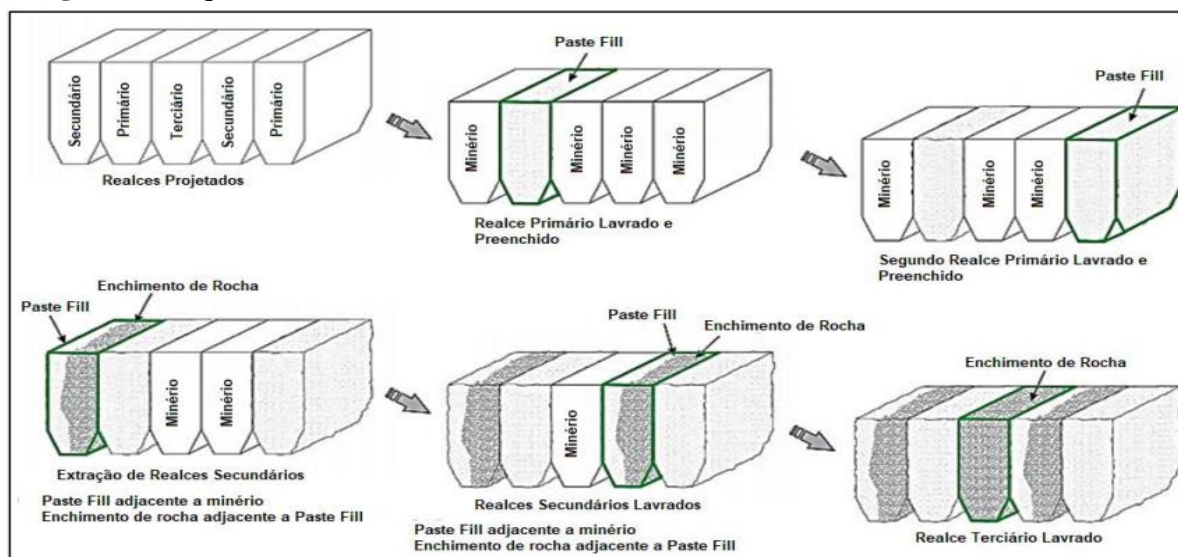
- recuperação de pilares;
- plataforma de trabalho;
- estabilidade do maciço rochoso;
- disposição de estéreis e rejeitos;
- lavar acima, ao lado ou abaixo do enchimento.

Annor (1999) resume em 4 as funções do enchimento de mina em um ciclo de mineração, a da forma seguinte.

- Na recuperação de pilares, o enchimento deve agir como pilar autosuportado com uma altura significativa.
- No papel de fornecer suporte regional no controle de convergência, o enchimento deve ser rígido o suficiente para suportar o movimento das rochas adjacentes no vazio lavrado. O contato com o teto deve ser firme para a estabilização geral da mina. O enchimento nessa situação deve ter baixa porosidade e ser rígido.
- Em operações convencionais de corte e enchimento, o enchimento deve servir como plataforma de trabalho e contribuir para o controle da diluição do minério lavrado.
- O enchimento é utilizado para fornecer um suporte de teto competente e estável, como em métodos de corte e enchimento descendentes. A firmeza do enchimento é requisito essencial e necessita de uma baixa razão de vazios.

Por consequência, as principais funções do enchimento de mina são: garantir a estabilidade regional no longo prazo, limitar exposição das escavações, e dispor estéreis e rejeitos (Potvin 2005). A Figura 6 abrange uma lavra subterrânea otimizada utilizando o *cut and fill*.

**Figura 6:** Sequenciamento de lavra subterrânea otimizada com enchimento de mina.



Fonte: ATLAS COPCO,

Segundo a Hecla Mining Company e a Spokane Mining Research Division, esse tipo de enchimento requer grandes quantidades de cimento Portland (até 8%), portanto, os benefícios econômicos devem ser estudados com cautela. O material sólido presente na mistura tem um conteúdo de água muito baixo, o que pode fazer com que a mistura consolide no sistema de tubulações se não transportado de maneira ágil. Para tanto, testes de *Slump* devem ser realizados rotundamente. Alguns materiais adicionais, como cinza volante (pó mineral fino), são utilizados junto à composição do enchimento hidráulico para prevenir a consolidação precoce por meio de propriedades tixotrópicas que também reduzem a fricção com as paredes da tubulação. Uma outra forma de evitar a consolidação precoce é a mistura de cimento à polpa no momento da entrega (MASNIYOM, 2009).

Ferreira (2018) defende que o *backfill* em alguns casos não necessita de cimentação, mas se usa o cimento Portland por segurança, para se evitar o efeito de liquefação, que pode ser disparado por algum evento sísmico mesmo de menor intensidade, além do que se preocupa muito mais com a resistência final do *fill* (28 até 90 dias ou mais). Ferreira aponta que o uso de rejeito sulfetado, em presença de água e oxigênio, geram-se ácidos, os quais atacam o cimento, deteriorando a qualidade do concreto ou do *backfill*, reduzindo suas resistências mecânicas. Sendo assim, no caso da mineração subterrânea, podem ser usados cimentos resistentes a sulfatos, pelo uso de pozolanas, escórias, que não são atacáveis pelos ácidos, são em geral mais baratas do que o cimento, e permitem resistências finais altas, sendo possível que estes materiais possam substituir parcialmente o cimento.

Silva & Curi (2012) mostram análise da resistência à compressão da Mina Fetr (Irã), com proporções de cimentos pozolânico, Portland e misturas com adição de escória de liga de cromo.

Com base nas operações minerárias, o maior tempo necessário para se atingir as resistências finais não são um obstáculo operacional e o menor calor de hidratação é uma vantagem. O *fill* normalmente é saturado de água e, mesmo após a cura do cimento, há uma sobra de água importante, o que evita/reduz muito a formação de ácido. Ainda assim, quando necessário, pode-se aumentar um pouco a resistência prevista para o *fill* e, ainda com alguma perda pelo ataque de ácidos, a resistência residual poderá ser suficiente para os objetivos da mineração (Nieble 2018).

#### **4.4 – ENCHIMENTO TIPO PASTA**

A prática de enchimento de espaços vazios em mineração é tão antiga quanto a própria mineração. Em séculos passados, o enchimento pode ter ocorrido naturalmente pelo abatimento das litologias superiores ou como parte do processo de lavra para dispor convenientemente a rocha estéril. No começo dos anos 1900, utilizavam-se enchimentos secos para minimizar a subsidência e proteger a infraestrutura da mina em subsolo e superfície. O enchimento era colocado em realces exauridos, limitando extensões dos colapsos, o que permitia minerar nas periferias dos desmoronamentos. As

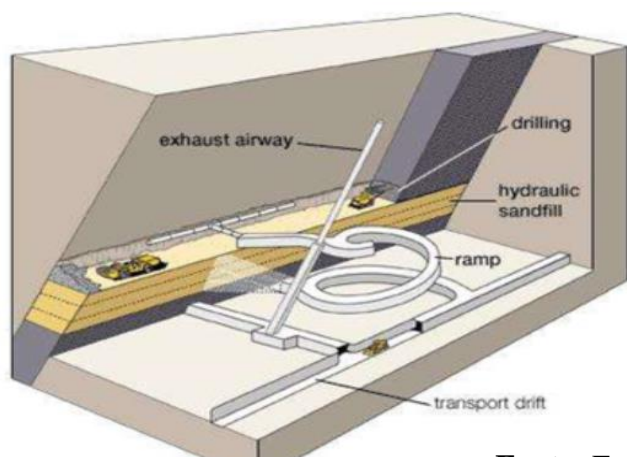
dificuldades maiores eram relacionadas com o transporte e a disposição de materiais secos. Em busca de solucionar esses problemas, começou-se a adicionar água à rocha britada e o enchimento era entregue pelo topo dos realces exauridos. O uso de rejeitos pastosos também solucionou as dificuldades associadas ao transporte e à entrega de enchimento seco até as galerias/realces. Contudo, tal prática dependia do volume de água disponível na mina. Diante disso, o avanço e sucesso do enchimento em pasta devia-se ao fato de aliviar os problemas de transporte e entrega do enchimento seco.

Sua próxima evolução foi cerca de 50 anos depois com a utilização de aglomerantes, na maioria dos casos, cimento Portland, permitindo avançar a lavra contra paredes de enchimento. Na mesma época, os enchimentos de rocha também passaram a utilizar cimento em sua composição. Nos anos 1970, com a mecanização e as altas taxas de produção dos países industrializados, cresceu a necessidade de métodos de lavras de grandes volumes e conseqüentemente grandes realces.

O enchimento de mina tipo pasta requer pelo menos quatro demandas de resistência a serem atingidas. A de menor requisito é a resistência mínima para prevenir o risco de liquefação do *pastefill* devido a vibrações originadas em desmonte de rocha ou sísmica induzida de mina. A segunda demanda de resistência refere-se à necessidade de o enchimento ser auto-portante, ou seja, resistir ao próprio peso quando realces secundários são extraídos e expõem grandes paredes de *pastefill*. A demanda mais comum e terceira aqui mostrada é o suporte oferecido pelo enchimento a pilares de minério que representam o teto de realces já minerados. Tal demanda é calculada considerando as resistências do cisalhamento entre o *pastefill* e o pilar de minério. A quarta e maior demanda de resistência se dá quando se desenvolvem acessos no enchimento. Nesses casos, o *pastefill* será exposto no teto de um realce (ERIKSSON, 2018).

A distribuição da pasta por tubulações sem a necessidade de frota adicional não afeta ou interrompe a operação da mina, sendo essa uma grande vantagem sobre o enchimento de rocha (*rockfill*). Há redução significativa na quantidade de água e de sólidos enviados às barragens de rejeito com o uso dessa tecnologia (Cavalcante & Palkovitz, 2013). A Figura 7 mostra os aterros com pasta cimentícia na mineração subterrânea.

**Figura 7:** Aterro com pasta cimentícia na mineração subterrânea.



**Legenda:**

- Exhaust:** subida de exaustão (ventilação);
- Drilling:** perfuração;
- Hydraulic sand fill:** enchimento hidráulico;
- Ramp:** rampa;
- Transport:** cabeceira (galeria) de transporte.

**Fonte:** Enciclopédia Britannica,

Maia (2019) citou as seguintes vantagens no uso do enchimento hidráulico:

- utilização de rejeitos de processamento, reduzindo a disposição destes materiais em superfície;
- pouco ou nenhum excesso de água a ser drenada dos realces;
- menos cimento que enchimento em pasta para atingir os mesmos valores de resistência.

Já as desvantagens, segundo o autor, são as seguintes:

- necessidade de bombas para deslocamento lateral se há amplas distâncias horizontais a serem percorridas, o que acarreta grandes pressões no sistema de tubulações;
- necessidade de instalações de espessamento da polpa para atingir as concentrações necessárias para fluidez do enchimento;
- maior tecnologia e supervisão necessária para controle de qualidade;
- estudos de liquefação podem ser necessários para garantir segurança;
- tecnologia relativamente nova e não totalmente compreendida.

Diante disso, diversos estudos foram realizados resultando no desenvolvimento de pastas de enchimento estáveis, com custo e quantidades de cimento baixas, dada a necessidade de expor os enchimentos cada vez maior (POTVIN 2005; THOMAS 2005; FOURIE, 2005).

#### **4.4.1 – ENCHIMENTO TIPO *PASTEFILL***

A tecnologia de enchimento de mina do tipo pasta ou *pastefill*, como conhecida na engenharia, é atualmente a mais aceita na indústria da mineração, podendo-se citar as Minas Caraíba (cobre), Vazante (zinco) e Pilar, da Jaguar (ouro) adotantes da técnica, somente no Brasil. Dentre suas características que justificam tamanha aceitação estão o seu baixo custo de produção, a utilização de rejeitos de processamento em sua composição, a possibilidade de otimizar estratégias de lavra, menores riscos ao meio ambiente e maior segurança quando comparada às tecnologias mais tradicionais de armazenamento de rejeitos (OSÓRIO, 2007).

De acordo com Henderson et al. (2005), os critérios para um *pastefill* são os seguintes.

1. Conter pelo menos 15% de passante em 20 micra.
2. Quando co-disposto não produz água.
3. Não segrega.
4. Em termos reológicos, é descrito como fluido não-newtoniano ou como uma pasta.

O *pastefill* pode ser composto por rejeitos de mina, aglomerante e água. Os aglomerantes são utilizados para prevenir liquefação após a entrega e para aumentar a sua resistência. O ligante mais

comumente utilizado é o cimento Portland, sendo ainda frequentemente utilizadas pozolanas e escórias metalúrgicas em substituição parcial do cimento com objetivo de reduzir custos (Henderson et al. 2005).

Segundo HORN (2014); THOMAS (2014), a porcentagem de sólidos em um *pastefill* precisa ser rigorosamente controlada. O transporte depende de sua consistência definida pelo abatimento, podendo ser distribuído pela mina por tubulações pela força da gravidade em deslocamentos verticais ou com auxílio de bombas de deslocamento positivo em grandes distâncias horizontais (OSÓRIO, 2007).

Portanto, a operação com o *pastefill* deve ser projetada para garantir uma saída suave e ininterrupta do sistema de tubulação para o realce (galeria) a ser preenchido. É essencial que o sistema de distribuição (como as galerias ou *fill passes*, que podem funcionar como silos de armazenamento) permaneça cheio, sem pontos de queda livre, pois estes podem permitir segregação de partículas grosseiras e causar entupimentos. Os entupimentos, especialmente quando há cimento Portland na composição, devem ser tratados de modo a completar o fluxo rapidamente. A permanência de *pastefill* parado na tubulação permite a hidratação do cimento, o que pode gerar custos por atrasos na produção, desperdício de cimento, custo de limpeza das tubulações e, principalmente, entupimento permanente no sistema de tubulação. Os atrasos na produção são os impactos mais significantes (HORN 2014; THOMAS, 2014).

Há ainda a possibilidade de adição de cimento junto à co-disposição, eliminando o risco de obstrução das tubulações por consolidação da pasta, já que somente a polpa seria transportada. No entanto, esta situação implicaria no transporte e/ou armazenamento de cimento em subsolo, necessitando de equipamentos e infraestrutura adicionais.

#### **4.4.2 – PROCESSO PRODUTIVO DE PASTEFILL**

As etapas de produção da pasta, segundo Masniom, 2009 são listadas a seguir:

- armazenamento e mistura de polpa de rejeitos;
- bombeamento e distribuição;
- filtração;
- condicionamento de polpa;
- armazenamento de polpa;
- adição de cimento e mistura (*mixer*);
- armazenamento da pasta;
- testes de abatimento e coleta de amostra;
- distribuição para o subsolo;
- disposição nos realces.

A polpa de rejeito que alimenta a planta de *paste-fill* é armazenada em tanque misturador com porcentagem de sólidos controlada. Em seguida, é bombeada para o topo da planta onde se encontra um distribuidor que alimenta dois filtros. A água passante nos filtros é armazenada e retorna à planta de processamento de minérios, enquanto o material filtrado segue no processo. Na etapa seguinte, o material sólido retido nos filtros é despejado em correias transportadoras posicionadas logo abaixo do filtro e segue para o condicionador de polpa. No condicionador, são adicionados polpa de rejeito do tanque misturador e água ao material filtrado quando há necessidade de corrigir a porcentagem de sólidos. Após condicionada, a polpa segue para um silo para então ser despejada no misturador, onde é adicionado cimento em concentrações de 1 a 6% em massa de polpa a depender da finalidade do enchimento.

Misturados cimento e polpa condicionada, o *paste-fill* segue para o silo de pasta. Neste silo há uma comporta (*power draw*) na qual pode-se amostrar a pasta no intuito de realizar ensaios relacionados à consistência (*Slump*/abatimento) para determinar as características da pasta e adequá-la conforme as necessidades nas bateladas seguintes. O produto final é transportado através de tubulações para o subsolo onde é distribuído e despejado nos realces. A planta de enchimento pode ter investimentos de até US\$ 5 a 6 milhões, conforme Silva (2023).

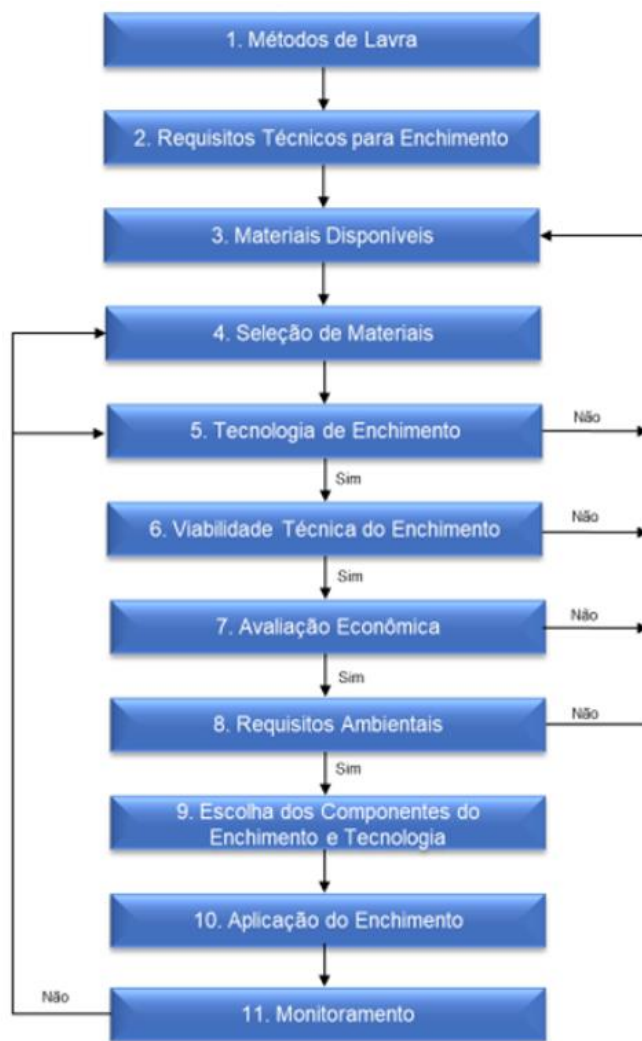
#### **4.5 – SELETIVIDADE DO ENCHIMENTO DE MINA**

O sistema ótimo de enchimento de mina é aquele que contribui para a maximização de valor para a operação como um todo, não necessariamente o de menor custo de capital ou operacional (por tonelada). Desse modo, a seleção do sistema não pode ser feita de maneira isolada, mas integrada ao projeto da mina (Masniyom, 2009). O autor define a aplicação do sistema de enchimento conforme apresentado na Figura 8 e como principais fatores na seleção de um enchimento de mina, sendo:

- fonte primária de componentes do enchimento presente na mina;
- material de enchimento resistente o suficiente para suportar o tráfego de equipamentos de mineração e/ou a exposição do enchimento, mantendo sua estabilidade com mínimo fraturamento de modo a garantir a extração do minério;
- diluição minimizada pela resistência adequada para suportar exposição.
- contribuição do enchimento para a estabilidade geral da mina;
- possibilidade de ajustes na composição do enchimento de modo a aproveitar oportunidades e materiais que reduzam o custo e aumentem a resistência;
- custo-benefício do sistema para atingir os parâmetros técnicos, operacionais e ambientais;
- testes preliminares de composição química, análises granulométricas, resistências que atendem aos parâmetros reológicos necessários para distribuição em sistemas de bombeamento.



**Figura 8:** Diagrama de seleção e aplicação de sistema de enchimento.



**Fonte:** MasniyomLima, 2009 – Adaptado.

#### 4.6 – RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL (UCS)

A resistência à compressão uniaxial (UCS) é uma propriedade mecânica fundamental que desempenha um papel crucial na indústria de mineração. Ela se refere à capacidade de um material resistir à aplicação de forças de compressão, ou seja, a resistência que um material apresenta quando é submetido a esforços que tendem a reduzir seu volume (PARISEAU, 2007).

De acordo com o mesmo autor, na mineração, a resistência à compressão é um fator importante a considerar em várias etapas do processo, principalmente no dimensionamento de equipamentos, projeto de estruturas de suporte, seleção de explosivos e determinação da estabilidade das rochas.

Ao explorar e minerar depósitos minerais, Yu (1992) defende que é essencial compreender a resistência à compressão das rochas circundantes. Isso ajuda a determinar a viabilidade de métodos de extração específicos, como a perfuração e detonação de explosivos, escavação de túneis e minas a céu aberto, bem como o dimensionamento adequado dos equipamentos de carga e transporte. Além disso, a resistência à compressão também é um fator importante para a estabilidade de pilares e tetos em minas

subterrâneas. Os pilares são elementos de suporte deixados nas minas subterrâneas para evitar colapsos e garantir a segurança dos trabalhadores e das estruturas. A resistência adequada desses pilares é fundamental para garantir a estabilidade da mina.

A determinação da resistência à compressão das rochas pode ser realizada por meio de ensaios de laboratório, como o teste de compressão uniaxial, em que um cilindro de amostra é submetido a uma carga compressiva até a falha. Os resultados desses testes ajudam os engenheiros de minas a tomar decisões informadas sobre o projeto e a operação de uma mina. Em resumo, a resistência à compressão desempenha um papel vital na mineração, influenciando a seleção de métodos de extração, o dimensionamento de equipamentos, o projeto de estruturas de suporte e a estabilidade das minas (CRAIG 1995). Compreender e avaliar adequadamente a resistência à compressão das rochas é essencial para garantir a segurança e a eficiência das operações de mineração, tratando de uma medida da capacidade de um material para suportar cargas de compressão aplicadas em uma única direção.

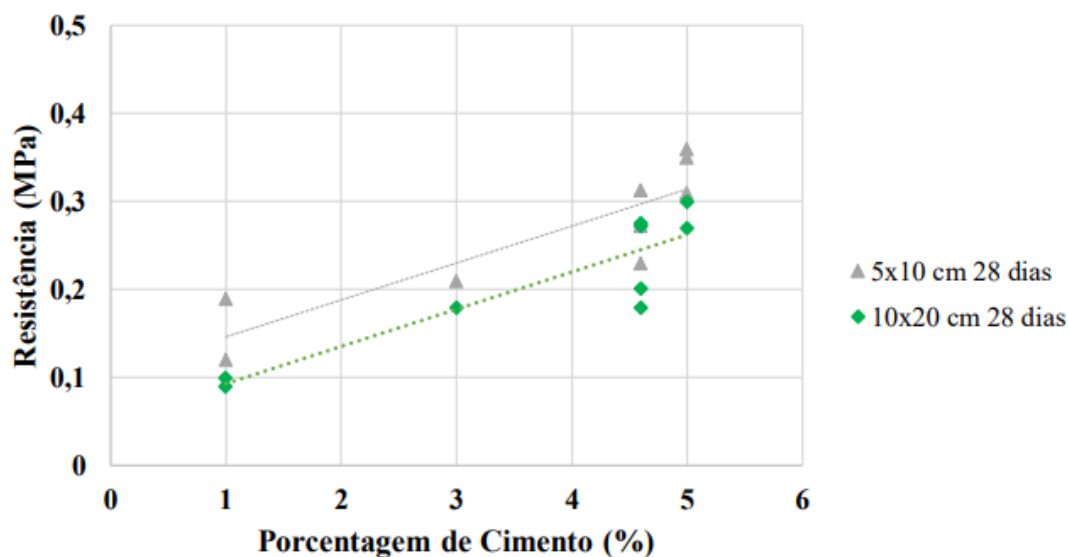
Segundo Craig (1995), durante um teste de compressão uniaxial, uma amostra do material é colocada entre as placas de uma máquina de teste (prensa) e uma carga é aplicada na direção oposta às placas. A força aplicada é gradualmente aumentada até que a amostra se rompa. A resistência à compressão uniaxial é determinada pela força máxima que a amostra pode suportar antes de se romper, dividida pela área da seção transversal da amostra. É uma propriedade importante para o projeto de estruturas, pois permite que engenheiros geotécnicos determinem a carga máxima que uma estrutura pode suportar antes de falhar.

#### **4.7 – REQUISITOS DE RESISTÊNCIA PARA O ENCHIMENTO DE MINA**

De maneira geral, um enchimento é projetado para ser capaz de suportar a força gravitacional do material do teto e os efeitos dinâmicos aplicados durante as detonações. A resistência à compressão uniaxial (UCS) tem sido aceita como o parâmetro mais importante a ser considerado tratando-se de sistemas de enchimento cimentado. Os requisitos de resistência são determinados definindo a altura e largura de exposição do enchimento em um realce e variam de acordo com as especificações da mina e seu método de lavra (MASNIYOM, 2009).

Maia (2019) apontou *pastefill* com resistência à compressão uniaxial (UCS) na Mineração Caraíba S/A de 0,12 MPa e participação de 1% de cimento. A Figura 9 apresenta resultados colhidos pelo autor em sua pesquisa para corpos de prova cilíndricos de 5x10 cm e 10x20 cm.

**Figura 9:** Gráfico porcentagem de cimento x resistência à compressão uniaxial de *pastefill* para corpos de prova de 5x10 cm e 10x20 cm em 28 dias de cura.



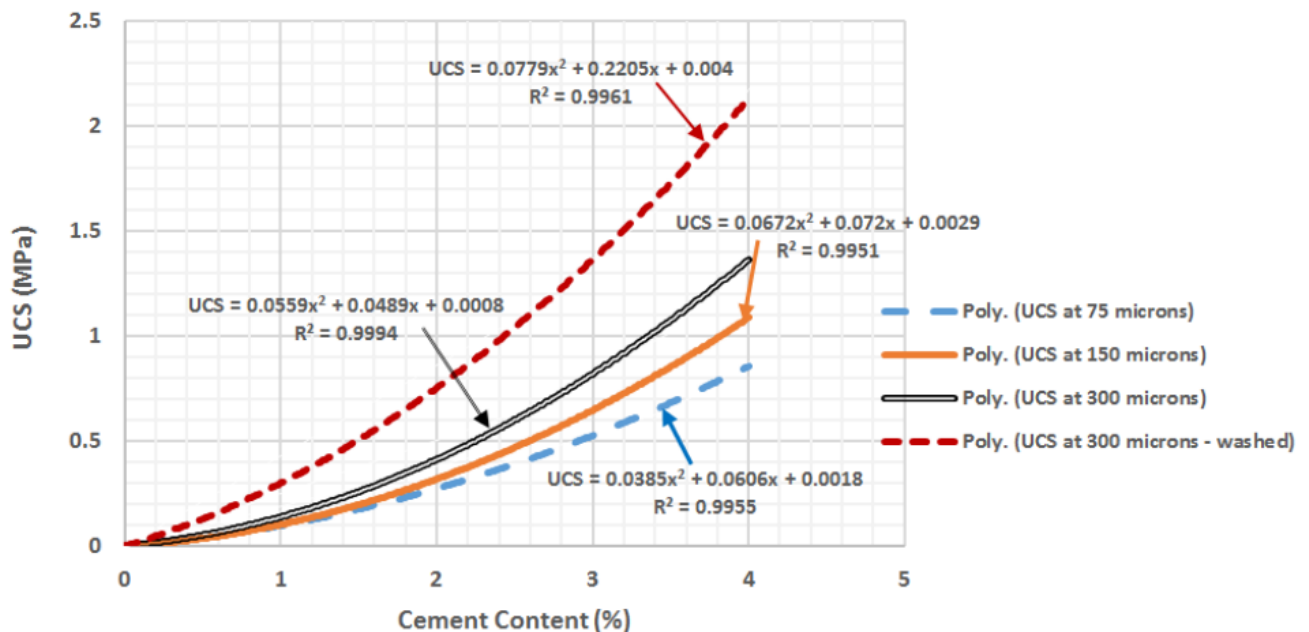
**Fonte:** Lima, 2019.

Lima (2019) apresenta uma possibilidade na adição de cimento de escória no *pastefill* e orienta que se deve avaliar a retração e emanção de gases em laboratório (enxofre), custos e logística para a obtenção deste tipo de cimento. A mina de cobre objeto dos estudos de Lima, está localizada no município de Jaguarari, região norte-nordeste do estado da Bahia – Brasil, situa-se numa sequência de rochas básicas/ultrabásicas composta de noritos, gabro-noritos e piroxenitos, encaixada basicamente em gnaisses e granitos, correspondendo a uma faixa de terreno Pré-Cambriano do Vale do Rio Curaçá, a nordeste do Cráton São Francisco, que constitui-se de terrenos de alto grau metamórfico polideformado, compondo uma faixa orientada segundo trend N-S. Estruturalmente a Mina Caraíba é representada por um sinforme com eixo mergulhando 10° a 30° para N-NW, caracterizada por zonas de cisalhamento, dobras e falhas, condicionando a segmentação de primeira grandeza. As zonas de falhas são marcadas por grandes falhas longitudinais, normalmente de médio a alto mergulho, estando presentes entre elas falhas menores e juntas de orientações diversas. Além dessas feições, aparecem famílias de juntas e falhas menores de atitudes variadas, impondo uma segmentação de segunda grandeza no maciço. Os contatos geológicos também constituem zonas de instabilidades potenciais, principalmente quando associadas com falhas na Mineração Caraíba.

De acordo com Ajaka e Ilunga (2019), em Mina de cobre na Namíbia utilizou-se rejeito com granulometria 150 micra obteve-se 1,1 MPa de resistência à compressão uniaxial (UCS) e para granulometria de 200 micra e 1,35 Mpa: em ambos após 24 dias de cura e com 4% de ligante, conforme Figura 11.

Este estudo foi realizado para determinar a resistência ótima da mistura de pasta cimentada de rejeitos para a produção de um preenchimento econômico em uma mina subterrânea. Amostras de rejeitos foram coletadas e classificadas em três faixas de tamanho de partícula (granulometria): +75, +150 e +300  $\mu\text{m}$ , para a preparação da pasta de rejeitos cimentados. Também foi realizado um ensaio de compactação dos rejeitos com o uso de um penetrômetro (CBR) para determinar a resistência ótima da mistura de rejeitos. Insumo ligante (cimento Portland) foi adicionado em concentrações de 2,5%, 3,5% e 4% para estabilizar a pasta, que foi moldada em moldes cilíndricos de 150 mm de diâmetro. Corpos de prova foram produzidos em laboratório e moldados para diferentes testes, incluindo teste de resistência à compressão, teste de absorção de água e teste de absorção reversa de água. As propriedades de resistência da pasta, para cada faixa de tamanho de partícula, foram monitoradas progressivamente por 30 dias e gráficos foram produzidos para determinar os valores ótimos de resistência e mistura de *pastefill* analisados no estudo. Os resultados (Figura 10) obtidos mostraram que, embora o tamanho de partícula de 300  $\mu\text{m}$  tenha produzido a maior resistência para todas as adições de cimento, verificou-se que a redução da concentração de cimento para menos de 3% para esse tamanho de partícula produzirá uma estrutura de suporte com resistência suficiente para prevenir rupturas.

**Figura 10:** Resistência à compressão uniaxial X Porcentagem de cimento para as diferentes granulometrias de rejeito em estudo realizado na Mina de cobre na Namíbia – África.



**Fonte:** Ajaka; Ilunga; Omotehinse, 2021.

Em contrapartida, experimentos laboratoriais na Mina Pilar, localizada no Complexo de ouro Caeté em Minas Gerais, apontaram enchimento provendo resistência com cerca de 0,2 MPa com participação de 1,5% de material ligante aos 28 dias de cura. A Mina Pilar minera por meio da abertura de realces por subníveis e posteriores preenchimentos com pasta. A jazida é hospedada pelas unidades basais do Grupo Nova Lima, onde as rochas da região da mina são formadas por basaltos toleíticos e

derrames komatiitos das Unidades Ouro Fino e Morro Vermelho, juntamente com seus equivalentes intrusivos. A oeste, essas unidades basais estão em contato de falha com quartzo-mica xisto, quartzo-clorita xisto, sericita-clorita xisto e rochas sedimentares químicas e clásticas da Unidade de Santa Quitéria.

#### **4.8 – ADITIVOS SUPERPLASTIFICANTES**

Os aditivos superplastificantes são utilizados para melhorar as propriedades da pasta fresca, tornando-a mais fluida, sem comprometer a sua resistência e durabilidade. Eles podem ser adicionados à mistura durante o processo de produção, e atuam reduzindo a quantidade de água necessária para atingir a fluidez e durabilidade desejada. Eles também podem reduzir a quantidade de ar incorporado à pasta durante o processo de mistura, o que aumenta a sua densidade e diminui a porosidade, tornando-o mais resistente à permeabilidade.

São particularmente úteis em aplicações que envolvem concreto bombeado, onde a fluidez é essencial para permitir um transporte eficiente por dentro das longas tubulações.

De acordo com Maia (2019), o uso de aditivos superplastificantes, de 1 a 2% em massa em relação ao cimento, aumentou consideravelmente a trabalhabilidade da pasta, por vezes não sendo possível medir seu *slump* e, no geral, mantendo sua resistência final. Percebeu-se também que os corpos de prova aditivados apresentavam menos imperfeições que os comuns. Mostrou-se mais interessante em situações em que a composição do *pastefill* resulte em *slumps* baixos e haja risco de entupimento das tubulações.

#### **4.9 – TESTE DE ABATIMENTO (*SLUMP TEST*)**

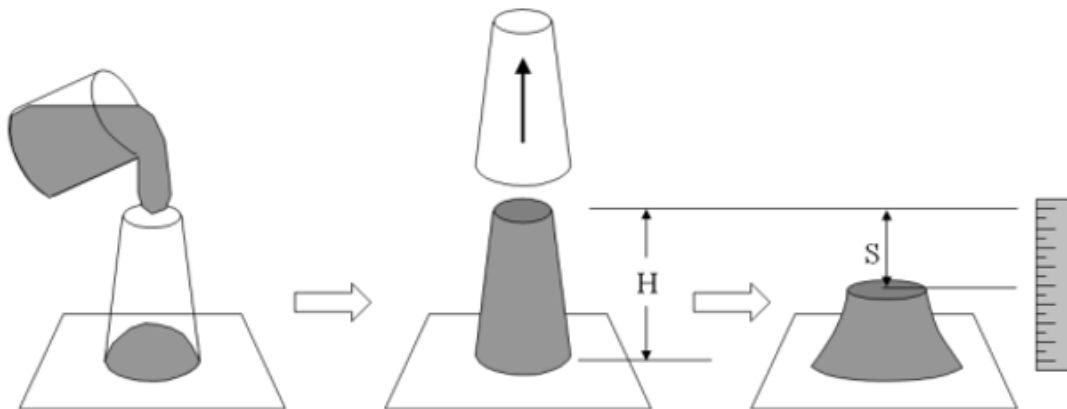
De acordo com a NBR 16889/2020 - Determinação da consistência pelo abatimento do tronco de cone, o teste de *slump* (também conhecido como ensaio de abatimento) é um dos métodos mais comuns e simples para avaliar a consistência de compostos cimentícios frescos. Esse teste é realizado para determinar a trabalhabilidade do composto, que se refere à facilidade com que o material pode ser misturado, transportado, colocado e compactado sem segregação ou exsudação. Verifica-se em Clayton, Grice e Boger (2003), que o teste de abatimento (*slump*) foi originalmente idealizado para medir a consistência ou plasticidade de misturas, sendo normalizado pela norma ASTM a partir de 1998.

O teste de abatimento por tronco de cone tem sido utilizado para avaliar a consistência de fluidos inelásticos, incluindo-se suspensões de rejeitos minerais. A altura de *slump* é utilizada como parâmetro de controle, para avaliação da consistência de uma pasta. Esta altura é dependente tanto da tensão de

escoamento quanto da densidade do material. No contexto mineiro, estes fatores poderiam variar com as mudanças na origem do minério ou mudanças em seu processamento.

A Figura 11 mostra uma representação esquemática do teste de *slump*. Neste teste, o cone é preenchido com material até completar todo seu volume, sendo retirado verticalmente, e verificando-se a diferença entre a altura original e a final, que é chamada de altura de *slump* ou altura de abatimento.

**Figura 11:** Representação esquemática do teste de abatimento por tronco de cone (*Slump-test*).



**Fonte:** Clayton et al., 2003.

## **5 – ESTUDO DE CASO**

### **5.1 - LOCALIZAÇÃO**

O empreendimento objeto desta Dissertação está localizado na Fazenda Sá Tinoco, em Conceição do Pará, na divisa com o município de Pitangui no Estado de Minas Gerais, a aproximadamente 130 quilômetros a noroeste da cidade de Belo Horizonte, cujo acesso é feito pela BR-381, que liga Belo Horizonte a São Paulo. Apresenta-se mapa de Localização nos apêndices desta Dissertação.

### **5.2 - HISTÓRICO**

Historicamente, na década de 1990, o empreendimento de mineração na área foi implantado e operado pela Mineração Pitangui, grupo pertencente à Mineração Morro Velho - MMV. Em 1993, a Mineração Pitangui foi incorporada pela Mineração Itajobi, também pertencente ao grupo MMV. Em maio de 1994, as atividades foram suspensas, sendo que a Mineração Itajobi anunciou a paralisação das atividades à Fundação Estadual do Meio Ambiente de Minas Gerais em quatorze de dezembro do ano seguinte. Em 2003, através da associação da Mineração *Anglogold* e o grupo de empreendedores MMV foi criada a Mineração Turmalina. Em meados de 2005, grupo de mineração Serras do Oeste iniciou o processo de licenciamento ambiental para a implantação da infraestrutura visando à retomada da lavra, principalmente os corpos de minério em profundidade, por meio de lavra subterrânea. A Licença Prévia para a retomada da lavra foi concedida em 27/10/2005, conforme Certificado nº 078/2005, processo COPAM 1154/2005/001/2005. A Licença de Instalação foi concedida em 31/08/2006, conforme Certificado nº 114/2006 processo COPAM 1154/2005/002/2005. Em 23/03/2007 foi concedida a Autorização Provisória Para Operação, vinculada até a decisão definitiva de concessão da licença de operação, correspondente ao processo COPAM 1154/2005/003/2007. A Licença de Operação definitiva foi concedida em 19/06/2008, conforme certificado nº 012/2008 (SUPRAM, 2018).

O empreendimento foi licenciado para uma escala de produção anual de 360.000 toneladas ROM/ano e tendo em vista os trabalhos de pesquisa realizados, a descoberta de novos corpos de minério elevaram as reservas minerais e justificaram a elevação da escala de produção, levando ao requerimento da licença de operação corretiva, conforme FOBI Nº 251483 B de 11/12/2008 (Parecer SUPRAM-ASF PROTOCOLO NÚMERO 559316/2009).

### **5.3 - GEOLOGIA**

De acordo com Albuquerque (2019), as principais ocorrências de mineralizações auríferas de Pitangui estão situadas no encontro dos rios São João e Pará, em uma extensão de, aproximadamente, 12 km, ocorrem associadas à porção intermediária do Grupo Pitangui e foram identificadas por meio dos

trabalhos de pesquisa em local escavado por explorações antigas. Os níveis mais lavrados correspondem aos veios de quartzo associados às unidades metassedimentares superiores do *greenstone*.

As mineralizações encontram-se alinhadas segundo a direção NW-SE, limitada a noroeste pela cidade de Pitangui e a SE por Onça do Pitangui, correspondendo ao alinhamento estrutural Penha-Onça. Os principais jazimentos conhecidos correspondem a: Pontal, Faina, Satinoco e Morro da Turmalina que se estendem ao longo de 4,5 km segundo a direção do canal do rio Pará, posicionado na direção noroeste, no trecho de interesse para pesquisa e extração de ouro. Os veios de quartzo associados às mineralizações auríferas, em geral cortam obliquamente o empilhamento estratigráfico. Embora constituam depósitos mineral e geneticamente semelhantes, eles apresentam características próprias por se alojarem em diferentes rochas hospedeiras. O depósito do morro da Turmalina ocorre à nordeste da jazida Satinoco Sudeste, que integra a faixa principal mineralizada em ouro de Pitangui. A mineralização ocorre em um nível de sericita-quartzo xisto localizado abaixo do horizonte de metassedimentos e acima do nível de metatufos cloríticos.

O minério é identificado por uma forte silicificação do sericita-quartzo xisto que se apresenta ainda com níveis sulfetados muito finos de arsenopirita, pirita e pirrotita, com concentrações variáveis de minerais carbonatados. No morro da Turmalina ocorrem pelo menos dois horizontes mineralizados sendo o basal mais expressivo com espessura variando entre 2 e 17 metros e extensão de 300 metros, posicionado segundo a direção principal da foliação (N 50- 60 W). Pode-se identificar um segundo nível aurífero superior menos expressivo, com até 5 metros de espessura. Essa mineralização estratiforme apresenta-se subvertical à superfície e em profundidade o valor de mergulho diminui até 45°. A origem mais provável para as mineralizações auríferas de Pitangui está associada ao hidrotermalismo em zona de cisalhamento (NW) oblíquo ao pacote estratigráfico (Albuquerque, 2019).

Na aba anexos ao final desta Dissertação, apresentam-se mapas geológicos da região.

### **5.3.1 – GEOLOGIA REGIONAL DA MINA TURMALINA**

#### **5.3.1.1 – ARCABOUÇO TECTONOESTRATIGRÁFICO REGIONAL**

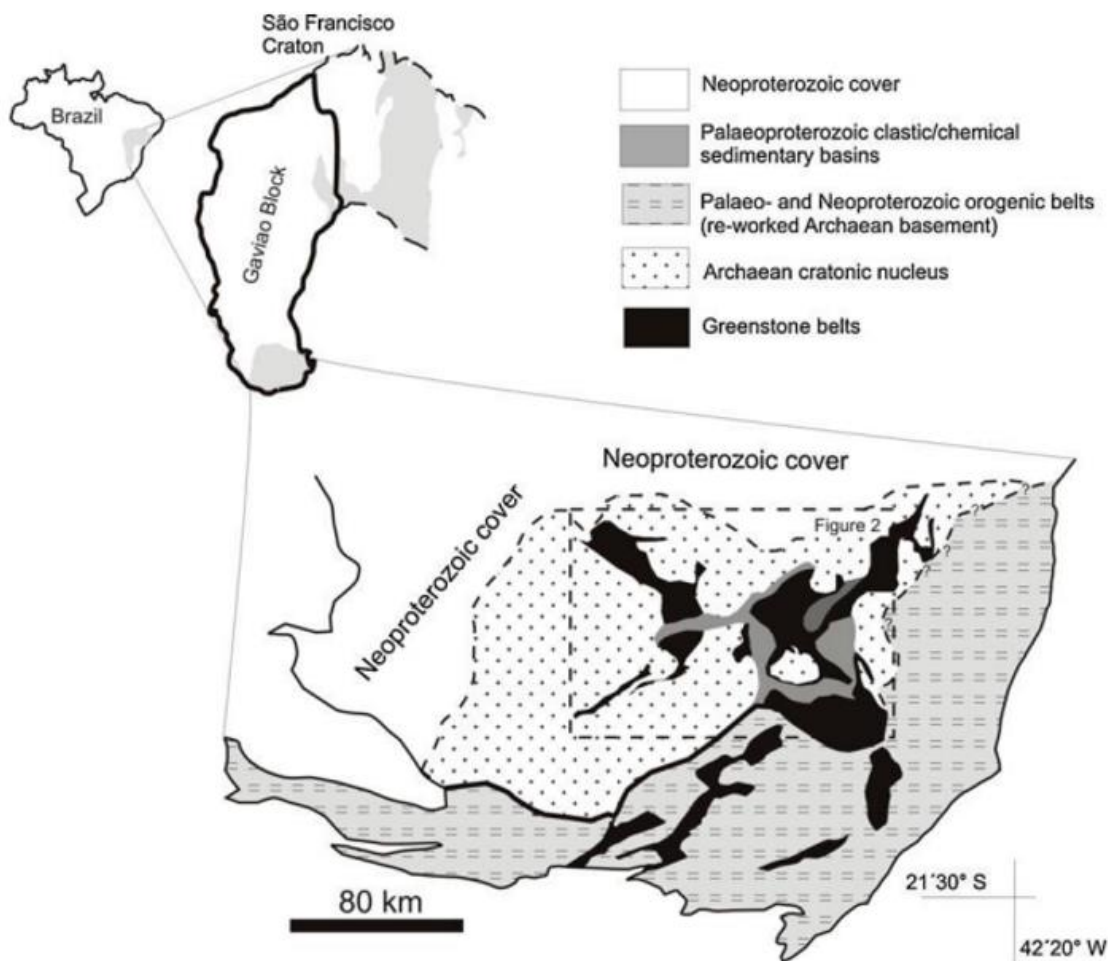
O Quadrilátero Ferrífero está localizado na porção sul do Cráton São Francisco (Figura 12), o qual é subdividido em diversos blocos arqueanos e paleoproterozoicos delimitados por grandes zonas de sutura de 2100 a 2000 Ma (Almeida et al., 1981; Teixeira and Figueiredo, 1991; Ledru et al., 1994; Teixeira et al., 1996, 2000; Barbosa e Sabate, 2004). O terreno cratônico compreende *greenstone belts* arqueanos metamorfisados, terrenos granito-gnáissicos arqueanos e paleoproterozoicos, e sequências metassedimentares do neoarqueano ao neoproterozoico (Dorr, 1969; Renger et al., 1994; Alkmim and Marshak, 1998; Baltazar and Zucchetti, 2007).



O terreno granito-gnáissico é composto de gnáisses trondhjemitó-tonalito-granodiorito (TTG) (e.g., Complexos Belo Horizonte, Caeté, Santa Bárbara e Baçã), os quais, de acordo com Teixeira et al., 1996, se formaram no intervalo de 3380 a 2900 Ma. Essas rochas sofreram metamorfismo, entre 2920 e 2834 Ma, durante o Evento Belo Horizonte, descrito por Schrank e Machado (1996b) e Schrank et al. (2002) e posteriormente serviram como área fonte de detritos para o *Greenstone Belt* Rio das Velhas.

O *Greenstone Belt* Rio das Velhas foi tectonicamente deformado durante o Evento Orogênico Rio das Velhas (2.75–2.67 Ga – Carneiro, 1992; Baltazar e Zucchetti, 2007), a Orogenia Minas (~2.1 Ga – Teixeira et al., 2015) e durante o Evento Brasiliano (0.65–0.50 Ga – Chemale et al., 1994; Alkmim e Marshak, 1998; Lobato et al., 2001a; Noce et al., 2005, 2007).

**Figura 12:** Esboço do mapa do sul do Cráton São Francisco.



**Fonte:** Romano et al., 2013.

O Supergrupo Minas sobrepõe as rochas da Supergrupo Rio das Velhas ao longo de uma inconformidade bem pronunciada (Dorr, 1969). A idade de sedimentação para essas rochas data do paleoproterozoico, entre 2580 e 2050 Ma, em uma bacia de margem continental (Renger et al., 1994; Baltazar e Zuchetti, 2007). De acordo com Machado (1996), os mecanismos que geraram a subsidência da bacia Minas estão provavelmente relacionados ao relaxamento térmico da crosta com o fim da

atividade magmática arqueana do greenstone belt. Essa fase final de magmatismo é atribuída por Farina et al., 2015 ao Evento Mamona, caracterizado por intrusões de granitoides potássicos de 2,76 a 2,68 Ga.

As Unidades Proterozoica que cobrem a região constituem o Supergrupo Espinhaço e o Grupo Bambuí. As rochas da Bacia Espinhaço foram depositadas entre 1,8 e 1,0 Ga (Guadagnin, 2015).

Tratam-se de conglomerados, arenitos e rochas máficas, expostas na porção nordeste do Quadrilátero Ferrífero (Vial et al., 2007). As rochas que constituem o Grupo Bambuí são pelitos e carbonatos, depositados em bacia de margem passiva que evoluiu para uma bacia foreland (Zalan e Silva, 2012).

### 5.3.1.2 - GREENSTONE BELT PITANGUI

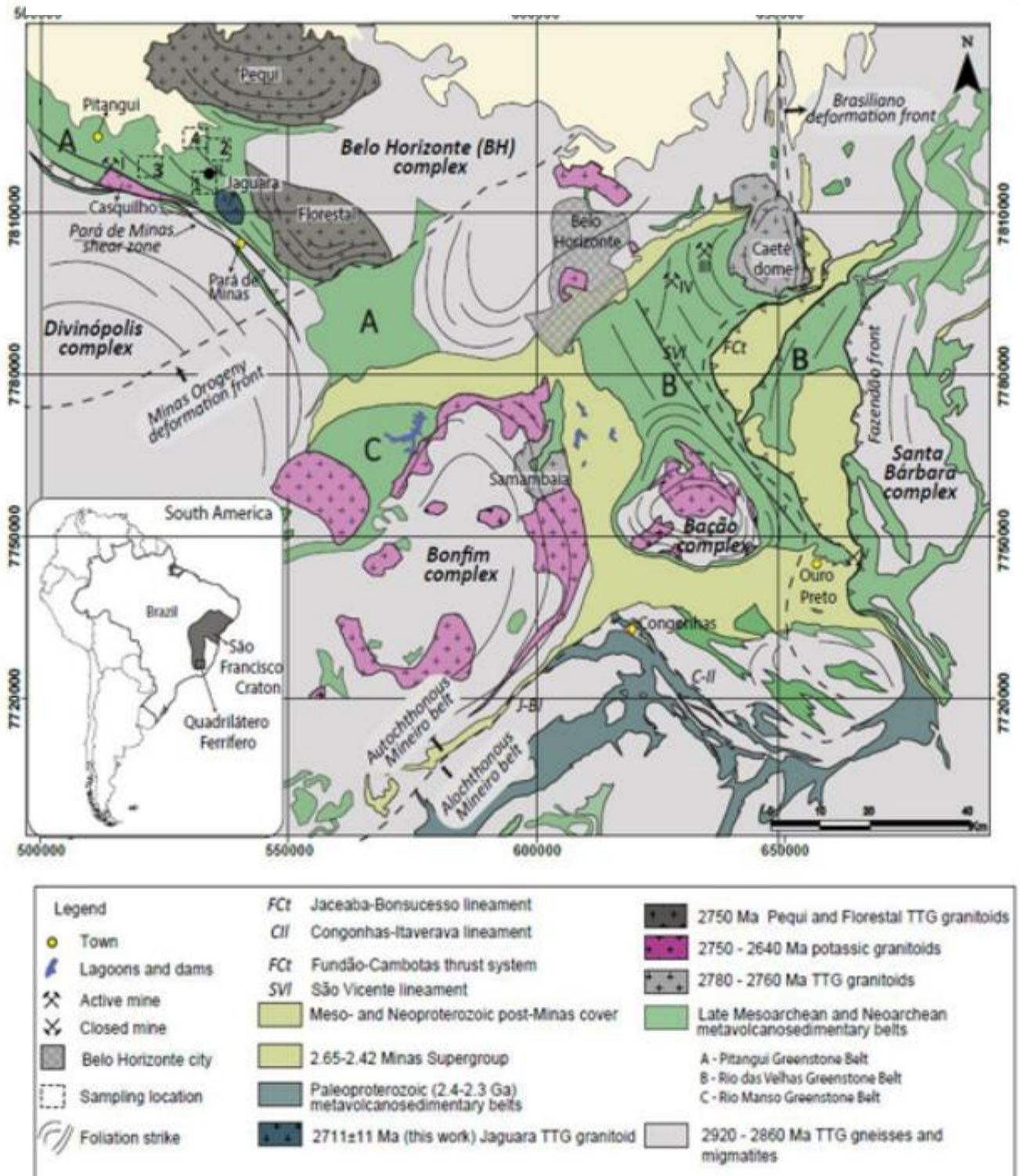
Segundo Albuquerque (2019), o *Greenstone Belt* Pitangui é um sinclínório de *trend* NW, limitado a sudoeste pelo Complexo Divinópolis e a nordeste pelo Complexo Belo Horizonte. A parte nordeste do cinturão é delimitada pelos complexos intrusivos Pequi e Florestal, enquanto a sudeste do cinturão ocorre o *stock* granítico Jaguará (Figura 13). Para o noroeste, o cinturão é coberto pelas rochas sedimentares neoproterozoicas do Grupo Bambuí. Esse *Greenstone Belt* é tido tradicionalmente como sendo uma continuação do *Greenstone Belt* Rio das Velhas, com base em similaridades estratigráficas e de idades isotópicas (Brando Soares et al., 2017). Estes cinturões são separados por tectônica e/ou ascensão de complexos dômicos (Romano, 2007; Romano et al., 2013).

De acordo com Romano (2013), o *Greenstone Belt* de Pitangui é uma área geológica localizada no estado de Minas Gerais, no Brasil. É conhecido como um cinturão verde devido à presença de rochas metamórficas verdes, como xistos, metavulcânicas e metassedimentares, que compõem a sua geologia.

A área de Pitangui é reconhecida por sua riqueza mineral e por abrigar uma variedade de depósitos minerais. Alguns dos minerais mais importantes encontrados no cinturão verde de Pitangui incluem ouro, cobre, chumbo, zinco, níquel, cromo e grafita. Esses minerais são geralmente associados a veios de quartzo, sulfetos e outras estruturas geológicas características do *Greenstone Belt*.

A mineração desempenha um papel significativo na região, com várias minas operando para extrair os minerais valiosos presentes. O ouro tem sido historicamente o principal alvo da mineração na área, e a região é conhecida por suas antigas minas do meta doutrado, algumas das quais remontam ao período colonial do Brasil (Romano, 2007).

**Figura 13:** Geologia simplificada do Quadrilátero Ferrífero: 1. Área do depósito São Sebastião; 2. São Francisco – áreas-alvo do Barreiro; 3. Alvo do onça Pitangui; 4. Alvo do ouro de Vilaça. I. Turmalina, II. São Sebastião, III. Mina Caraíba, IV. Morro Velho / Mina Grande



Fonte: Brando Soares et al., 2019. Modificado

## 5.3.2 - GEOLOGIA LOCAL

### 5.3.2.1 - DEPÓSITO DE OURO TURMALINA

Turmalina é um depósito de ouro orogênico situado no *Greenstone Belt* Pitangui. Em 2016, o total de recursos de ouro medido e indicado no Projeto Turmalina foi de 540.000 oz, com teor de 4,93 g/t Au (RPA Consultoria e Jaguar Mining Inc., 2017). O Complexo Turmalina compreende diferentes corpos mineralizados, ao longo do Lineamento Pitangui, tal particularidade reflete em maior variabilidade de rochas hospedeiras. Contrariamente a maioria dos depósitos de ouro do Quadrilátero Ferrífero, as rochas mineralizadas são, neste caso, metassedimentares, metavulcânicas intermediárias e metavulcanoclásticas.

Segundo Lobato et al. (1998) e Lobato e Vieira (1998), a predominância de pirita sobre pirrotita é a principal diferença entre os depósitos de ouro nas faixas greenstone Rio das Velhas e Pitangui, com pirrotita sugerindo processos de maior temperatura e fluidos mais reduzidos (apud Brando Soares et al., 2018). Reativações tectônicas paleoproterozoicas (Orogenia Minas) de estruturas arqueanas foram descritas por Romano (2007) e Tassinari et al., 2015, o que, nesse sentido, pode sugerir uma evolução polifásica para o depósito Turmalina. A intrusão do Granito Casquilho, segundo Fabrício-Silva et al., 2018, potencialmente também contribuiu com a mineralização, a partir do imputo de fluidos magmáticos. Os fluidos hidrotermais, nessa região, geraram ao menos seis fácies de alteração hidrotermal, incluindo silicificação, cloritização, sericitização, carbonatação, turmalinização e sulfetação.

De acordo com Tassinari et al. (2015), a origem dos fluidos mineralizantes é metamórfica, porém com uma fonte local (Grupo Pitangui) de metal. As reativações da Zona de Cisalhamento Pitangui teriam provocado a circulação de fluidos e a lixiviação das rochas do embasamento e da pilha vulcânica abaixo das rochas mineralizadas, adicionando, assim, metais aos fluidos.

O complexo faz parte da principal região de mineração de ouro em rocha dura no Brasil até 1983 e foi responsável por aproximadamente 40% da produção total de ouro nacional no período. O ouro era produzido a partir de inúmeras jazidas, principalmente nas partes norte e sudeste do Quadrilátero Ferrífero, em sua maioria hospedadas por formações ferríferas bandadas (BIF) do Arqueano ou do início do Proterozóico, contidas em sequências supracrustais do greenstone belt

A jazida de Turmalina é hospedada por unidades de anfibólio-clorita xisto e de biotita xisto dentro do Grupo Pitangui. A mineralização ocorre associada a zona de cisalhamento dentro de uma formação ferrífera bandada e em níveis de *metachert* dentro da sequência estratigráfica. Além da atividade de mineração, o Grupo Pitangui também atrai interesse de pesquisadores e geólogos devido à

sua importância na compreensão da evolução geológica do Cráton do São Francisco e da história geológica do Brasil.

**Figura 14:** Complexo Turmalina.

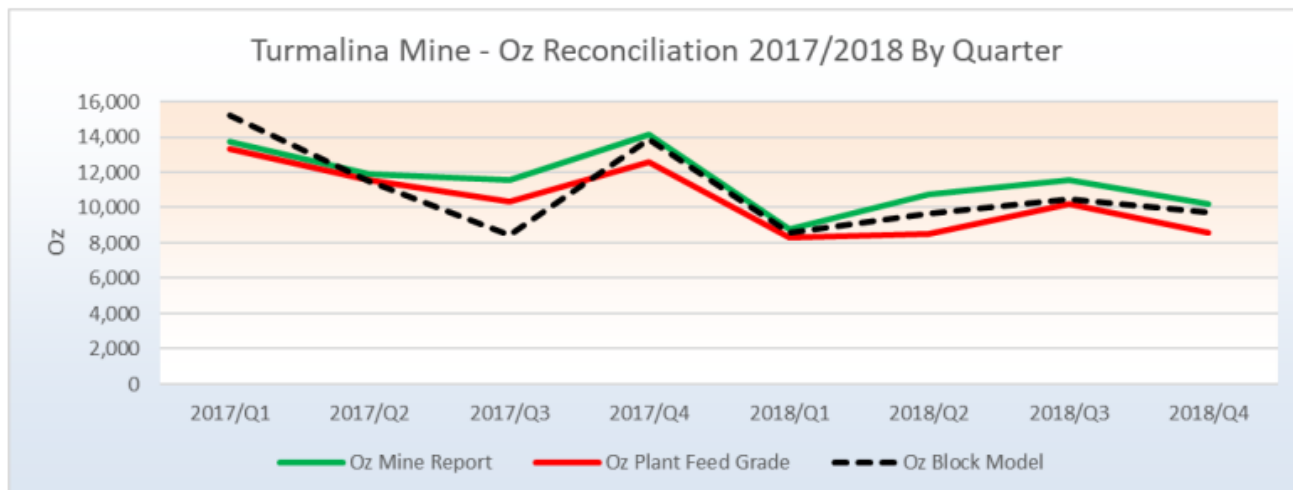


**Fonte:** Brasil Mineral, 2023.

Acredita-se que as jazidas de Turmalina sejam exemplos típicos de jazidas mesotermiais epigenéticas envolvidas por rochas hospedeiras que sofreram metamorfismo no grau anfibolito. A mineralização de ouro na Turmalina ocorre em sulfetos com grãos finos associados a xistos cisalhados e sequências de *BIF*. Partículas de ouro estão principalmente associadas com arsenopirita, quartzo e micas (sericita e biotita).

Segundo o relatório da RPA de 2019, o material extraído das frentes de desenvolvimento e das galerias é levado para a superfície e transportado por caminhões até a área de estoque na planta de Turmalina. Amostras são coletadas para cada carga de caminhão para determinar o teor do material que foi escavado da mina. Da área de estoque, o material é alimentado na planta. As tonelagens da planta são obtidas a partir das medições na esteira de alimentação, e os teores de alimentação da planta são determinados a partir de amostragem direta do material na planta antes do circuito de lixiviação. As tonelagens da mina são derivadas da contagem dos caminhões, e as informações de teor da mina são derivadas de amostras do estoque. Os caminhões são tarados diariamente. A Figura 15 apresenta a massa em onças do ouro produzido dos anos de 2017 e 2018.

**Figura 15:** Produção de ouro no Complexo Turmalina.



**Fonte:** RPA, 2019.

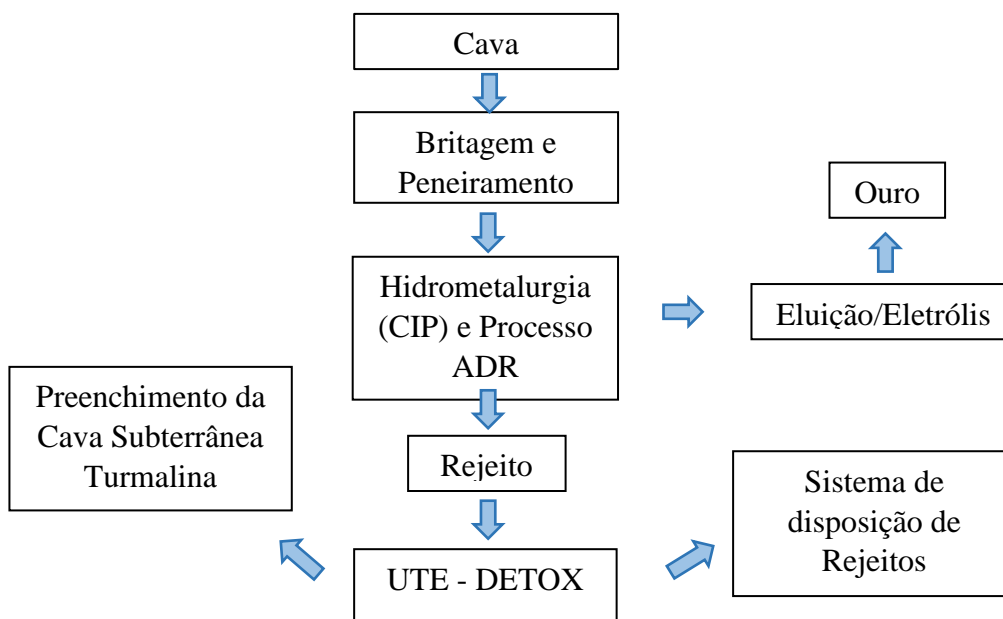


## 5.4 – LAVRA E TRATAMENTO

Na Mina Turmalina aplica-se o tratamento do minério de ouro pelo método de lavra subterrâneo por corte e enchimento. O beneficiamento do minério é realizado por meio das seguintes etapas: britagem e peneiramento, moagem e hidrometalúrgica pelo processo CIP (*carbon-in-pulp*) – ADR (*adsorption-desorption-recovery*). O rejeito do processo é enviado para a unidade de tratamento de efluentes (UTE) onde passa pelo processo DETOX, sendo em seguida utilizado para preencher a cava subterrânea de Turmalina e disposto no sistema de disposição de rejeitos. A Figura 16 apresenta um fluxograma resumindo o método de beneficiamento da Mina Turmalina.

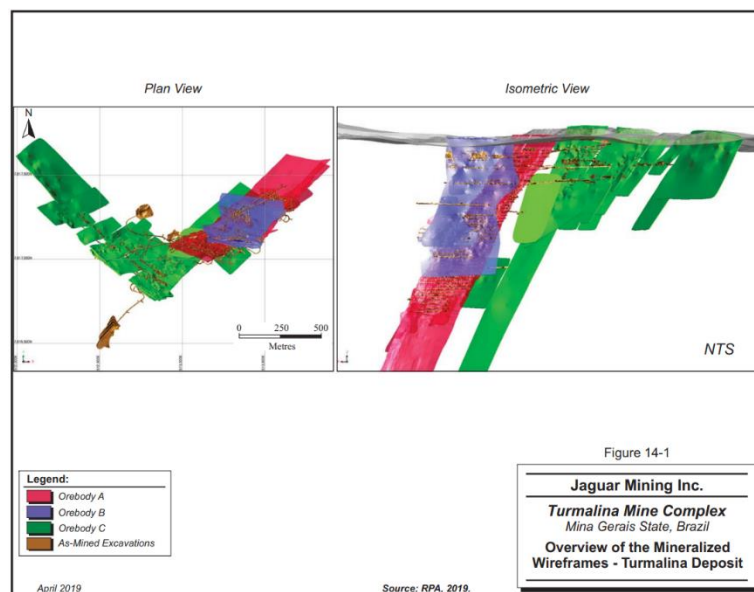
De acordo com RPA 2019, como resultado das campanhas de perfuração realizadas em 2018, foram descobertas zonas mineralizadas adicionais, de modo que o Corpo de Minério C inclui uma série de 26 lentes localizadas a oeste na parede estrutural do Corpo de Minério A, conforme apresentado na Figura 17. A mineralização ocorre em várias camadas tubulares que se estendem em direção noroeste e mergulham abruptamente para nordeste, potencializando o avanço da lavra e maior monetização da empresa Jaguar.

**Figura 16:** Método de Beneficiamento da Mineração Turmalina.



**Fonte:** Autor, 2022.

**Figura 17:** Corpos subterrâneos de minério de Ouro na Mina Turmalina.



**Fonte:** RPA, 2019.

## 5.5 – LAVRA SUBTERRÂNEA POR CORTE E ENCHIMENTO NA MINA TURMALINA

A lavra subterrânea dos corpos vem avançando por meio do método de *sublevel stoping* e uso de *paste fill* para preenchimento dos painéis que foram abertos para a extração subterrânea do mineral. O modelo geológico utilizado na avaliação dos recursos utilizou *cut off* diferentes para os recursos oxidados e os sulfetados. Para o minério oxidado foi utilizado um *cut off* de 0,3 g/t de ouro e para o minério sulfetado, de 1,5 g/t de ouro, conforme informações colhidas no site oficial da empresa, disponível em <https://jaguarmining.com/pt/operations/turmalina-gold-mine/>.

Utiliza-se *paste fill* no preenchimento dos realces resultante do rejeito (com material sólido, na granulometria passante retida em 0,075 mm - 200 mesh - que passou pela planta UTE (Unidade de tratamento de efluentes) e adição de cimento Portland. A pasta produzida na “Planta de *paste fill*” é transportada por gravidade para todos os pontos de enchimento da mina. A via de transporte é composta de tubulações instaladas nas galerias do subsolo e faz ligação com a superfície externa por meio de furos na rocha.

## 5.6 – BENEFICIAMENTO MINERAL

O Processo de Tratamento do minério inclui 3 (três) unidades de infraestruturas:

- britagem/peneiramento;
- moagem e;
- hidrometalurgia pelos processos CIP (Carbon-in-Pulp) e ADR (Adsorption-Desorption-Recovery).

O circuito de britagem foi projetado para operar 300 dias/ano, em 3 turnos de 8 horas (3 equipes). A Capacidade Nominal da Planta de Britagem é de 95 t/h (1.200 t/dia com 12.7 h/dia), para uma capacidade de projeto de 125 t/h. A planta de moagem foi projetada para operar 365 dias/ano, em 3 turnos de 8 horas (4 equipes). A Capacidade Nominal da Planta de Moagem será de 50 t/h (360.000 t/ano, com 7.096 h/ano). A Capacidade de Projeto adotada foi de 65 t/h no beneficiamento mineral.

### **5.6.1 – UNIDADE DE BRITAGEM E PENEIRAMENTO**

A Planta inclui um britador primário, um britador secundário e um terciário. O ROM (run of mine - material resultante da lavra do minério) é enviado para a pilha pulmão da planta de britagem primária o qual será processado e peneiramento resultando num produto com granulometria específica para o britador seguinte. Seguindo assim até o britador terciário. Caso o minério não atinja as dimensões necessárias para a alimentar o britador seguinte, volta para o britador anterior para ser reprocessado. O produto final da unidade de britagem e peneiramento é transportado para pilha pulmão da Planta de moagem e classificação.

### **5.6.2 – PLANTA DE MOAGEM E CLASSIFICAÇÃO**

Da unidade de britagem e peneiramento, o minério britado será alimentado ao moinho primário da planta de moagem e ciclonagem. Este moinho opera em circuito fechado com uma bateria de ciclones (Ciclones Primários) dimensionada para cortar a fração de sólidos em 0,5 mm e cujo *overflow* (partículas sólidas que são retiradas na parte superior do equipamento) será alimentado ao moinho Secundário. O *underflow* (partículas sólidas que são retiradas na parte inferior do equipamento) será retroalimentado ao moinho primário (carga circulante). O moinho Secundário deverá operar em circuito fechado com uma bateria de Ciclones (Ciclones Secundários) dimensionada para cortar a fração de sólidos em 74 µm e cujo *overflow* consubstancia o produto da planta de moagem e ciclonagem, o qual alimenta um espessador. O *underflow* dos ciclones secundários será retroalimentado ao Moinho Secundário, constituindo sua carga circulante

### **5.6.3 – ESPESSADOR E CONDICIONADOR DA POLPA DE MINÉRIO**

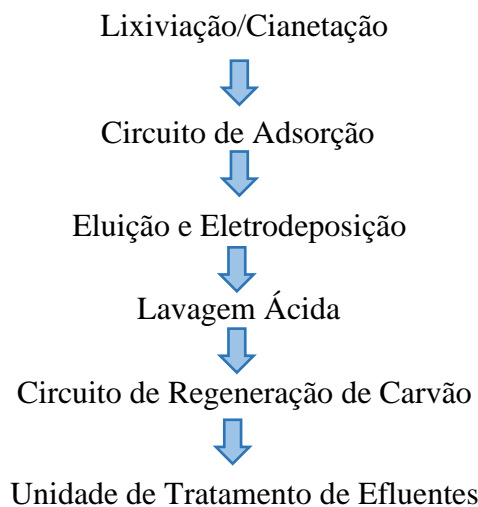
O *overflow* dos ciclones secundários é coletado e dirigido por gravidade para um espessador (equipamento responsável pela concentração do material sólido) tipo coluna central. Ao espessador, será adicionado floculante, cujo objetivo é otimizar o ciclo de sedimentação da polpa. O *underflow* do espessador constitui a alimentação da cianetização/CIP após o condicionamento da polpa para 50% de sólidos (em massa). A retomada e transferência desta polpa são efetuadas por bombas (uma de reserva) de velocidade variável (motores com inversores de frequência). O *overflow* do espessador é considerado como água recuperada e é recirculada ao tanque de água de processo.



## 5.6.4 – PLANTA HIDROMETALÚRGICA DE BENEFICIAMENTO MINERAL

A Planta hidrometalúrgica é composta pelos estágios apresentados na Figura 18.

**Figura 18:** Fluxograma de operação da planta metalúrgica.



**Fonte:** Autor, 2022.

Dentro do processo de lixiviação, após a concentração por separação gravimétrica, a polpa mineral é bombeada para um tanque, responsável por controlar o percentual de sólidos, que deverá ser mantido em 50%, em peso. Deste tanque a polpa, já condicionada em termos de densidade, é bombeada para o primeiro tanque agitador, dos quatro tanques que compõem o Circuito de Lixiviação (Cianetação). Neste primeiro tanque é feita a adição de cal hidratada [ $\text{Ca}(\text{OH})_2$ ] para elevação do pH – fator crítico para que a lixiviação ocorra a níveis adequados. A partir do primeiro tanque a solução flui por transbordo para o segundo tanque e assim sucessivamente até o quarto e último tanque. No segundo tanque ocorre o processo de cianetação propriamente dito, via adição de cianeto de sódio (NaCN). Nitrato de chumbo [ $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ ] é também adicionado neste tanque, a fim de evitar consumo excessivo de NaCN, pela formação dos sulfocianetos. Cal hidratada poderá também ser adicionada neste tanque para ajuste fino do pH. O mesmo ajuste fino (segunda etapa – se necessária – poderá ocorrer no último tanque). O processo consome oxigênio em larga escala. Assim, ar comprimido é injetado em todos os tanques do circuito de cianetação, a partir do fundo dos tanques. A polpa já lixiviada é bombeada para o primeiro tanque do circuito de adsorção, passando antes por uma Peneira Linear para a remoção de pedaços de madeira e matéria orgânica. O tempo de residência da polpa na cianetação é de, aproximadamente, 24 horas.

No segundo estágio, já dentro do circuito de adsorção, a polpa lixiviada flui para o primeiro tanque agitador de adsorção. A polpa que constitui o *undersize* da peneira de classificação de carvão também é conduzida para o mesmo tanque. Um sistema convencional CIP (*carbon-in-pulp*) promove a adsorção do ouro pelo carvão ativado (novo e regenerado). A polpa que fornece o ouro lixiviado para

adsorção flui por transbordo do primeiro para o último tanque agitador de adsorção, após passagem por peneiras circulares inter-estágio. No último tanque adiciona-se carvão ativado (novo e regenerado) e há o bombeamento contra corrente da polpa – do último para o primeiro tanque de adsorção – através de bombas (rotor recuado). Assim, à medida que o processo ocorre, a polpa torna-se cada vez mais pobre, pois estará fornecendo ouro para ser adsorvido pelo carvão ativado. Este, a seu turno, torna-se cada vez mais carregado de ouro, à medida que flui do último para o primeiro tanque. Assim, encerrado o ciclo de adsorção, o carvão carregado (cerca de 5 kg de ouro por tonelada de carvão carregado) é bombeado do fundo do primeiro Tanque de Adsorção para as operações subsequentes de eluição e eletrodeposição.

Posteriormente, todo o carvão carregado é direcionado a um tanque de estocagem, que alimenta as colunas de Eluição. Estão previstas quatro colunas de eluição, trabalhando duas a duas: duas sendo lixiviadas e duas sendo carregadas. A carga estimada de carvão carregado em cada coluna (1,25 m de diâmetro x 6,25 m de altura) é de cerca de 2,7 toneladas. A partir de um tanque uma solução de NaOH a 1% de título e a 95° C é bombeada para as colunas de eluição, para serem lixiviadas, sendo a solução caustica, injetada de baixo para cima, a partir do fundo das colunas. A solução rica eluída, passa através de um tranque de aço inox de 316 litros e é transportada do topo das colunas de eluição para um tanque de solução Rica (3 m<sup>3</sup>), localizada dentro do tanque. O transbordo deste tanque flui para as células do sistema de eletrodeposição, o qual irá operar com 06 catodos e 07 anodos, utilizando uma corrente de 360 ampéres, e a uma tensão de 3,5 volts. Das células de eletrodeposição a solução recircula para o tanque de solução rica (obedecendo ciclo de 48 horas de recirculação). Um sistema de exaustão remove vapores (água, hidrogênio, oxigênio e amônia) do sistema de células de eletrodeposição. Os catodos saturados, compostos de lã de aço carbono, nos quais o ouro é depositado, são removidos para digestão ácida (HCl). Após a digestão ácida dos catodos num tanque de fibra de vidro, com capacidade para 500 litros, é processada a filtragem do material em um funil de Buchner de 0,5m de diâmetro, para obtenção da pasta mineral, que depois da secagem é misturada a uma carga de fundentes e enviado para fusão num forno de indução, para obtenção do concentrado (*bullion*) com mínimo de 80% de Au (ouro) de pureza.

Ainda dentro do ciclo de beneficiamento, o carvão ativado após sofrer o processo de eluição nas colunas, onde o ouro adsorvido é removido pela solução cáustica (1% NaOH, a 95° C), como alternativa é enviado a um tanque de estocagem e através de um ejetor direcionado a uma peneira vibratória circular de 28# para remoção de finos (*undersize*) e cujo *oversize* é conduzido por gravidade ao tanque para lavagem ácida de 6,0 m<sup>3</sup> construído em fibra de vidro. A lavagem ácida é necessária para a manutenção da capacidade máxima de carregamento do carvão ativado, uma vez que a matriz mineral possui outros elementos tais como: cálcio, ferro, cobre, zinco, chumbo e outros, que competem com o ouro no carregamento dos interstícios do carvão ativado. A lavagem ácida é então executada pela passagem de uma solução ácida de HCl a 10%, removendo as impurezas que exercem um efeito passivador na capacidade de adsorção do ouro no carvão, principalmente carbonatos e metais básicos.

Após a submissão à lavagem ácida, todo o carvão ativado é transferido ao sistema de regeneração térmica necessária para que a volatilização e/ou decomposição térmica de compostos orgânicos e a pirólise dos demais compostos faça com que o carvão retorne a sua estrutura de poros originalmente quando novo, restabelecendo sua capacidade adsortiva de carregamento do ouro. A seguir, por meio de ejetor é enviado à peneira vibratória circular com malha de 28#, cujo *oversize* é o carvão regenerado e é dirigido por gravidade ao vaso de controle volumétrico e em seguida ao tanque do circuito de adsorção do CIP.

Finalmente, com o término do beneficiamento, o rejeito gerado é direcionado a UTE (unidade de tratamento de efluentes) de Turmalina. Esta unidade utiliza como reagente um ácido para promover a decomposição do cianeto em cianato, bem como a redução da concentração do arsênio do rejeito a ser utilizado na produção do *pastefill*. A mina subterrânea é capaz de receber como *pastefill*, 70% do rejeito gerado, para o seu preenchimento. O restante será direcionado para o Sistema de Disposição de Rejeitos.

## 6 – PLANTA DE PASTEFILL – MINA TURMALINA

A planta de produção de *pastefill* na mina Turmalina é responsável pela preparação e distribuição da pasta de enchimento, que é composta por uma mistura de água, cimento, rejeito filtrado (*cake*) e, quando conveniente, aditivos superplastificantes. Essa pasta é utilizada para preencher espaços vazios subterrâneos, como antigas cavidades de mineração, após a extração do minério de ouro.

A utilização do *pastefill* traz diversos benefícios para a operação da mina. Alguns desses benefícios incluem:

1) Suporte estrutural- a pasta de enchimento possui propriedades de resistência, o que melhora a estabilidade das cavidades subterrâneas e reduz o risco de desmoronamentos. Isso contribui para a segurança dos trabalhadores e a integridade das estruturas da mina;

2) Gerenciamento de rejeitos- o *pastefill* permite o uso eficiente dos rejeitos gerados durante o processo de extração do ouro. Esses rejeitos são misturados com a pasta para formar um material coeso que pode ser facilmente bombeado e preenchido nos espaços vazios. Dessa forma, a mina consegue reduzir o impacto ambiental e o armazenamento de grandes quantidades de rejeitos em superfície;

3) Recuperação de pilares (minério)- o *pastefill* também permite a recuperação adicional de minério. A pasta de enchimento pode ser utilizada para preencher as áreas onde a extração do minério já foi concluída, permitindo que a mina alcance um maior aproveitamento do depósito mineral.

A planta de produção de *pastefill* na mina Turmalina envolve equipamentos como misturadores, bombas de pasta, sistemas de transporte e controle de qualidade para garantir a consistência e a resistência adequada da mistura. Quando a planta não está em operação de produção da pasta, o rejeito é disposto em pilha e transportado por meio de caminhões até o local adequado dentro do complexo minerário.

**Figura 19:** Planta de *pastefill* - Complexo Turmalina.

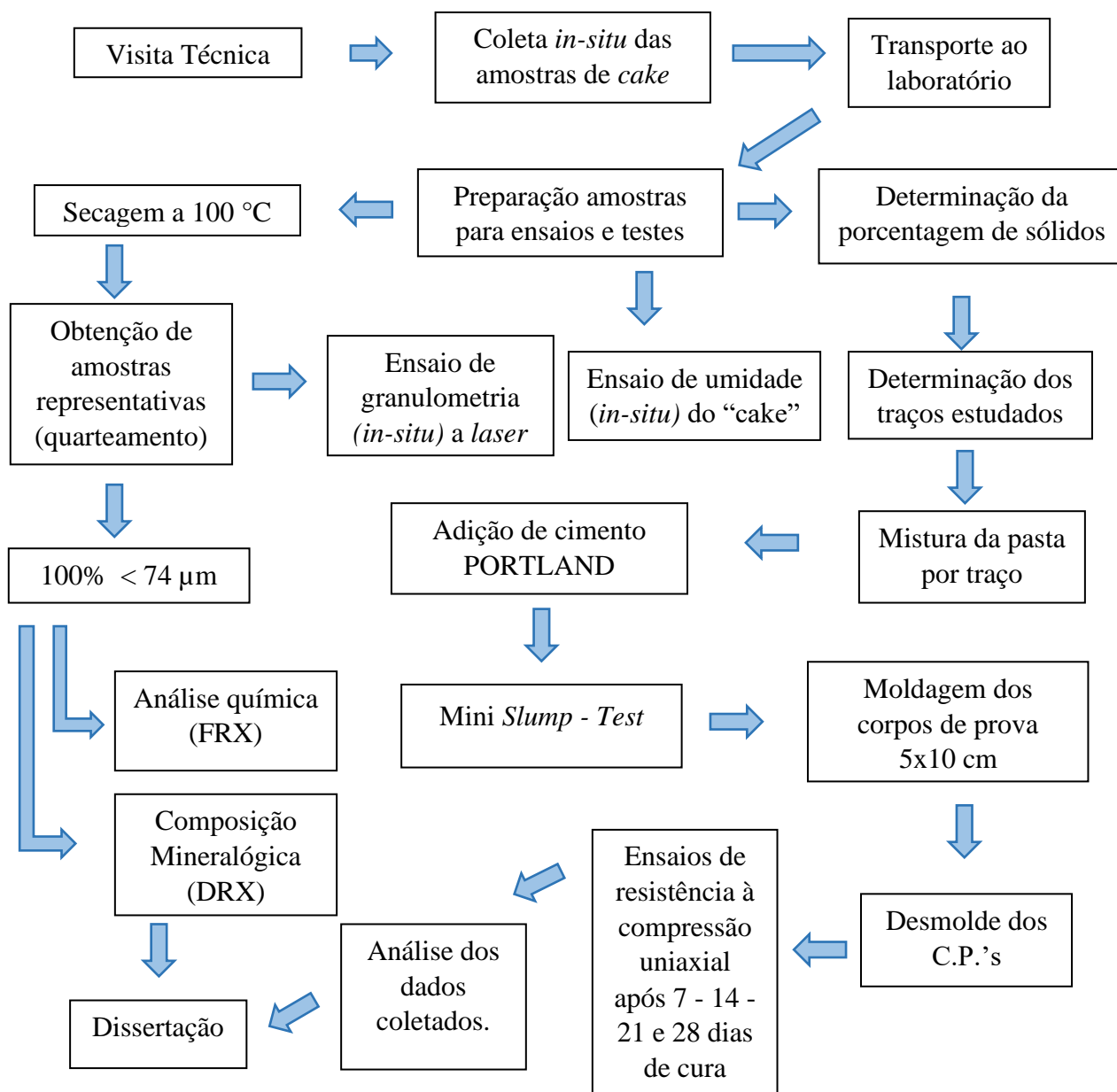


**Fonte:** Autor, 2022.

## 7 – MATERIAIS E MÉTODOS

O programa experimental apresentado foi desenvolvido por meio do Departamento de Pós-Graduação em Engenharia Mineral da Universidade Federal de Ouro Preto (PPGEM – UFOP), em parceria com o Laboratório de Materiais de construção civil da Universidade Federal de São João del Rei (Engenharia Civil –UFSJ) e com a Empresa Jaguar Mining detentora do Complexo Minerário Turmalina. Concomitantemente à realização dos ensaios laboratoriais, houve a participação no VI Simpósio Brasileiro de Patrimônio Geológico e o XXII Congresso Brasileiro de Águas Subterrâneas, onde discutiu-se sobre o tema e aplicação da técnica. A Figura 20 apresenta o fluxograma que resume os procedimentos experimentais deste trabalho.

**Figura 12:** Fluxograma de trabalho.



Fonte: Autor, 2023.

## 7.1 – NORMATIZAÇÃO APLICADA

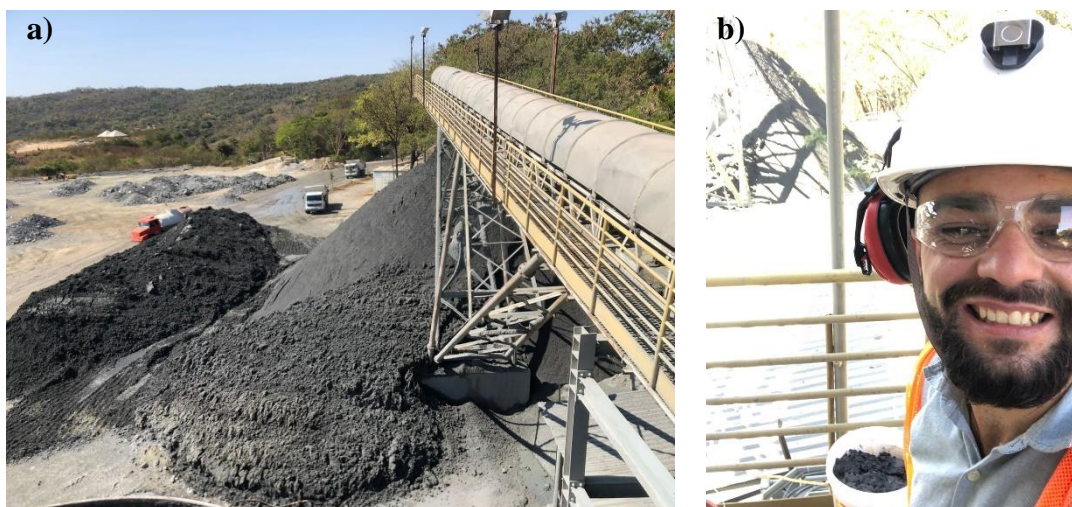
A reprodução em laboratório do *pastefill* e ensaios foram realizados de acordo com a consulta das seguintes normas brasileiras regulamentadoras:

- ABNT NBR 16097/2012: Solo – Determinação do teor de umidade – Métodos expeditos de ensaio;
- ABNT NBR 6457/2016: Amostras de Solo – Preparação para ensaios de compactação e ensaios de caracterização;
- ABNT NBR 5738/2016: Concreto – Procedimento para moldagem e cura de corpos de prova;
- ABNT NBR 5739/2018: Concreto – Ensaio de compressão de corpos de prova cilíndricos;
- ABNT NBR 7215/2019: Cimento Portland - Determinação da resistência à compressão de corpos de prova cilíndricos;
- ABNT NBR NM 67/1998: Concreto – Determinação da consistência pelo abatimento de tronco de cone.

## 7.2 – VISITA TÉCNICA

Em visita técnica ao Complexo Turmalina pode-se conhecer o processo de fabricação do *pastefill* na planta de produção da pasta e posterior coleta das amostras *in-situ*. Quando a planta de fabricação da pasta não está operando, o *cake* é depositado em pilhas de rejeito a seco.

**Figura 13:** a) Disposição do rejeito quando a planta de produção da pasta não está operando. b) coleta das amostras de rejeito para a produção em laboratório do *pastefill*.



Fonte: Autor, 2022.



### 7.3 – COLETA DAS AMOSTRAS E TRANSPORTE AO LABORATÓRIO

O *cake* foi coletado direto na correia de distribuição, momento em que é destinado à planta de produção de *pastefill* quando em funcionamento. Foi acondicionado em baldes plásticos vedados com plástico filme para manter/conservar a umidade e transportados ao Laboratório.

**Figura 14:** a) Coleta *in-situ* do rejeito. b) Acondicionamento do rejeito. c) Transporte do rejeito.

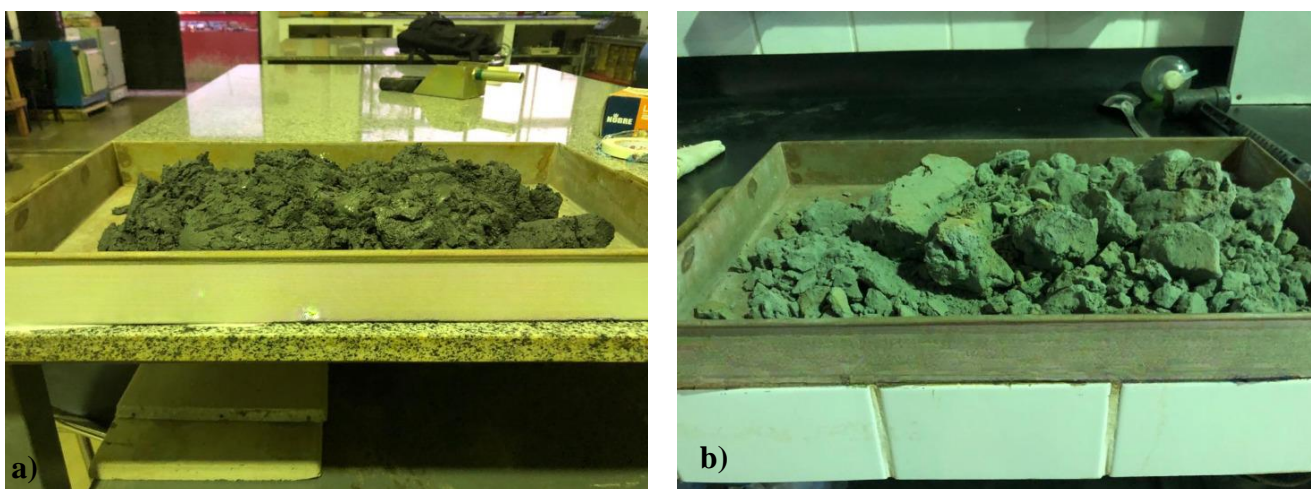


Fonte: Autor, 2022.

### 7.4 – PREPARAÇÃO DE AMOSTRAS

Para realização do estudo experimental em laboratório, inicialmente, houve a preparação de amostras do *cake* para a realização de ensaios de caracterização do material. Secou-se em estufa a 100°C um total de 3000 gramas de *cake* por 24 horas para possibilitar a realização dos ensaios necessários.

**Figura 15:** a) Rejeito com umidade. b) Rejeito após 24 horas em estufa.



Fonte: Autor, 2022.

A preparação das amostras objetivou garantir a uniformidade do material utilizado nos ensaios de caracterização através do uso de técnicas de quarteamento com formação de pilhas cônicas. Inicialmente, destorroou-se o rejeito seco com auxílio do gral de porcelana (almofariz) e pistilo, para posterior aplicação do método.

O método consiste na formação de uma pilha cônica primária, em seguida formando-se uma segunda pilha secundária, retirando partes da primeira pilha de forma uniforme com movimentos em sentido anti-horário. A pilha formada é quarteada, dando origem a duas alíquotas.

**Figura 16:** Quarteamento do rejeito para análises químicas.



**Fonte:** Autor, 2022.

Com intuito de se garantir resultados confiáveis e que representem a realidade vivida na Mina Turmalina, utilizou-se *cake* passante na peneira 1,19 mm para análise granulométrica e as amostras quarteadas foram passadas nas peneiras 1,19 mm (200 micra) e 0,074 mm (75 micra), atendendo à normatização vigente e aos equipamentos utilizados nas análises químicas.

O material quarteado foi utilizado para realização dos seguintes ensaios de caracterização:

- granulometria a *laser*.
- análise de difração de Raios X;
- fluorescência de Raios X;



**Figura 17:** Preparação da amostra de rejeito para ensaio de difração e fluorescência de raios X.

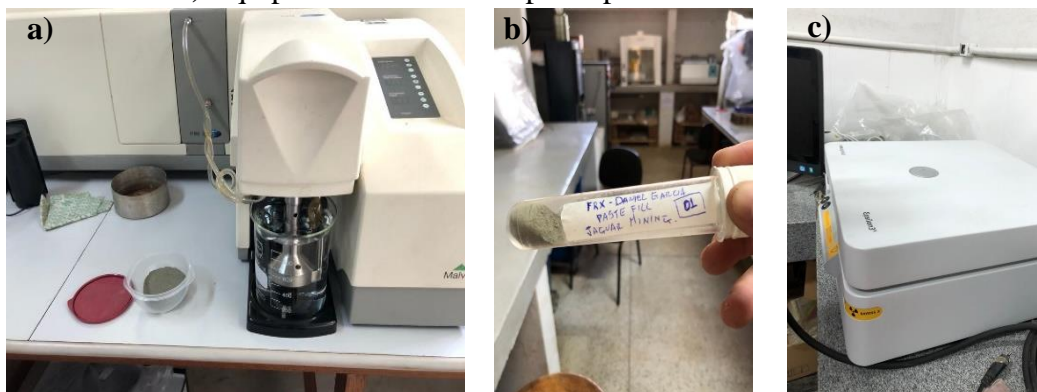


**Fonte:** Autor, 2022.

## 7.5 – CARACTERIZAÇÃO DOS MATERIAIS UTILIZADOS

Os estudos de caracterização propostos e com resultados apresentados no Capítulo 9 objetivaram entender propriedades físicas e químicas dos rejeitos utilizados na composição do rejeito de mineração utilizado para reprodução em laboratório do *pastefill*. O teste de umidade, realizado no Laboratório de Materiais de construção civil da Universidade Federal de São João del Rei determinou a quantidade de água existente no *cake* coletado *in-situ*. A análise de Difração por Raios X foi realizada no Laboratório de caracterização de amostras do Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto e permitiu identificar os minerais presentes no rejeito. A Fluorescência de Raios X realizada pelo Laboratório de Engenharia Civil da Universidade Federal de Ouro Preto quantificou os óxidos presentes, indicando a composição química do material analisado. As faixas granulométricas analisadas no equipamento do mesmo laboratório de Engenharia Civil da UFOP permitiram comparações com análises de outros rejeitos e materiais já aplicados como *pastefill*.

**Figura 18:** a) Ensaio de granulometria a *laser*. b) Amostra para ensaio FRX. c) Equipamento de análise por espectrômetros de FRX.



Fonte: Autor, 2022.

As seções a seguir apresentam as características dos materiais empregados.

### 7.5.1 – REJEITO DE PROCESSAMENTO DE MINÉRIO DE OURO - *CAKE*

O principal componente do enchimento de mina tipo *pastefill* utilizado no Complexo Turmalina, o rejeito do processo de lixiviação é utilizado em forma de polpa e apresenta densidade aproximada de 2,8 kg/dm<sup>3</sup>, conforme informação colhida em visita técnica. Seu custo na formulação da pasta é baixo, visto que tal material está disponível na mina em grandes quantidades. Seu uso traz como benefício a não disposição dos rejeitos em subsolo, diminuindo custos e o impacto ambiental causado.

### 7.5.2 – CIMENTO PORTLAND

O aglomerante utilizado na composição dos enchimentos foi o cimento *Portland Lafarge-Holcin* CP-V. Segundo o fabricante esse cimento apresenta resistência inicial e final elevada e oferece maior plasticidade, garantindo a trabalhabilidade da mistura final.

### 7.5.3 – ÁGUA

A água utilizada na produção do *pastefill* em laboratório foi de abastecimento da concessionária local.

## 7.6 – DEFINIÇÃO DAS VARIÁVEIS

Definem-se como variáveis:

- porcentagem de sólidos da pasta (%);
- porcentagem de cimento Portland em relação à massa de rejeito (%);
- período de cura da pasta;
- resistência à compressão uniaxial do enchimento (UCS);
- grau de abatimento (*mini slump test*) do *pastefill* produzido em laboratório (mm).

Para este estudo dimensionaram-se os materiais a serem utilizados em cada traço de forma garantir quantidades qualitativas de corpos de prova suficientes nas análises laboratoriais e, sobretudo, atender a margem da porcentagem de sólidos aplicada pela Mineração Turmalina no preenchimento de seus blocos subterrâneos.

O limitante do volume de pasta produzida por traço para moldagem dos corpos de prova foi o de execução do teste de *mini-slump*, definido pela capacidade da cuba do equipamento e o número de moldes disponíveis no laboratório. A argamassadeira mecânica utilizada tem duas velocidades e capacidade de cinco litros, conforme as especificações para argamassa de cimento das Normas ABCT e ABNT 220/380 V, sendo suficiente para a realização do mini teste de abatimento e a produção/moldagem de 12 (doze) corpos de prova por traço analisado.

## 7.7 – REPRODUÇÃO EM LABORATÓRIO

O rejeito sai da planta de beneficiamento com certa umidade natural. Com intuito de mensurar esta quantidade de água existente no *cake* e que faz total diferença na definição dos traços utilizados, aplicou-se em três amostras de *cake* ensaio de teor umidade, conforme ABNT NBR 16097/2012 e de acordo com a Equação 1, cujos resultados estão descritos no Capítulo 9. A figura 28 ilustra, portanto, que:

$$\text{Teor de Umidade} = \frac{\text{Peso de água}}{\text{Peso Seco}} \times 100 \quad \text{Equação 1}$$

**Figura 19:** Ensaio de umidade do rejeito.



**Fonte:** Autor, 2023.

Para a produção do *pastefill* em laboratório, definem-se os traços por meio da porcentagem de sólidos sugerida pelo grupo Jaguar, que, atualmente, para a profundidade de operação e tipo de tubulação até a disposição por gravidade nos realces, se aproxima dos limites inferior de 68% e superior de 72%. As massas (gramas) dos elementos e a porcentagem de sólidos foram calculadas conforme Equação 2 e 3, respectivamente:

$$PasteFill (P) = \text{Água (H}_2\text{O)} + \text{Rejeito (cake)} + \text{Ligante (C.P.V)} \quad \text{Equação 2}$$

$$\text{Porcentagem de Sólidos} = \frac{\text{Massa da Água}_{(\text{rejeito})} + \text{Massa da Água}_{(\text{adc})}}{\text{Massa Total da Polpa (P)}} \quad \text{Equação 3}$$

A aparelhagem necessária para a reprodução da pasta em laboratório e execução dos ensaios é a seguinte:

- a) balança de precisão;
- b) misturador mecânico (argamassadeira);
- c) moldes de 5 cm x 10 cm;
- d) recipientes plásticos;
- e) soquete metálico;
- f) espátula;
- g) martelo de borracha;
- h) máquina de ensaio de compressão (prensa);
- i) paquímetro;
- j) equipamento de mini *slump-test*.

Inicialmente, com o auxílio da balança de precisão, pesam-se os insumos e faz-se uso de um misturador mecânico para produção da pasta. A polpa é misturada durante três minutos em velocidade baixa. Adicionam-se água e o rejeito filtrado (*cake*) úmido. Posteriormente, adiciona-se o material ligante (cimento *Portland C.P - V*) e mistura-se em velocidade baixa por mais dois minutos.

**Figura 20:** Reprodução em laboratório do *pastefill* composto por rejeito cimentado.



**Fonte:** Autor, 2023.

Logo em seguida, realizou o ensaio de abatimento dos traços produzidos de acordo com as especificações normativas da NM 67/1998. Aplicou-se replicação do *pastefill* em laboratório do abatimento do tipo *mini slump test*, com molde para corpo de prova em formato de tronco de cone oco. Este modelo em aço fundido atende ergonomicamente a este estudo científico por apresentar medidas reduzidas, sendo:

- espessura do aparato: 8 mm;
- diâmetro superior: 5 cm;
- diâmetro inferior: 10 cm
- altura: 15 cm.

**Figura 21:** Equipamento para mensuração do abatimento da pasta cimentícia - *Mini Slump test*.



**Fonte:** Autor, 2023.

Para realização do ensaio foi separado a amostra necessária do *pastefill*. Em seguida posiciona-se a base com o molde em uma placa em chapa de aço, rígida e em local livre de vibrações. Após isso, despeja-se no molde com uma camada de 5 cm e compacta-se com a haste, exercendo 25 golpes distribuídos uniformemente sobre a seção da camada. Esse processo deve ser repetido por mais duas vezes, até alcançar o topo do molde. Na última camada é importante deixar um acúmulo acima do molde, pois com a compactação este pode diminuir e ficar abaixo da superfície. Caso isso aconteça, é necessário o preenchimento da parte vazia com mais uma camada da pasta cimentícia, até que se tenha uma parte excedendo o topo do molde.

É necessário uniformizar a superfície da pasta. Esse procedimento pode ser realizado com desempenadeira e movimentos rolantes da própria haste de compactação. Antes de retirar o molde deve-se limpar a base, e então o molde deve ser retirado cuidadosamente na posição vertical. A norma preconiza que o movimento deve ser constante sem submeter a pasta a movimentos laterais. Por fim,



imediatamente após a retirada do molde, mensurar o abatimento do *pastefill*. O *slump* se dá pela diferença de altura entre o topo do molde e o eixo do corpo-de-prova desmoldado, sendo expressado em milímetros (mm).

**Figura 22:** Execução em laboratório do mini *slump test*.



**Fonte:** Autor, 2023.

Para o procedimento foi utilizado moldes para os corpos de prova de 5 x 10 cm, conforme a normatização. Estes devem ser de aço ou material não absorvente e que não reaja com o cimento Portland, suficientemente resistentes para manter sua forma durante a operação de moldagem. Deve ser aberto na face superior, o fundo e a lateral devem ser estanques quando fechados e de fácil desmolde, para não danificar o corpo de prova. A base do molde deve ser plana, com uma tolerância de 0,05 mm.

Os moldes são previamente verificados quanto a condições de fechamento e cobertos em seu interior por silicone aplicado com auxílio de pincel. Estes são dispostos em superfície plana para receberem o enchimento. O preenchimento dos moldes foi realizado em três camadas golpeadas 12 vezes uniformemente com soquete. Posteriormente, faz-se o rasamento com auxílio de espátula e reserva-se cada corpo de prova, para início do processo de cura antes do desmolde.

Durante as primeiras 48 horas após a moldagem, a cura é garantida utilizando-se uma membrana plástica ou aparato de vidro que cubra a superfície do corpo de prova; após esse período, os corpos de prova são desmoldados. Os C.P.'s devem ser posicionados em uma base plana e seca, longe de circulação e protegido do sol, respingo d'água e vibrações ou contatos. Optou-se, durante o tempo de cura, por não emergir os C.P.'s em água devido às características e peculiaridades do *pastefill* – baixíssima porcentagem de cimento e alto teor de umidade da pasta, considerando Ebenezer (2021), que relata que quando submergidos em água espera-se que a pasta apresente índices de resistências (UCS) muito baixos, apontando que a submersão prolongada dos corpos de prova em água acarreta colapso dos mesmo em três ou quatro dias e que eles se rompem com muita facilidade durante um impacto direto.

**Figura 23:** Enchimento com *pastefill* dos moldes de corpos de prova 5x10 cm para os traços analisados.



**Fonte:** Autor, 2023.

Na etapa de desmolde dos C.P's foi aplicado equipamento para auxílio de retirada do molde e os corpos de prova vão sendo separados para o tempo de cura e posteriores rompimentos na prensa.

**Figura 24:** Desmolde e cura dos corpos de prova reproduzidos em laboratório.



**Fonte:** Autor.

Durante o teste de resistência à compressão não confinada, o corpo de prova da pasta cimentícia em forma cilíndrica é preparado com um diâmetro e altura especificados por meio do paquímetro calibrado. A amostra não deve ser perturbada ou remodelada para simular com qualidade as condições in situ. O C.P é então colocado no dispositivo de teste (prensa) que aplicará uma carga axial vertical na amostra. Conforme Silva (2023), o cilindro é removido e amostra do produto sólido cilíndrico é carregada com um aumento de tensão de compressão vertical. A Norma é ASTM 2938, com 3 a 5 determinações recomendadas para significação estatística dos resultados.

O teste se inicia com a amostra de *pastefill* sendo submetida a uma pressão de confinamento de zero, o que significa que não há restrições laterais aplicadas ao corpo. A carga axial é gradualmente

aumentada a uma taxa constante até que ocorra a falha. A falha nesse contexto se refere ao ponto em que o C.P. não consegue mais suportar a carga aplicada e sofre deformação ou ruptura significativa.

A prensa elétrica utilizada neste estudo é da marca Contenco de Modelo I-3025-B e registra a carga em toneladas-força ( $tf$ ). A resistência à compressão é determinada dividindo-se a carga máxima aplicada à amostra na falha pela área da seção transversal da amostra. O resultado é expresso como tensão, medida em unidades de força por unidade de área – megapascals (MPa) – conforme Equação 4.

$$\sigma = \frac{F}{A} \quad \text{Equação 4}$$

Em que:

$F$  = Carga máxima aplicada;

$A$  = Área da seção transversal da amostra.

$$A = \frac{\pi D^2}{4} \quad \text{Equação 5}$$

Em que:

$D$  = Diâmetro do corpo de prova.

As cargas de ruptura mensuradas foram usadas para determinar os valores de resistência à compressão (UCS) para as diferentes porcentagens do material ligante ao passar dos dias de cura e os resultados colhidos foram calibrados de acordo com planilha da prensa utilizada. Os ensaios foram realizados para os quatro traços diferentes, sendo executado um traço por mês e limitados pelo número de moldes de corpos de prova disponível no laboratório. A coleta dos dados de UCS, ao decorrer dos dias de cura, permitiu a geração de planilhas e gráficos que serão apresentados no Capítulo 9.



## 8 - RESULTADOS E DISCUSSÕES

Neste capítulo apresentam-se os resultados referente à pesquisa desenvolvida. Será discutido as propriedades físico-químicas do rejeito utilizado na reprodução em laboratório do *pastefill*, como também as características detectadas.

**Figura 25:** a) Corpos de Prova 5x10 cm para análise. b) Mensuração das dimensões dos C.P.'s. c) Prensa utilizada para ensaios. d) C.P. antes do rompimento. e) Ensaio de compressão uniaxial do *pastefill*. f) C.P. após o rompimento. g) C.P.'s rompidos.



Fonte: Autor, 2023.

## 8.1 – Ensaios DRX

A difratometria de raios x ou comumente chamada de DRX é uma técnica analítica de caracterização microestrutural que contém informações qualitativas e quantitativas de materiais cristalino.

A análise por DRX é empregada principalmente para identificação de mais de 90% das substancias inorgânicas e estudo das estruturas cristalinas.

Dentre as vantagens da técnica para caracterização de fases mineralógicas podemos destacar a rapidez do método, a necessidade de pequenas quantidades de amostra para os ensaios, simplicidade, confiabilidade dos resultados que são obtidos e também a possibilidade de realizar uma análise de minerais e materiais com mistura de fases mineralógicas (Minera Jr., 2020).

A amostra foi preparada, quarteada e passante na peneira 0,074 mm (75 micra) de acordo com a ABNT NBR 6457/2016.

**Tabela 2:** Mineralogia do rejeito - "cake". Ensaio Difração por Raios X (DRX).

Quartzo	Clorita	Anortita	Biotita	Hornblenda	Pirita
44,9 %	21,8 %	11,7 %	10,8 %	10,2 %	0,5 %

**Fonte:** Autor, 2023.

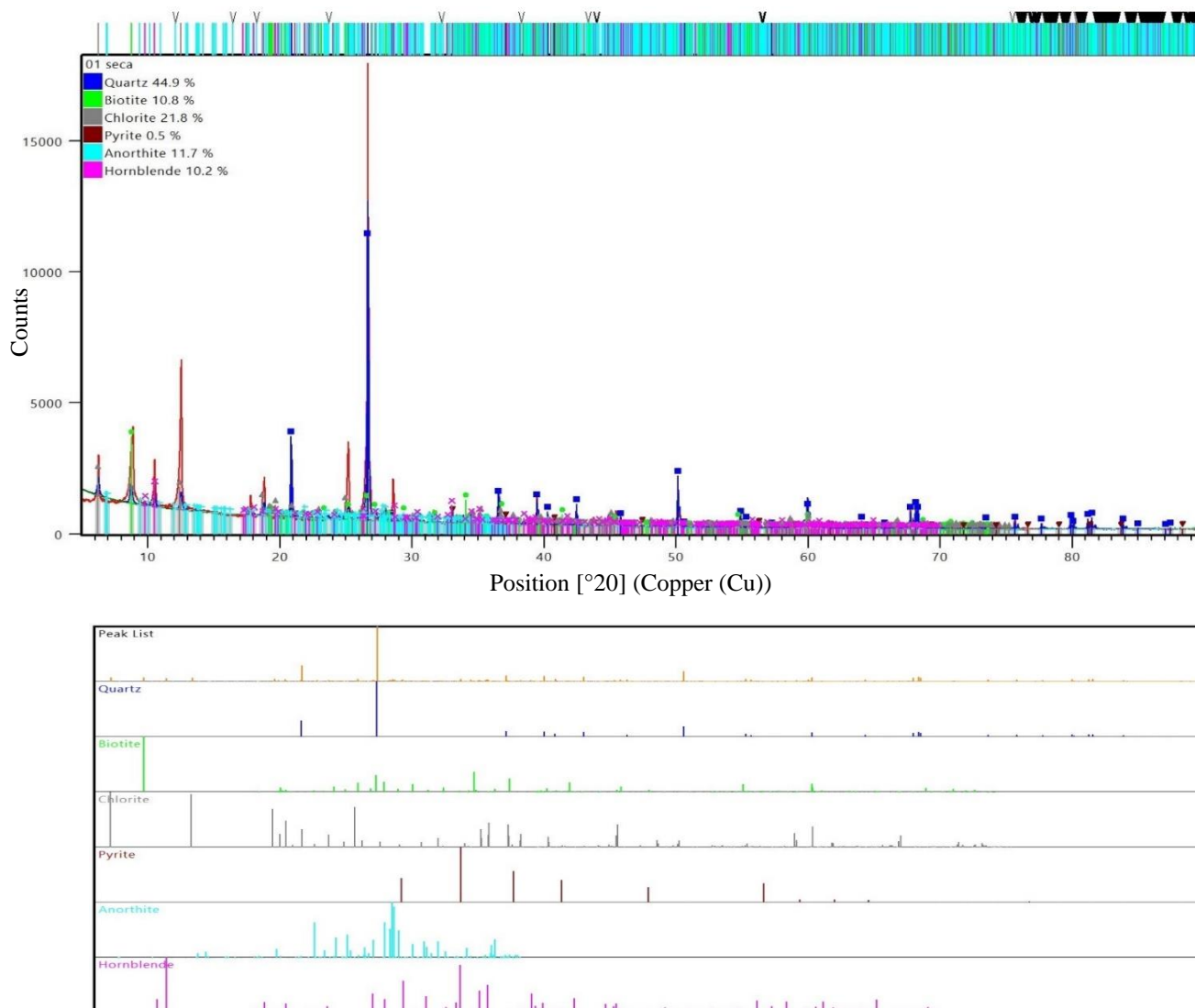
Como esperado uma alta concentração de quartzo foi aferida em ensaio realizado pelo Laboratório de Microscopia Óptica do DEMIN (Departamento de Engenharia de Minas – UFOP) – Tabela 2. Sabe-se que o quartzo é abundante, amplamente distribuído na crosta terrestre e comum em depósitos auríferos. Esse mineral é composto principalmente de dióxido de silício ( $\text{SiO}_2$ ), “abraçando” depósitos minerais de ouro. O ouro é frequentemente associado ao quartzo nas fissuras e falhas da rocha - a matriz do ouro -, isso ocorre devido a processos hidrotermais. Durante estes processos fluidos quentes e ricos em metais circulam através das rochas depositando nas cavidades e fraturas existentes minerais de grande valor econômico, incluído o ouro. O quartzo atua como um hospedeiro eficiente e resistente representando cerca de 50% da composição mineralógica do rejeito/*cake*.

A clorita é um mineral composto por silicato de alumínio, magnésio e ferro, sendo sua presença um indicativo de condições específicas que favorecem a deposição do ouro. Já a anortita não está diretamente relacionada à mineralização do ouro, porém pode estar presente nas rochas hospedeiras dos depósitos auríferos. Um mineral do grupo das “micas” também foi encontrado na caracterização química do rejeito, com proporção de 10,8% a biotita pode ser encontrada como acessório em depósitos de ouro, sendo composta principalmente por silicato de alumínio, potássio, ferro e magnésio. Sua presença pode ser um indicador geológico da possível existência de ouro nas proximidades. Com cerca de 10% na

composição mineralógica do cake, a hornblenda é encontrada em uma variedade de rochas ígneas e metamórficas, como granitos e gnaisses. Sua presença não é um indicativo para mineralização do ouro, entretanto, é importante mencionar que este mineral do grupo dos anfibólios pode desempenhar um papel secundário na formação de depósitos de ouro em certos contextos geológicos. Por exemplo, a alteração hidrotermal relacionada à mineralização aurífera pode causar a substituição de minerais pré-existentes, como a hornblenda, por minerais secundários relacionados à mineralização do ouro.

A pirita e o ouro são frequentemente associados em depósitos minerais. A presença deste mineral pode indicar a existência de um sistema mineralizador favorável para o ouro, trata-se de um sulfeto de ferro formado em veios hidrotermais de quartzo, onde o ferro e o enxofre combinam para formar o mineral. O ensaio apresentou a presença dos minerais descritos e seus resultados estão contidos nas Figuras 34 e 35.

**Figura 26:** Mineralogia do rejeito - *cake*. Análise de Difração por Raios X (DRX).



**Fonte:** Laboratório de microscopia óptica do Departamento de Engenharia de Minas Universidade Federal de Ouro Preto, 2023.

## 8.2 – FRX

O resultado do ensaio de fluorescência de raios X fornece informações sobre a composição química (elementos químicos) do rejeito da mineração de ouro na Mina Turmalina. Cada valor representa a porcentagem (concentração) de um determinado elemento presente na amostra, esses resultados são importantes para entender a composição química do rejeito da mineração de ouro e podem ajudar na avaliação dos impactos ambientais, na gestão dos resíduos e possíveis dosagens para a produção da pasta mineral e posterior ganho ou perda de resistência estrutural.

Em consonância com os resultados do ensaio de difração de raios X, o rejeito utilizado na produção do *pastefill* apresentou quase 60% (sessenta por cento) da sua composição sendo de dióxido de silício (sílica), composto comum e encontrado em rochas e minerais como o quartzo. O resultado também apresentou a existência de cloro e dos óxidos de alumínio, ferro, magnésio, enxofre, cálcio, potássio, sódio, titânio, arsênio, manganês, fósforo, zinco, európio, cromo, níquel, vanádio, cobre, zircônio, estrôncio, rubídio, itérbio, ítrio, gálio e erídio nas seguintes concentrações.

**Tabela 3:** Composição química do rejeito - *cake*. Ensaio fluorescência por Raios X - (FRX).

SiO <sub>2</sub>	59,443 %
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15,152 %
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	9,727 %
MgO	4,613 %
SO <sub>3</sub>	3,739 %
CaO	2,278 %
K <sub>2</sub> O	1,942 %
Na <sub>2</sub> O	1,475 %
TiO <sub>2</sub>	0,540 %
As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,398 %
MnO	0,215 %
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,0936 %
ZnO	0,08378 %
Eu <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,07209 %
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,06926 %
NiO	0,02682 %
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,01996 %
CuO	0,01597 %
Cl	0,01182 %
ZrO <sub>2</sub>	0,00978 %
SrO	0,00732 %
Rb <sub>2</sub> O	0,00727 %
Yb <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,00505 %
Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,00209 %
Ga <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,00137 %
IrO <sub>2</sub>	0,00112 %
<hr/>	
100 %	

**Fonte:** Laboratório de Materiais do Departamento de Engenharia Civil da Universidade Federal de Ouro Preto, 2022.

### 8.3 – GRANULOMETRIA A LASER

O NUGEO (Núcleo de Geotecnia da Escola de Minas – UFOP) contribuiu na classificação granulométrica da amostra de *cake* utilizada nos ensaios e análises laboratoriais desta dissertação de mestrado. O ensaio de granulometria por difração a laser realizado no Laboratório do Centro Tecnológico de Geotecnia Aplicada (CTGA) caracterizou a amostra quarteada e passante na peneira 1,19 mm (200 micrones). O equipamento aplica o método óptico de Fraunhofer que descreve o comportamento da luz quando passa por um sistema que abrange um conjunto de fendas em uma lente, formando-se um padrão de difração com velocidade do fluxo em 3.500 rpm.

Apresenta-se nos apêndices e na Figura 35 a curva granulométrica do rejeito, sendo possível observar a distribuição dos tamanhos das partículas da amostra. É possível analisar, em escala logarítmica, a porcentagem acumulada em volume das partículas em função do diâmetro das mesmas, inferindo que em sua grande maioria os grãos do rejeito estão entre 10 e 100 micra, ou seja, 0,01 milímetro e 0,1 milímetro. Estes dados são parâmetros importantes nas propriedades mecânicas e o comportamento do *pastefill* dentro das tubulações. Calcula-se a partir da porcentagem de passantes o coeficiente de uniformidade ( $C_u$ ) e o coeficiente de curvatura ( $C_c$ ), de acordo com as Equação 6 e 7, respectivamente. Estes são indicativos palpáveis para caracterizar e quantificar a distribuição da dimensão das partículas no *pastefill* produzido. O objetivo geral é alcançar uma boa classificação de forma a atingir uma porosidade adequada e, conseqüentemente, reduzir o consumo de material ligante e custos relacionados a esta produção dentro do circuito de produção interno da Mina Turmalina. A Tabela 4 apresenta os resultados obtidos a partir da curva granulométrica e apresentam características de uma curva suave. Sivakugan (2012) estipula que o  $D_{10}$ , ou seja, o diâmetro efetivo de partículas para um típico *pastefill* está próximo de 5 (cinco) microns. O rejeito da Mina Turmalina apresenta um diâmetro de 4 (quatro) micra, condizente com o citado trabalho. Conforme Annor (1999), um coeficiente de uniformidade acima de 6 (seis) e um coeficiente de curvatura entre 1 (um) e 3 (três) indicam um material bem selecionado, resultando em um número de poros reduzido, ou seja, propício para a produção de *pastefill*.

**Equação 6**

$$C_u = \frac{D_{60}}{D_{10}} = \frac{50}{4} = 12,5$$

**Equação 7**

$$C_c = \frac{(D_{30})^2}{(D_{10})(D_{60})} = \frac{(17,5)^2}{(4)(50)} = \frac{306,25}{200} = 1,53$$

Em que:

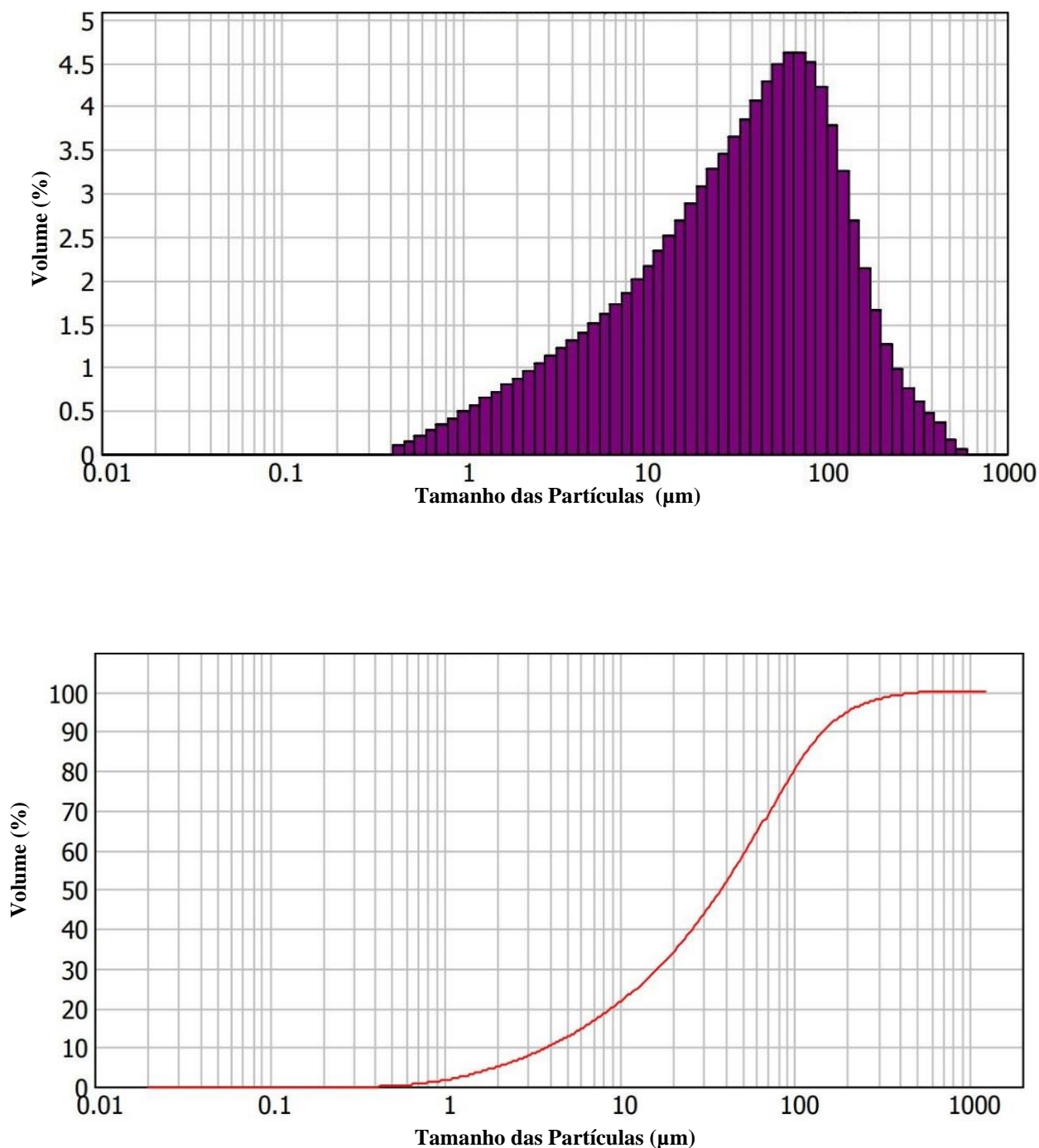
$D_n$  : O diâmetro tal que uma porcentagem do peso seco tenha partículas com diâmetro menores ou igual a ele (material passante).

**Tabela 4:** Granulometria do rejeito "cake".

D <sub>10</sub> (μm)	D <sub>30</sub> (μm)	D <sub>60</sub> (μm)	D <sub>90</sub> (μm)	C <sub>u</sub>	C <sub>c</sub>
4	17,5	50	115	12,5	1,53

**Fonte:** Autor, 2022.

**Figura 27:** Resultado ensaio de granulometria a laser por Raio X.



**Fonte:** Laboratório do Centro Tecnológico de Geotecnia Aplicada do Departamento de Engenharia Civil da Universidade Federal de Ouro Preto - NUGEO, 2022.

## 8.4 – UMIDADE DO CAKE

O ensaio de umidade do rejeito foi realizado no Laboratório de Materiais de Construção Civil da Universidade Federal de São João del Rey. De acordo com a norma regulamentadora ABNT NBR 16097/2012, determinou-se a porcentagem média de água existente nas amostras coletadas sendo de 27,40% (vinte e sete inteiros, quarenta centésimos).

**Tabela 5:** Umidade do rejeito.

AMOSTRA	TARA	PESO ÚMIDO	PESO SECO	TEOR DE UMIDADE
<b>3B</b>	8,81	17,68	14,13	25,12%
<b>A11</b>	8,69	19,3	15,21	26,89%
<b>A80</b>	6,17	21,88	16,81	30,16%
<b>MÉDIA</b>				<b>27,4%</b>

**Fonte:** Autor, 2022.

## 8.5 - TRAÇOS

Tomando como marco zero a porcentagem de sólidos da pasta aplicada na Mineração Turmalina, adequaram-se os traços analisados nos estudos laboratoriais desta Dissertação. A Tabela 6 apresenta a quantidade em gramas dos insumos, de acordo com a porcentagem de material ligante (cimento Portland) contido no *pastefill* reproduzido em laboratório. Limita-se o teor máximo de material ligante (cimento Portland) de acordo com a atual composição aplicada aos realces da Mina Turmalina.

**Tabela 6:** Traços do *pastefill* reproduzido em laboratório.

Traços	Porcentagem de Cimento	Rejeito (g)	Umidade (%)	Água <sup>adc</sup> (g)	Cimento Portland (g)	Porcentagem de sólidos (%)
<b>1</b>	1,0 %	5000			50	70,10 %
<b>2</b>	2,5 %	5000			125	70,52 %
<b>3</b>	3,5 %	5000	27,4%	200	175	70,79 %
<b>4</b>	5,0 %	5000			250	71,19 %

**Fonte:** Autor, 2022.



## 8.6 – CONSISTÊNCIA DO ENCHIMENTO PRODUZIDO (*mini Slump-Test*)

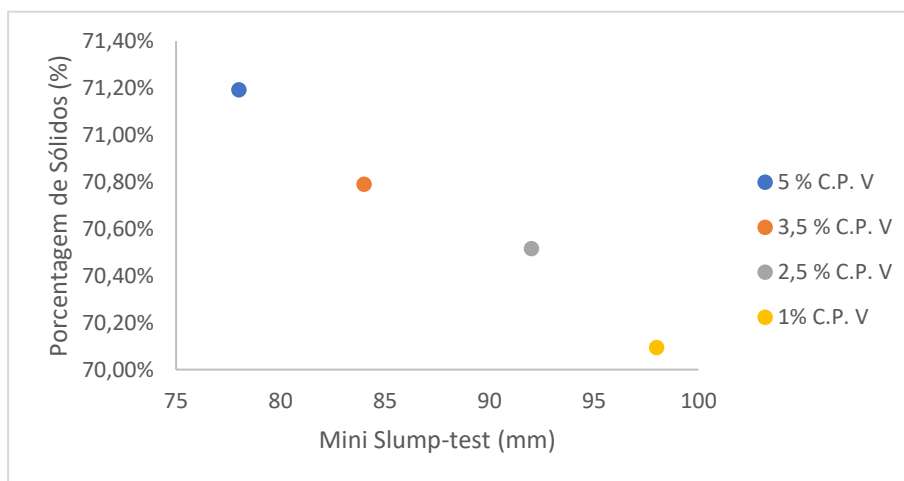
A Tabela 7 apresenta os resultados do teste de abatimento da pasta cimentícia produzida em laboratório. Slump's entre 75 e 100 mm foram mensurados e avaliam a consistência e a trabalhabilidade dos traços frescos de *pastefill* analisados, fornecendo informação sobre a capacidade da pasta em se espalhar e se moldar adequadamente por entre as galerias escavadas na mineração subterrânea. Este parâmetro está diretamente ligado à quantidade, em massa, de água adicionada na mistura e a granulometria do cake. A interpretação dos resultados pode variar de acordo com as especificações e os padrões aplicáveis em cada contexto de lavra. Um abatimento maior indica uma consistência mais fluida, o que pode ser desejável em algumas situações. Por outro lado, um abatimento menor indica uma consistência mais rígida, o que também pode ser preferível em certos casos. Os resultados do *mini slump-test* podem ser usados para se ajustar a proporção de água ou no teor de aditivos superplastificantes, quando for o caso, a fim de atingir as características desejadas na produção do *pastefill*. No entanto, é importante ressaltar que o teste de abatimento é apenas uma medida inicial da consistência e que outros ensaios, como o ensaio de resistência à compressão uniaxial, se fazem necessários para avaliar com mais segurança e assertividade as propriedades da pasta quando endurecida.

**Tabela 7:** Resultado de *Slump-test* para cada traços.

Traço	C.P. – V (%)	Sólidos (%)	Mini <i>slump-test</i> (mm)
1	1%	70,10%	98
2	2,5%	70,52%	92
3	3,5%	70,79%	84
4	5%	71,19%	78

**Fonte:** Autor, 2023.

**Figura 28:** Gráfico da Porcentagem de Sólidos X Mini Slump-Test.



**Fonte:** Autor, 2023.



## 8.7 – RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL

Os dados coletados fornecem *insights* valiosos sobre a resistência à compressão uniaxial do *pastefill* a partir da reprodução em laboratório utilizando o rejeito da mineração de ouro (*cake*) como o principal insumo. Esses resultados são essenciais para o avanço do conhecimento no planejamento da lavra subterrânea e uma possível aplicação do método de contenção em outras minas, bem como a recuperação de pilares e, conseqüentemente, a redução de custos na disposição em pilhas do *cake* a seco e principalmente do teor de ligante utilizado.

As cargas analisadas foram empregadas para se determinar os valores de resistência à compressão (UCS) apresentados neste Capítulo para todos os traços das diferentes composições de porcentagem de ligante (Cimento Portland – C.P. V) adicionado.

Para os traços desenvolvidos têm-se os resultados apresentados nas Tabelas 8, 9, 10 e 11.

**Tabela 8:** Resultado da resistência à compressão uniaxial (UCS) para o traço com adição de 5% de material ligante (cimento Portland).

				5 % C.P. V				UCS			
C.P.	Moldagem	Rompimento	Cura	Altura (cm)	Diâmetro (cm)	$\frac{h}{D}$	Área (cm <sup>2</sup> )	Carga (tf)	Carga (kN)	$\frac{\text{kgf}}{\text{cm}^2}$	MPa
<b>01.1</b>				9,85	4,68	2,10	17,19	0,08	0,785	4,56	0,447
<b>01.2</b>	17/10/2022	24/10/2022	7 dias	9,83	4,72	2,08	17,49	0,09	0,883	5,05	0,495
<b>01.3</b>				9,82	4,74	2,07	17,64	0,08	0,785	4,45	0,436
				<b>Média</b>				<b>4,69 0,46</b>			
<b>02.1</b>				9,83	4,68	2,10	17,19	0,12	1,177	6,84	0,671
<b>02.2</b>	17/10/2022	31/10/2022	14 dias	9,87	4,78	2,06	17,94	0,13	1,275	7,11	0,697
<b>02.3</b>				9,85	4,69	2,10	17,27	0,13	1,275	7,38	0,724
				<b>Média</b>				<b>7,11 0,70</b>			
<b>03.1</b>				9,85	4,78	2,06	17,94	0,17	1,667	9,29	0,912
<b>03.2</b>	17/10/2022	07/11/2022	21 dias	9,84	4,73	2,08	17,56	0,17	1,667	9,49	0,931
<b>03.3</b>				9,84	4,79	2,05	18,01	0,16	1,569	8,71	0,854
				<b>Média</b>				<b>9,17 0,90</b>			
<b>04.1</b>				9,84	4,79	2,05	18,01	0,21	2,059	11,43	1,121
<b>04.2</b>	17/10/2022	14/11/2022	28 dias	9,81	4,79	2,05	18,01	0,20	1,961	10,89	1,068
<b>04.3</b>				9,83	4,78	2,06	17,94	0,22	2,157	12,03	1,180
				<b>Média</b>				<b>11,45 1,12</b>			

**Fonte:** Autor, 2022.

**Tabela 9:** Resultado da resistência à compressão uniaxial (UCS) para o traço com adição de 3,5% de material ligante (cimento Portland).

3,5 % C.P. V											UCS	
C.P.	Moldagem	Rompimento	Cura	Altura (cm)	Diâmetro (cm)	$\frac{h}{D}$	Área (cm <sup>2</sup> )	Carga (tf)	Carga (kN)	$\frac{\text{kgf}}{\text{cm}^2}$	MPa	
<b>05.1</b>			7 dias	9,86	4,71	2,09	17,41	0,05	0,490	2,82	0,276	
<b>05.2</b>	29/11/2022	06/12/2022		9,83	4,67	2,10	17,12	0,06	0,588	3,44	0,337	
<b>05.3</b>				9,85	4,69	2,10	17,27	0,05	0,490	2,84	0,278	
<b>Média</b>										<b>3,03</b>	<b>0,30</b>	
<b>06.1</b>			14 dias	9,83	4,69	2,10	17,27	0,09	0,883	5,11	0,501	
<b>06.2</b>	29/11/2022	13/12/2022		9,85	4,72	2,09	17,49	0,09	0,883	5,05	0,495	
<b>06.3</b>				9,87	4,68	2,11	17,19	0,10	0,981	5,70	0,559	
<b>Média</b>										<b>5,29</b>	<b>0,52</b>	
<b>07.1</b>			21 dias	9,89	4,71	2,10	17,41	0,12	1,177	6,76	0,663	
<b>07.2</b>	29/11/2022	20/12/2022		9,86	4,69	2,10	17,27	0,15	1,471	8,52	0,835	
<b>07.3</b>				9,87	4,74	2,08	17,64	0,14	1,373	7,78	0,763	
<b>Média</b>										<b>7,69</b>	<b>0,75</b>	
<b>08.1</b>			28 dias	9,86	4,72	2,09	17,49	0,17	1,667	9,53	0,935	
<b>08.2</b>	29/11/2022	27/12/2022		9,87	4,75	2,08	17,71	0,16	1,569	8,86	0,869	
<b>08.3</b>				9,87	4,73	2,09	17,56	0,16	1,569	8,93	0,876	
<b>Média</b>										<b>9,11</b>	<b>0,89</b>	

Fonte: Autor, 2022.

**Tabela 10:** Resultado da resistência à compressão uniaxial (UCS) para o traço com adição de 2,5% de material ligante (cimento Portland).

2,5 % C.P. V											UCS	
C.P.	Moldagem	Rompimento	Cura	Altura (cm)	Diâmetro (cm)	$\frac{h}{D}$	Área (cm <sup>2</sup> )	Carga (tf)	Carga (kN)	$\frac{\text{kgf}}{\text{cm}^2}$	MPa	
<b>09.1</b>			7 dias	9,74	4,71	2,07	17,41	0,03	0,294	1,69	0,166	
<b>09.2</b>	03/01/2023	10/01/2023		9,78	4,73	2,07	17,56	0,03	0,294	1,68	0,164	
<b>09.3</b>				9,79	4,74	2,07	17,64	0,04	0,392	2,22	0,218	
<b>Média</b>										<b>1,86</b>	<b>0,18</b>	
<b>10.1</b>			14 dias	9,7	4,73	2,05	17,56	0,05	0,490	2,79	0,274	
<b>10.2</b>	03/01/2023	17/01/2023		9,68	4,72	2,05	17,49	0,06	0,588	3,36	0,330	
<b>10.3</b>				9,68	4,75	2,04	17,71	0,05	0,490	2,77	0,271	
<b>Média</b>										<b>2,97</b>	<b>0,29</b>	
<b>11.1</b>			21 dias	9,65	4,76	2,03	17,79	0,07	0,6865	3,86	0,378	
<b>11.2</b>	03/01/2023	24/01/2023		9,67	4,71	2,05	17,41	0,06	0,5884	3,38	0,331	
<b>11.3</b>				9,64	4,77	2,02	17,86	0,06	0,5884	3,29	0,323	
<b>Média</b>										<b>3,51</b>	<b>0,34</b>	
<b>12.1</b>			28 dias	9,63	4,71	2,04	17,41	0,09	0,882603	5,07	0,497	
<b>12.2</b>	03/01/2023	31/01/2023		9,61	4,73	2,03	17,56	0,08	0,784536	4,47	0,438	
<b>12.3</b>				9,63	4,73	2,04	17,56	0,08	0,784536	4,47	0,438	
<b>Média</b>										<b>4,67</b>	<b>0,46</b>	

Fonte: Autor, 2023.

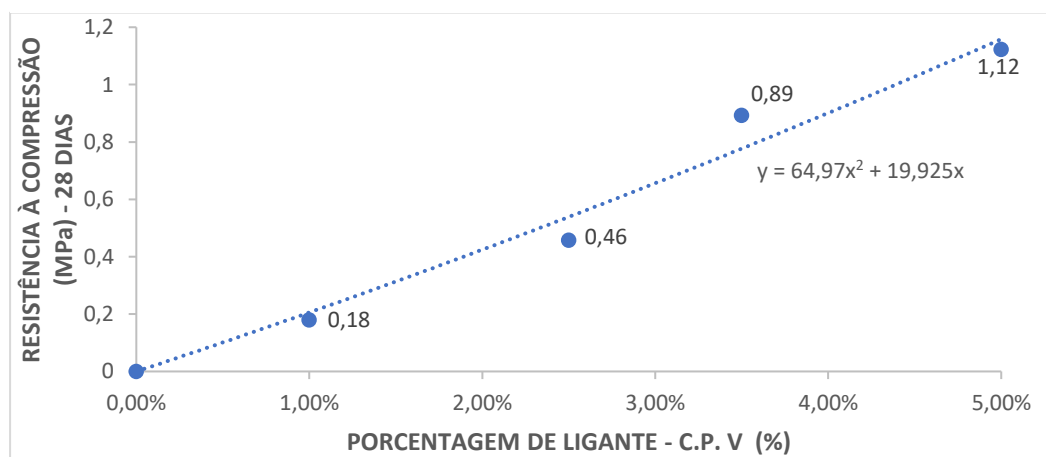
**Tabela 11:** Resultado da resistência à compressão uniaxial (UCS) para o traço com adição de 1% de material ligante (cimento Portland).

				1,0 % C.P. V				UCS			
C.P.	Moldagem	Rompimento	Cura	Altura (cm)	Diâmetro (cm)	$\frac{h}{D}$	Área (cm <sup>2</sup> )	Carga (tf)	Carga (kN)	$\frac{\text{kgf}}{\text{cm}^2}$	MPa
13.1			7 dias	9,46	4,75	1,99	17,71	0,01	0,09	0,55	0,054
13.2	07/03/2023	14/03/2023		9,46	4,76	1,99	17,79	0,01	0,169	0,95	0,093
13.3				9,48	4,78	1,98	17,94	0,01	0,09	0,50	0,049
				<b>Média</b>				<b>0,67 0,07</b>			
14.1			14 dias	9,45	4,81	1,96	18,16	0,02	0,196	1,08	0,106
14.2	07/03/2023	21/03/2023		9,46	4,78	1,98	17,94	0,02	0,196	1,09	0,107
14.3				9,45	4,73	2,00	17,56	0,01	0,098	0,56	0,055
				<b>Média</b>				<b>0,91 0,09</b>			
15.1			21 dias	9,46	4,74	2,00	17,64	0,03	0,294	1,67	0,164
15.2	07/03/2023	28/03/2023		9,45	4,8	1,97	18,09	0,02	0,196	1,08	0,106
15.3				9,45	4,78	1,98	17,94	0,02	0,196	1,09	0,107
				<b>Média</b>				<b>1,28 0,13</b>			
16.1			28 dias	9,44	4,77	1,98	17,86	0,03	0,294	1,65	0,162
16.2	07/03/2023	04/04/2023		9,43	4,75	1,99	17,71	0,04	0,392	2,21	0,217
16.3				9,45	4,79	1,97	18,01	0,03	0,294	1,63	0,160
				<b>Média</b>				<b>1,83 0,18</b>			

**Fonte:** Autor, 2023.

Como pode ser observado, a resistência à compressão do *pastefill* aumenta à medida que a composição de cimento aumenta, porém, é impossível obter uma mistura (mesmo com teor de cimento em sua totalidade – 100%) que produza uma viga de suporte cuja resistência seja igual ou próxima à do maciço rochoso. Na mesma seara, não se faz necessário que o preenchimento produzido seja tão resistente quanto o corpo de minério ou a rocha hospedeira, o objetivo principal é oferecer um ambiente seguro para o avanço gradual da lavra subterrânea, controlando o recalque diferencial futuro e proporcionando a recuperação de pilares (normalmente ricos em teor do mineral de interesse – ouro).

**Figura 29:** Gráfico da Porcentagem de ligante (Cimento Portland - C.P.II) X Resistência à Compressão Uniaxial (MPa).



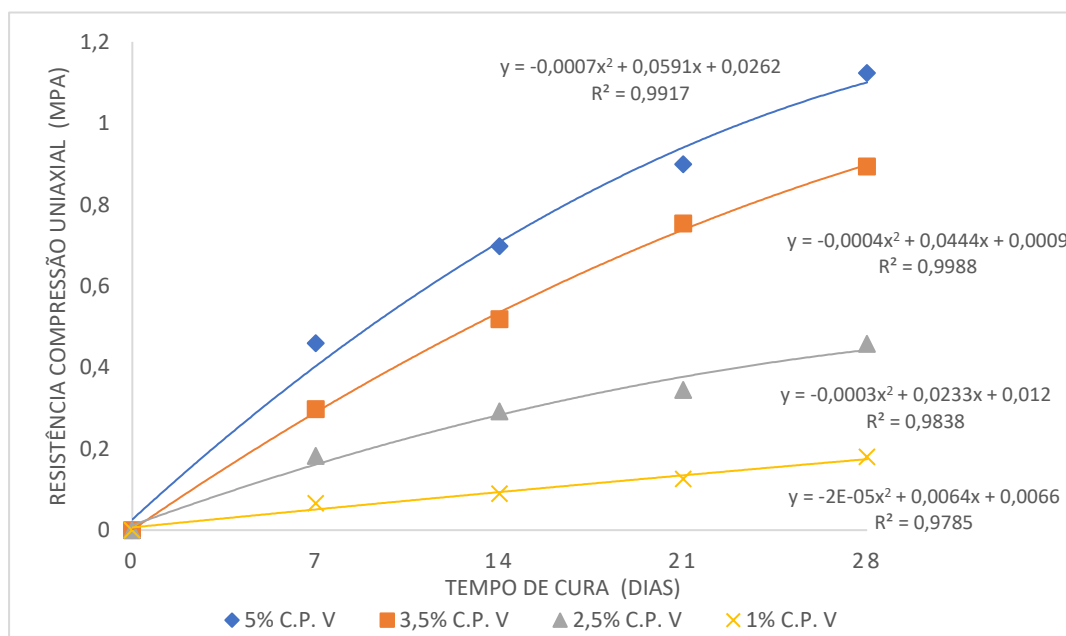
**Fonte:** Autor, 2023.

Linhas de tendência polinomial, Figura 39, são ajustadas para enfatizar a qualidade do ajuste dos gráficos de regressão referente aos dados experimentais, obtiveram-se respostas estatísticas satisfatórias, representando uma proporção de variância acima de 97% (noventa e sete por cento) para os valores de  $R^2$ . Observa-se um possível ganho de resistência para o traço com adição de 3,5 % (três vírgula cinco por cento) de cimento Portland (ligante) após os 28 dias, quando analisado a linha de tendência que apresenta uma leve inclinação, o que em tese seria um indício de ascendência.

O gráfico da Figura 40 demonstra uma visão resumida da distribuição das resistências à compressão uniaxial da pasta cimentícia apresentadas em gráfico de caixa (*box plot*), sendo possível comparar visualmente os diferentes traços analisados dentro do conjunto de dados coletados. Eles permitem uma análise concisa dos resultados e auxiliam na identificação de diferenças significativas entre os traços, ademais são úteis na identificação das tendências dos valores centrais de resistência.

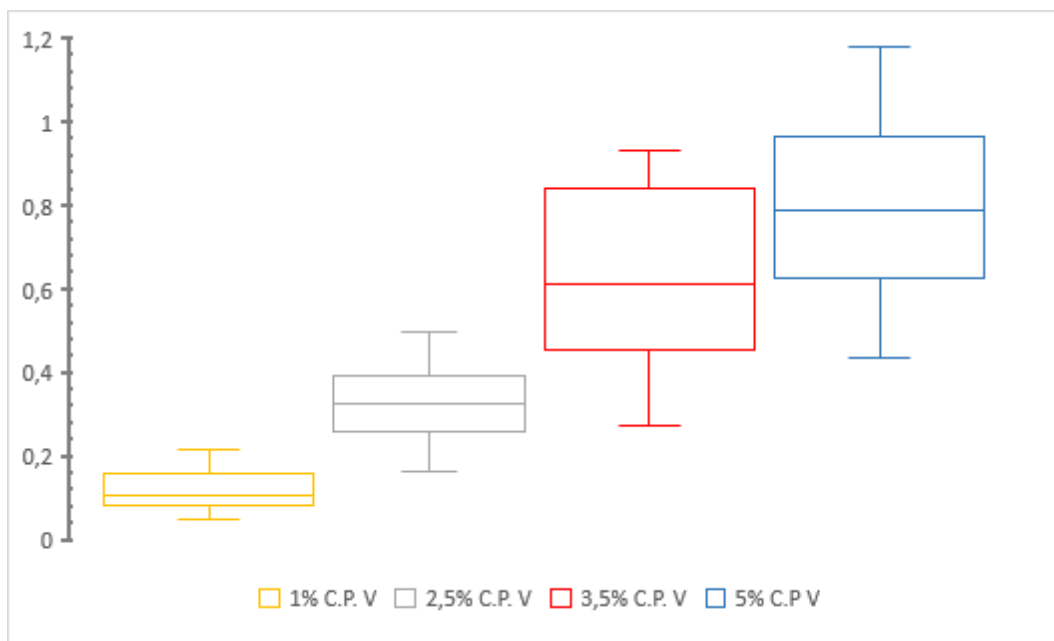
As caixas de cada traço representam o intervalo interquartil, que contém a maioria dos dados, já as linhas superiores e inferiores apresentam os valores máximos e mínimos de UCS, respectivamente, esses limites indicam o intervalo dos dados. Observa-se uma proximidade nos valores de resistência das pastas com adição de 3,5 e 5 % de cimento Portland.

**Figura 30:** Gráfico do Tempo de cura X Resistência à compressão uniaxial (MPa)



**Fonte:** Autor, 2023.

**Figura 31:** Gráfico da Resistência à compressão uniaxial (MPa) para os traços ensaiados - BoxPlot.



**Fonte:** Autor, 2023.

Neste contexto, e conforme delineado no objetivo da pesquisa estabelecido no Capítulo 2, o presente estudo apresentou como objetivo principal avaliar o comportamento da resistência à compressão uniaxial do enchimento de mina do tipo *pastefill* frente à variação de porcentagem de cimento Portland. A análise dos dados coletados permitiu a obtenção de informações fundamentais que serão interpretadas no Capítulo seguinte, proporcionando uma visão abrangente das descobertas alcançadas.

## 9 – CONCLUSÃO E CONSIDERAÇÕES FINAIS

Esta pesquisa contribuiu significativamente para o campo do método de enchimento na lavra subterrânea, retratando parâmetros químicos e físicos essenciais na elaboração das composições da pasta aplicada no Complexo Turmalina.

A técnica de enchimento em *pastefill* permite maior estabilidade do maciço rochoso por meio do uso de preenchimento de vazios e atua como suporte permanente nas escavações subterrâneas. Além das vantagens ambientais na aplicação da técnica, aponta-se a possibilidade de recuperação de pilares e aumento na lucratividade. A pasta cimentícia ajuda em uma mineração mais segura, no aumento da vida útil da mina e, principalmente, um avanço de lavra planejado e controlado.

Os resultados provenientes da caracterização do rejeito filtrado (*cake*) utilizado na produção em laboratório do *pastefill* indicaram a presença de minerais como quartzo, clorita, anortita, biotita, hornbenda e pirita. Além disso, foram obtidas informações sobre a concentração e distribuição dos elementos químicos presentes, fornecendo uma compreensão mais completa da composição do *cake*.

Fica claro que os maiores valores de resistência à compressão foram atingidos no traço contendo 5% de cimento, atingindo 1,12 MPa, entretanto não é aconselhável afirmar que esta seja a proporção ideal de cimento/rejeito para um desempenho ótimo. Pasta com valores abaixo desse ainda sim proporcionará condições segura de trabalho subterrâneo.

A partir dos resultados pode-se inferir que o traço contendo 3,5 % de insumo ligante continuará a aumentar por apresentar uma linha de tendência ainda em futuro crescimento e apresentou resultados satisfatórios para a granulometria original do *cake* (abaixo de 200 microns), concluindo que uma redução de 5 para 3,5 % no teor de cimento resultará em economias significativas de custos para uma operação em grande escala na extração mineral, mantendo a segurança operacional da mina de ouro Turmalina.

O traço aditivado em 2,5 % de ligante apresentou resistência mediana, abrindo o leque para possibilidade de aplicação em realces intercalados por pilares, conseqüentemente, tem-se o aumento da reserva lavrável e grande redução da necessidade de deposição de rejeitos em barragem e maior recuperação de água usada na usina de beneficiamento.

Foi observado retração excessiva nos corpos de prova com 1% de cimento Portland, cerca de 5 mm), aumentando a necessidade de atenção quando levado em consideração que o confinamento lateral é de suma importância para tornar o suporte estrutural artificial e auto-portante resistente o suficiente para se evitar os deslocamentos de blocos de rocha.

Foi evidenciado neste trabalho que o teste de abatimento (*slump-test*) é uma ferramenta eficaz e simples de se aplicar, fornecendo interessantes características da consistência da pasta e possível fluidez

dentro das tubulações de disposição por gravidade do *pastefill*, possibilitando a correção de receitas, quando produzido em larga escala na mineração.

De forma geral, os resultados obtidos neste estudo mostram a viabilidade de produção de uma pasta mineral com baixos teores de ligante, o que em princípio, é bastante favorável no que se refere ao aproveitamento de rejeito mineral e uma lavra lucrativa.

Nesta seara, em respostas às questões de pesquisa apresentadas no início deste estudo, os resultados confirmam após a replicação e análises em laboratório do *pastefill* que a diminuição do teor de ligante deve ser feita com cautela e responsabilidade. A pasta provendo 1 % de cimento Portland apresentou baixos índices de resistência, devendo ser aplicada como preenchimento em locais não dependentes de alta resistência estrutural de suporte. Embora este estudo tenha proporcionado percepções valiosas, pesquisas futuras são necessárias para explorar ainda mais a redução de cimento Portland, sugerem-se testes com 1,5 e 2 % de insumo ligante.

## 10 – REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ALBUQUERQUE, G. M. Comparações geoquímicas entre os corpos “a” e “c” – Mina de Turmalina (Au), Pitangui (MG). Trabalho final de curso apresentado ao programa de graduação em geologia, na Universidade Federal do Rio de Janeiro, 2019.
- AJAKA; Kasongo O. Ilunga; Adeyinka O. Omotehinse. Determining the optimum compressive strength of cemented paste backfill for artificial ground support in underground mines. *Journal of geology and mining research*. Vol. 13(2), pp. 31-41, April-June, 2021.
- ANNOR, A. B. A Study of the Characteristics and Behaviour of Composite Backfill Material. Tese (Doutorado engenharia de minas) – Department of Mining and Metallurgical Engineering, McGill University, Montreal, Canadá, 1999.
- ATLAS COPCO. *Mining Methods in Underground Mining*. 2. ed., 2007. Disponível em: [https://miningandblasting.files.wordpress.com/2009/09/mining\\_methods\\_underground\\_mining.pdf](https://miningandblasting.files.wordpress.com/2009/09/mining_methods_underground_mining.pdf). Acesso em: 18 mar. 2019.
- BELEM, T.; BENZAAZOUA, M. ‘Design and application of underground mine paste backfill technology’, *Geotechnical and Geological Engineering*, 26, 147-174, 2008.
- BIALEK J. *Deformations of Mining Terrain Caused by the Partial Exploitation in the Aspect of Measurements and Numerical Modeling*, 2020.
- BRASIL MINERAL. <https://www.brasilmineral.com.br/noticias/jaguar-mining-turmalina>, acesso em 05 de junho de 2023 às 14:32 horas, 2023.
- BRANDO, M., CORRÊA NETO, A. V., Zeh, A., Cabral, A. R., Pereira, L. F., Prado, M. G. B. do, Schlichta, T. M. (2017). Geology of the Pitangui greenstone belt, Minas Gerais, Brazil: Stratigraphy, geochronology and BIF geochemistry. *Precambrian Research*, 291, 17–41. <https://doi.org/10.1016/j.precamres.2017.01.008>
- CAVALCANTE, P. R. B., PALKOVITS, F. paste fill: A Safety Solution for Pillar Mining. In: *PASTE 2013*, 16., 2013, Belo Horizonte. Proceedings [...] Belo Horizonte, 2013.
- CRAIG, R.F. (1995) *Soil mechanics*. Fifth Edition, Chapman and Hill Publishing, London, 427 p.
- CURI A. Conjugação de suportes para a estabilidade geomecânica de escavações subterrâneas e economicidade de empreendimentos mineiros. *Jornada Técnico-científica de Medio Ambiente Subterraneo y Sostenibilidad*. Rede MASYS. 2012.
- ERIKSSON, C., NYSTROM, A. Garpenberg Mine – 10 Years of mining with paste backfill. In: *PASTE 2018*, 21., 2018 Australia. Proceedings [...] Austrália, 2018.



- GUADAGNIN, F. and Jr, F. C. (2017) ‘Age constraints on crystal-tuff from the Espinhaço Supergroup — Insight into the Paleoproterozoic to Mesoproterozoic intracratonic basin cycles of the Congo – São Francisco Craton’, *Gondwana Research. International Association for Gondwana Research*, 27(1), pp. 363–376. doi: 10.1016/j.gr.2013.10.009.
- HASAN A. Full scale experiments on the effectiveness of a drainage system for cemented paste backfill 2013.
- HASSANI, F.; BOIS, D. (1992) Economic and technical feasibility for backfill design in Quebec underground mines Final report 1/2, Canada-Quebec Mineral Development Agreement, Research & development in Quebec Mines Contract no EADM 1989-1992.
- LANDRIAULT, J.; PRIMEAU, P. A. Application of Cyclone Technology in Paste Backfill, 2013.
- LANGILLE, C. Underground Mining methods – overview of mining methods and equipment. University of Western Australia, 2015.
- PLANT DESIGN. PASTE. Belo Horizonte, 2013.
- LI. Numerical Simulation of Surface Subsidence and Backfill Material Movement Induced by Underground Mining; *hindawi.com/journals/ace/2019/2724370*, 2019.
- LU. Zhang et al. (eds). Rock Mechanics in Deep Mining. Hindawi Advances in Civil Engineering 2021.
- MAIA, Leandro de Lima, UFPE 2019. Estudo da melhoria da resistência à compressão uniaxial de enchimento de mina tipo *pastefill* da mineração Caraíba S/A. Dissertação mestrado. Disponível em <https://repositorio.ufpe.br/handle/123456789/38327>. Acesso em 17 de fevereiro de 2022 às 17:32 horas.
- MITCHELL, R. J.; OLSEN, R. S.; SMITH, J. D. ‘Model studies on cemented tailings used in mine backfill’, *Can Geotech*, J19(1): 14–28, 1982.
- MORTEZA MS (2015). A review of underground mine backfilling methods with emphasis on cemented paste backfill. *Electronic Journal of Geotechnical Engineering* 20(13):5183-5208.
- PARISEAU W. G. Design Analysis Rock Mechanics. p. 379-380. Editora: Routledge, 3ª Ed. 2007.
- POTVIN Y. (2005). Introduction. In *Hand Book of Mine Fill*, Chapter 1. Potvin, Y., Thomas, E., and Fourie, A. (Editors). Handbook on mine fill. Australian Centre for Geomechanics, Nedlands, Australia.
- ROMANO, A.W., 1989. Evolution tectonique de la region NW du Quadrilatere Ferrifere – Minas Gerais, Bresil. Unpublished PhD Thesis. University of Nancy, France, 259 pp.
- ROMANO, A. Programa Geologia do Brasil. Folha Pará de Minas. SE-23-Z-CI. Escala 1: 100.000, relatório final. UFMG-CPRM, Belo Horizonte. 72p, 2007.

ROMANO, R., LANA, C., ALKMIM, F. F., STEVENS, G., & ARMSTRONG, R. Stabilization of the southern portion of the São Francisco craton, SE Brazil, through a long-lived period of potassic magmatism. *Precambrian Research*, 224, 143-159. 2013

RPA Consulting and Jaguar Mining Inc.. Technical Report on the Turmalina Mine, Minas Gerais State, Brazil, 175p. 2017. [https://www.jaguarmining.com/site/assets/files/1723/2016-05-24\\_ni-43-101.pdf](https://www.jaguarmining.com/site/assets/files/1723/2016-05-24_ni-43-101.pdf)

SANTANA, J. ; ANDRADE, E. ; MILAGRES, L. ; Use of Paste Fill on Cycle at Turmalina Mine. *Paste 2020: 23rd International Conference on Paste*.

SEYMOUR J. B. Cemented Paste Backfill Geomechanics at a Narrow-Vein Underhand Cut-and-Fill Mine. Spokane Mining Research Division, National Institute for Occupational Safety and Health (NIOSH; Hecla Mining Company), 2019.

SEPP. Jeff.; PRESSACO. Reno; PATEL. Avakash; Jaguar mining inc. technical report on the Turmalina mine complex, Minas Gerais state, Brazil. RPA ROCK SOLID RESOURCES PROVEN ADVICE, 2019.

SILVA J. M. Fluxo de Material Fragmentado – MIM742 – Escola de Minas - PPGEM. UFOP, 2023.

SILVA. W. Evolução tectonotermal e processos multifásicos de mineralização de ouro no Depósito Turmalina, Quadrilátero Ferrífero. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Minas Gerais, 2018.

SIVAKUGAN. N. *Rock Mechanics: An Introduction*, p. 84-9. Editora CRC Press, 2012.

SUPRAM-ASF            PROTOCOLO            NÚMERO            559316/2009,            disponível em  
[http://sistemas.meioambiente.mg.gov.br/reunioes/uploads/BGsPWRe5\\_xI9ZYsMzh6Aeeg6Y79pjqjW](http://sistemas.meioambiente.mg.gov.br/reunioes/uploads/BGsPWRe5_xI9ZYsMzh6Aeeg6Y79pjqjW)  
2018.

TADE, Moses O; Modeling and optimization of Carbon in leach (CIL) circuit for gold recover Divyamaan Wadnerkar (2015). Disponível em <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/S0892687515300728>). Acesso em 02 de março de 2022 às 09:46 horas.

XUE G, YILMAZ E, SONG W, CAO S 2018. Compressive strength characteristics of cemented tailings backfill with alkali-activated slag. *Applied Sciences* 8(9):1537.

YANG L, YILMAZ E, LI J, LIU H, JIANG H (2018). Effect of superplasticizer type and dosage on fluidity and strength behavior of cemented tailings backfill with different solid contents. *Construction and Building Materials* 187:290-298.

YU, T. R. 'Mechanisms of fill failure and fill strength requirements', In: *Proceedings of 6th Canadian rock mechanics symposium*, Sudbury-ON, p.1–6, 1992.

YILMAZ, E. (2018). Stope depth effect on field behaviour and performance of cemented paste backfills. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment* 32(4):273-296

## **11 – APÊNDICES**

### **11.1 – RELATÓRIO DE ENSAIO GRANULOMETRIA A RAIOS LASER**



# MASTERSIZER



## Result: Statistics Report

**Sample Name:**  
01 - Average

**Sample Source & type:**

**Sample bulk lot ref:**

**SOP Name:**  
Franhoufer - 1200

**Measured by:**  
NUGEO

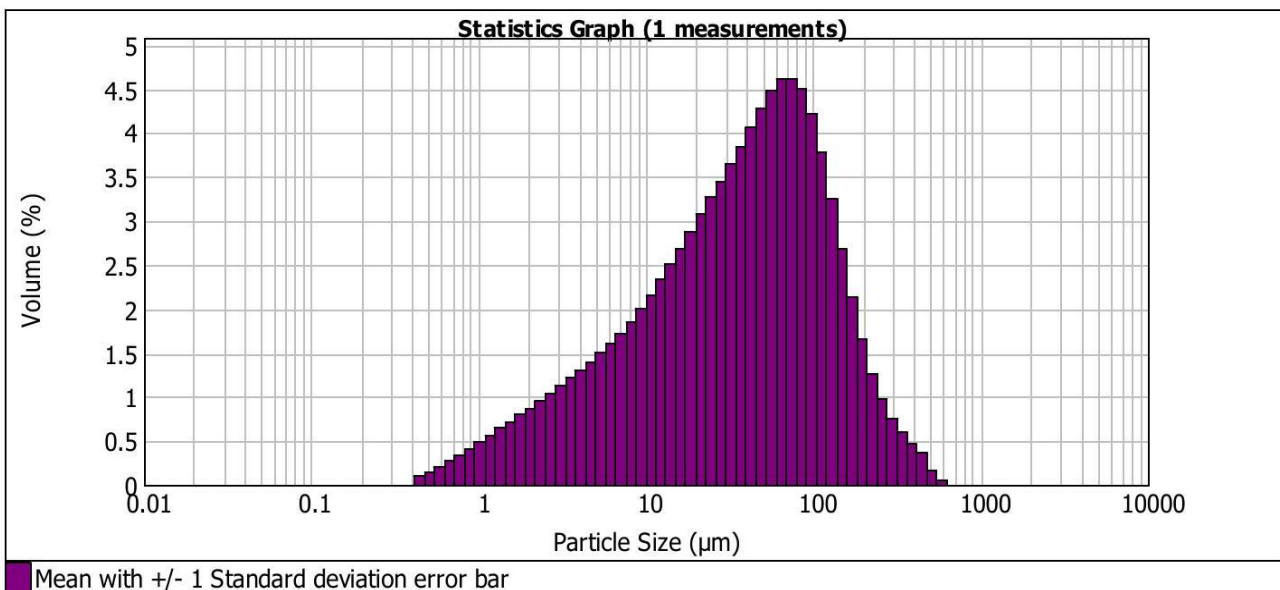
**Result Source:**  
Averaged

**Measured:**  
segunda-feira, 6 de março de 2023 10:20:43

**Analysed:**  
segunda-feira, 6 de março de 2023 10:20:44

**Result units:**  
Volume

No	Size (µm)	Mean In%	1*S.D.	No	Size (µm)	Mean In%	1*S.D.	No	Size (µm)	Mean In%	1*S.D.	No	Size (µm)	Mean In%	1*S.D.
1	0.010	0.00	0.00	27	0.363	0.00	0.00	53	13.183	2.51	0.00	79	478.630	0.17	0.00
2	0.011	0.00	0.00	28	0.417	0.10	0.00	54	15.136	2.69	0.00	80	549.541	0.05	0.00
3	0.013	0.00	0.00	29	0.479	0.15	0.00	55	17.378	2.89	0.00	81	630.957	0.00	0.00
4	0.015	0.00	0.00	30	0.550	0.21	0.00	56	19.953	3.08	0.00	82	724.436	0.00	0.00
5	0.017	0.00	0.00	31	0.631	0.27	0.00	57	22.909	3.26	0.00	83	831.764	0.00	0.00
6	0.020	0.00	0.00	32	0.724	0.34	0.00	58	26.303	3.45	0.00	84	954.993	0.00	0.00
7	0.023	0.00	0.00	33	0.832	0.41	0.00	59	30.200	3.65	0.00	85	1096.478	0.00	0.00
8	0.026	0.00	0.00	34	0.955	0.49	0.00	60	34.674	3.85	0.00	86	1258.925	0.00	0.00
9	0.030	0.00	0.00	35	1.096	0.56	0.00	61	39.811	4.07	0.00	87	1445.440	0.00	0.00
10	0.035	0.00	0.00	36	1.259	0.64	0.00	62	45.709	4.29	0.00	88	1659.587	0.00	0.00
11	0.040	0.00	0.00	37	1.445	0.72	0.00	63	52.481	4.47	0.00	89	1905.461	0.00	0.00
12	0.046	0.00	0.00	38	1.660	0.80	0.00	64	60.256	4.60	0.00	90	2187.762	0.00	0.00
13	0.052	0.00	0.00	39	1.905	0.87	0.00	65	69.183	4.62	0.00	91	2511.886	0.00	0.00
14	0.060	0.00	0.00	40	2.188	0.95	0.00	66	79.433	4.50	0.00	92	2884.032	0.00	0.00
15	0.069	0.00	0.00	41	2.512	1.03	0.00	67	91.201	4.22	0.00	93	3311.311	0.00	0.00
16	0.079	0.00	0.00	42	2.884	1.12	0.00	68	104.713	3.78	0.00	94	3801.894	0.00	0.00
17	0.091	0.00	0.00	43	3.311	1.21	0.00	69	120.226	3.25	0.00	95	4365.158	0.00	0.00
18	0.105	0.00	0.00	44	3.802	1.30	0.00	70	138.038	2.67	0.00	96	5011.872	0.00	0.00
19	0.120	0.00	0.00	45	4.365	1.40	0.00	71	158.489	2.13	0.00	97	5754.399	0.00	0.00
20	0.138	0.00	0.00	46	5.012	1.50	0.00	72	181.970	1.65	0.00	98	6606.934	0.00	0.00
21	0.158	0.00	0.00	47	5.754	1.61	0.00	73	208.930	1.27	0.00	99	7585.776	0.00	0.00
22	0.182	0.00	0.00	48	6.607	1.73	0.00	74	239.883	0.97	0.00	100	8709.636	0.00	0.00
23	0.209	0.00	0.00	49	7.586	1.86	0.00	75	275.423	0.75	0.00		10000.000		
24	0.240	0.00	0.00	50	8.710	2.00	0.00	76	316.228	0.59	0.00				
25	0.275	0.00	0.00	51	10.000	2.16	0.00	77	363.078	0.46	0.00				
26	0.316	0.00	0.00	52	11.482	2.33	0.00	78	416.869	0.35	0.00				
	0.363				13.183				478.630						





# MASTERSIZER



## Result: Sieve ASTM E11:61 Report

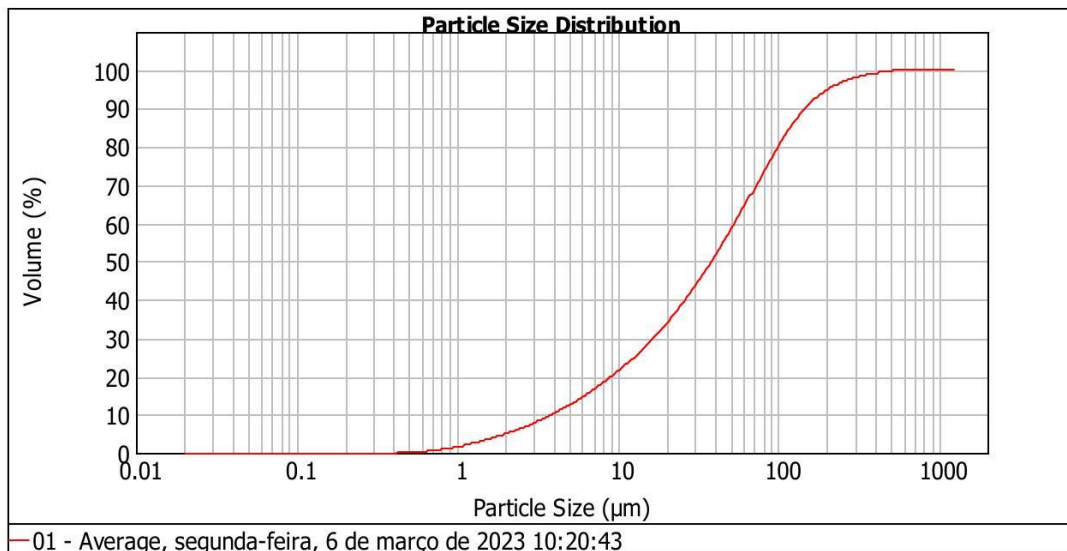
**Sample Name:** 01 - Average  
**SOP Name:** Franhoufer - 1200  
**Measured:** segunda-feira, 6 de março de 2023 10:20:43  
**Sample Source & type:**  
**Measured by:** NUGEO  
**Analysed:** segunda-feira, 6 de março de 2023 10:20:44  
**Sample bulk lot ref:**  
**Result Source:** Averaged

**Particle Name:** Fraunhofer  
**Accessory Name:** Hydro 2000MU (A)  
**Analysis model:** General purpose  
**Sensitivity:** Normal  
**Particle RI:** 0.000  
**Absorption:** 0  
**Size range:** 0.020 to 1270.000 um  
**Obscuration:** 16.07 %  
**Dispersant Name:** Water  
**Dispersant RI:** 1.330  
**Weighted Residual:** 0.656 %  
**Result Emulation:** Off

**Concentration:** 0.0239 %Vol  
**Span :** 3.699  
**Uniformity:** 1.23  
**Result units:** Volume  
**Specific Surface Area:** 0.623 m<sup>2</sup>/g  
**Surface Weighted Mean D[3,2]:** 9.630 um  
**Vol. Weighted Mean D[4,3]:** 61.835 um  
**Density:** 1.000 g/cm<sup>3</sup>

**d(0.1): 3.856 um**                      **d(0.5): 38.255 um**                      **d(0.9): 145.367 um**

Mesh No	Aperture μm	Volume In %	Vol Below %	Mesh No	Aperture μm	Volume In %	Vol Below %	Mesh No	Aperture μm	Volume In %	Vol Below %
10	2000	0.00	100.00	35	500	0.37	99.86	120	125	4.40	86.65
12	1700	0.00	100.00	40	425	0.60	99.49	140	106	4.99	82.25
14	1400	0.00	100.00	45	355	0.77	98.89	170	90	5.99	77.26
16	1180	0.00	100.00	50	300	1.14	98.11	200	75	5.83	71.27
18	1000	0.00	100.00	60	250	1.43	96.97	230	63	5.64	65.44
20	850	0.00	100.00	70	212	1.96	95.54	270	53	5.07	59.80
25	710	0.00	100.00	80	180	2.98	93.59	325	45	4.92	54.73
30	600	0.00	100.00	100	150	3.95	90.61	400	38		49.81
35	500	0.14	99.86	120	125		86.65				



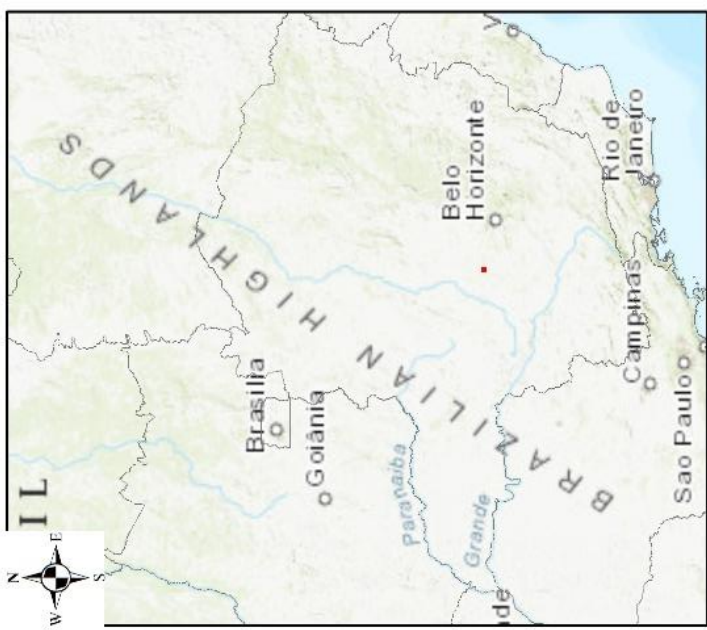
Operator notes:

## **12 – ANEXOS**

**12.1 – MAPA DE LOCALIZAÇÃO DA MINA TURMALINA – JAGUAR MINING**

**12.2 – MAPA GEOLÓGICO REGIONAL MINA TURMALINA – JAGUAR MINING**





**MAPA DE LOCALIZAÇÃO**

**CONVENÇÃO CARTOGRÁFICA:**

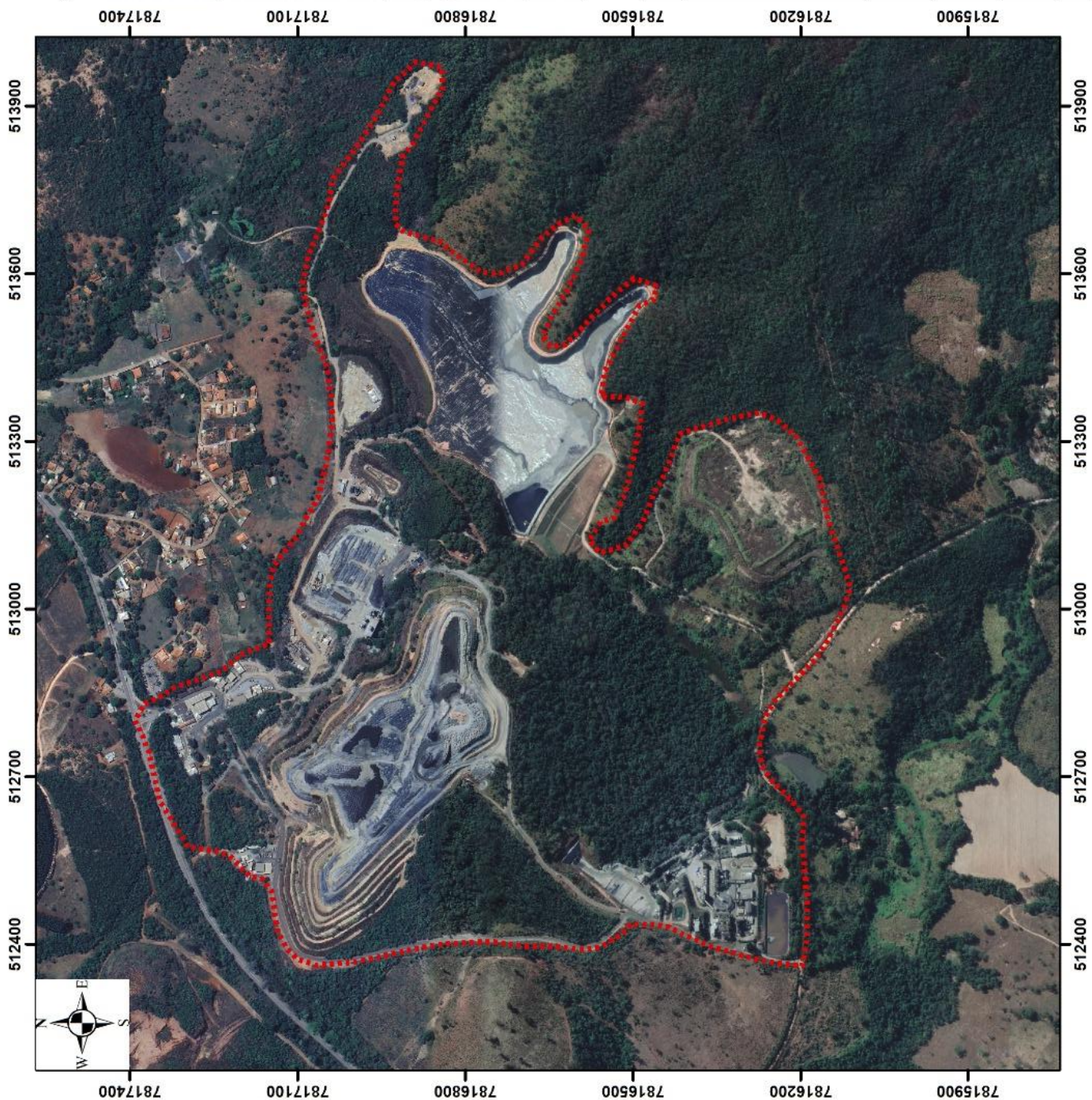
- Área de Estudo
- Área da Jaguar Mining - Complexo MTL

Escala Gráfica 0 125 250 500 m

Escala Numérica: 1:10.000

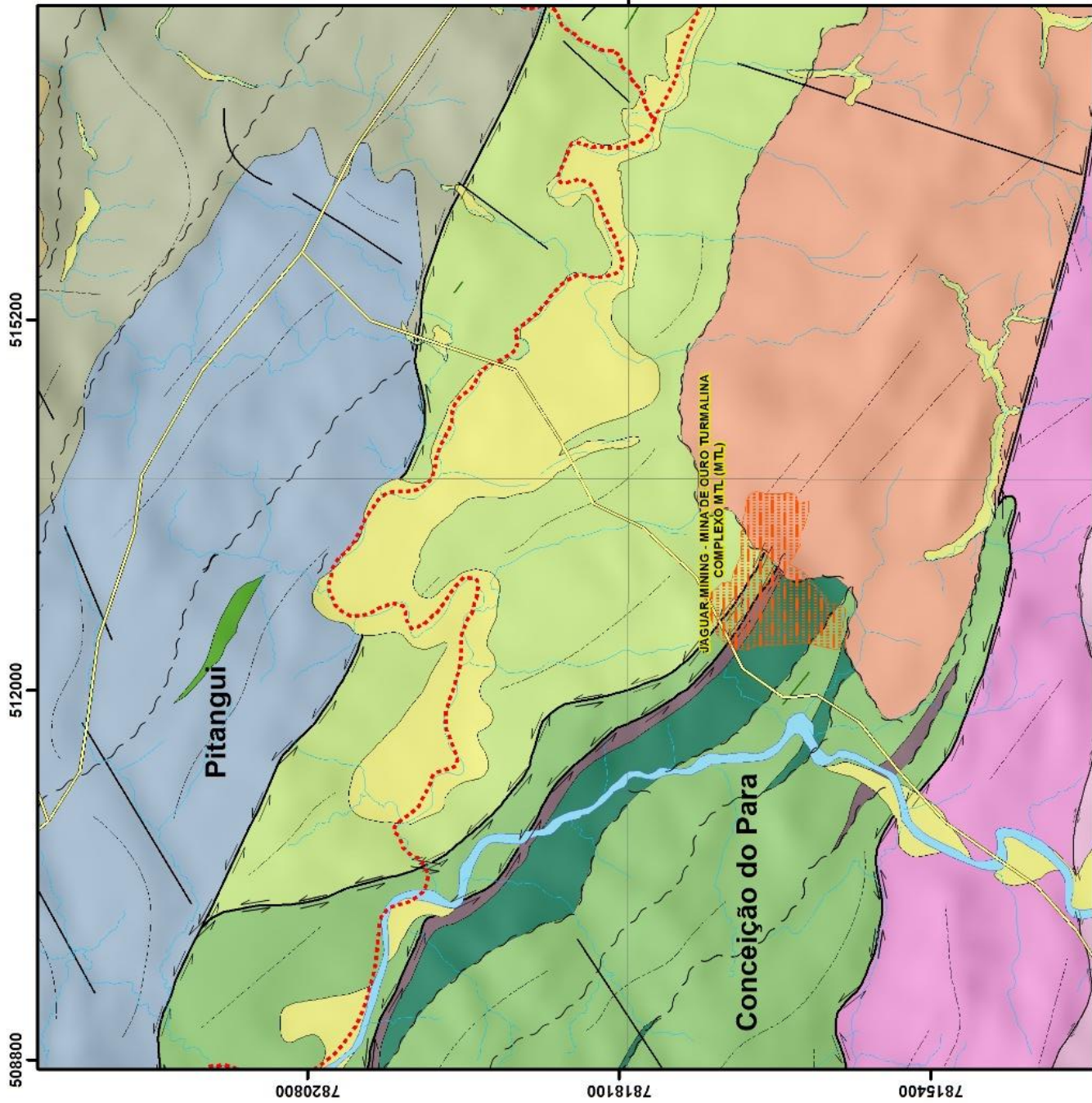
Fonte: ESRI, Google Earth

Datum: UTM SIRGAS 2000 23S





**MAPA GEOLOGICO REGIONAL DO COMPLEXO MTL - JAGUAR MINING**



**FANEROZOICO - CENOZOICO**  
Depósitos aluvionares inconsolidados e terraços aluvionares semi-consolidados. Compostos pela intercalação de sedimentos arenosos, cascalhosos e silítico-argilosos

**PALEOPROTEROZOICO**  
Corpos de diabásio de granulação média e textura subofítica, localmente com fenocristais de feldspato serfizado de até 10cm (1.702+/-13Ma,U-Pb).

**Unidade Serra dos Ferreiras**  
Zona de alteração o hidrotermal serfítica com presença local de cloritoide e zonas de alteração peraluminosa (agalmatólitio)

**NEOARQUEANO**  
Granito Corrego do Arruda: biotita monzogranitos com granodioritos subordinados de granulação média a grossa, comumente porfíricos, com fenocristais de microclina centimétricos. Apresentam textura protomilonítica a milonítica e assinatura geoquímica cálcio-alcalina de alto potássio  
Plúton Casquilho: biotita-granito leucocrático de granulação média a grossa, localmente foliado (2.711+/-4Ma, U-Pb LA-ICP-MS).

**GRUPO PITANGUI**  
**Formação Onça do Pitangui**  
Metarritmito com intercalações milimétricas a centimétricas de filito serfítico de granulometria argila a silte (metapelito), ora carbonoso ora ferruginos e serfítico-feldspato-quartzo filito de granulometria areia fina.  
Intercalações de filito serfítico e filito carbonoso (metapelitos) com (clorita)-carbonato-plagioclásio-quartzo-serfítico filito (metagrauvaca feldspática a lítica) (2788Ma, U-Pb idade máxima de sedimentação) e meta-arcósea meta-arenitos líticos de granulometria fina a média.

**Formação Rio São João**  
Metarritmitos com intercalações com níveis de quartzo-biotita xisto, (carbonato-clorita)-biotita-quartzofilito (metapelitos).

**Formação Rio Para**  
Intercalações de (clorita)-serfítico-cloritoide-quartzo xisto cloritoide-quartzo-clorita xisto (metapelitos aluminosos e ferruginosos), filito serfítico, filito carbonoso, metachert ferruginoso e formação ferrífera bandada  
Intercalações de plagioclásio-actinolita xisto (metabasaltos com afinidades komatiítica a tholeiítica de alto-Mg e alto-Fe) e quartzo-plagioclásio-(actinolita)-biotita-clorita xisto quartzo-clorita xisto subordinadamente clorita-augita-hornblenda metagabro com afinidade tholeiítica de alto-Mg (2729 Ma, U-Pb) e rochas metaulttramáficas.

**MESOARQUEANO**  
Intercalações de (magnetita)-taico-xisto, (antofilita)-clorita-taico-xisto, serpentina-taico-magnetita-tremolita-clorita (Anfibólito)-biotita gnaiss migmatítico de composição granítica

- CONVENÇÃO GEOLÓGICA**
- Falha extensional
  - Falha ou fratura indiscriminada
  - Falha transcorrente sinistral
  - Zona de cisalhamento transposicional dextral
  - Zona de cisalhamento transposicional sinistral
- CONVENÇÃO TOPOGRÁFICA**
- Divisa municípios
  - Drenagem

0 0.5 1 2 km

1:50.000

Fonte: CPRM - PROJETO ARIM PARA DE MINAS  
Zona UTM - 23K - SIRGAS 2000