

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Curso de Especialização em Engenharia de Recursos Minerais - CEERMIN

Daniel Rodrigues Santiago

DIMENSIONAMENTO DE SISTEMA DE PASTE BACKFILL:
estudo de caso para uma mina subterrânea

Belo Horizonte

2025

Daniel Rodrigues Santiago

**DIMENSIONAMENTO DE SISTEMA DE PASTE BACKFILL:
estudo de caso para uma mina subterrânea**

Monografia de especialização apresentada ao
Curso de Especialização em Engenharia de
Recursos Minerais, como requisito parcial à
obtenção do título de Especialista em Recursos
Minerais

Orientador: Professor George Eduardo Sales
Valadão

Belo Horizonte

2025



UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
ESCOLA DE ENGENHARIA
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA MINAS
CURSO DE ESPECIALIZAÇÃO EM ENGENHARIA DE RECURSOS MINERAIS

ATA DE DEFESA DE TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO

MONOGRAFIA/ARTIGO

Aos vinte e oito dias do mês de junho do ano de dois mil e vinte e cinco, às 09h:50, o estudante Daniel Rodrigues Santiago, matrícula 2023700790, defendeu o Trabalho intitulado “**DIMENSIONAMENTO DE SISTEMA DE PASTE BACKFILL: estudo de caso para uma mina subterrânea**”.

Participaram da banca examinadora os professores abaixo indicados, que, por nada mais terem a declarar, assinam eletronicamente a presente ata.

Nota: 96

Situação: Aprovado

Orientador: Professor George Eduardo Sales Valadao

Examinador: Professor Gilberto Rodrigues da Silva

Examinador: Professor Luciano Fernandes de Magalhães



Documento assinado eletronicamente por **George Eduardo Sales Valadao, Professor Magistério Superior - Voluntário**, em 21/08/2025, às 11:08, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 5º do [Decreto nº 10.543, de 13 de novembro de 2020](#).



Documento assinado eletronicamente por **Luciano Fernandes de Magalhães, Professor(a)**, em 23/09/2025, às 08:57, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 5º do [Decreto nº 10.543, de 13 de novembro de 2020](#).



Documento assinado eletronicamente por **Gilberto Rodrigues da Silva, Professor do Magistério Superior**, em 08/10/2025, às 16:43, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 5º do [Decreto nº 10.543, de 13 de novembro de 2020](#).



A autenticidade deste documento pode ser conferida no site https://sei.ufmg.br/sei/controlador_externo.php?acao=documento_conferir&id_orga_o_acesso_externo=0 , informando o código verificador **4440777** e o código CRC **5D47C5F7**.

Referência: Processo nº 23072.201794/2023-83

SEI nº 4440777

DEDICATÓRIA

A Deus e à minha família.

AGRADECIMENTOS

À minha família pelo apoio e incentivo incondicionais.

Ao meu orientador, Professor George Eduardo Sales Valadão, pelo apoio e oportunidade para elaboração deste trabalho.

Ao Professor Cláudio Lúcio Pinto e à equipe do Laboratório de Tecnologia de Rochas da UFMG, pelo suporte técnico e pela colaboração na realização dos testes indispensáveis para o andamento do trabalho.

Aos meus colegas de trabalho, Engenheiro Charleston Dias, pela ajuda dedicada na preparação das amostras e pelo apoio durante todo o processo, e Engenheiro Jay Chapman, pelas discussões técnicas e pelo conhecimento compartilhado.

Aos professores do CEERMIN pelos ensinamentos.

RESUMO

O *paste backfill* é uma técnica aplicada em minas subterrâneas, na qual os rejeitos gerados no beneficiamento são espessados até alcançarem a consistência de uma pasta e, em seguida, combinados com um aglutinante, geralmente cimento. Esse material é transportado para os vazios subterrâneos deixados pela lavra. O *paste backfill* possui diversas finalidades, como a estabilização das minas subterrâneas, permitindo a continuidade da extração de minério, a redução da disposição de rejeitos na superfície e a minimização do impacto ambiental das operações de mineração. O cimento representa a maior parte do custo envolvido na operação de *backfill*. Por isso, a otimização da especificação da pasta é fundamental para garantir que tanto os requisitos hidráulicos quanto os operacionais da lavra sejam atendidos, evitando o uso excessivo de cimento. Este trabalho tem como objetivo o dimensionamento de um sistema de *paste backfill* para uma mina de cobre e ouro que passará de lavra a céu aberto para lavra subterrânea. A pasta resultante deve atender aos requisitos para transporte gravitacional e alcançar os critérios de resistência à compressão necessários para o preenchimento dos vazios subterrâneos. Para o dimensionamento, a pasta foi caracterizada quanto à sua reologia, granulometria e densidade de sólidos. A porcentagem de cimento foi determinada a partir dos resultados obtidos em ensaios de compressão simples. Foi desenvolvido um modelo hidráulico considerando a rota do sistema, permitindo a definição da tubulação a ser utilizada e o traço otimizado da pasta.

Palavras Chave: *Paste backfill* ; Hidráulica ; Resistência à compressão ; Reologia ; Mineração subterrânea.

ABSTRACT

Paste backfill is a technique used in underground mining, where the tailings generated during ore processing are thickened to achieve paste-like consistency and then combined with a binder, typically cement. This material is transported to the underground stopes left by mining. Paste backfill serves several purposes, including the stabilization of underground mines, enabling the continuity of ore extraction, reducing tailings disposal on the surface, and minimizing the environmental impact of mining operations. Cement represents most of the costs involved in the backfill operation. Therefore, optimizing the paste specification is crucial to ensure that both the hydraulic and operational requirements of the mine are met, avoiding excessive cement consumption. This study aims to design a paste backfill system for a copper and gold mine transitioning from open-pit to underground mining. The resulting paste must meet the requirements for gravitational transport and achieve the necessary compressive strength criteria for filling the underground stopes. For the design, the paste was characterized in terms of its rheology, particle size distribution, and solid density. The cement percentage was determined based on the results of unconfined compression tests. A hydraulic model was developed, considering the system's route, allowing the definition of the piping to be used and the optimized paste mix recipe.

Keywords: Paste backfill ; Hydraulics ; Unconfined compressive strength ; Rheology ; Underground Mining.

LISTA DE FIGURAS

Figura 2.1 – Esquemático – Picnômetro.....	17
Figura 2.2 – Esquemático – Peneiras	18
Figura 2.3 – Tipos de Fluxo	20
Figura 2.4 – Esquemático – Modelo de Placas Paralelas	21
Figura 2.5 – Reograma	22
Figura 2.6 – Classificação de Rejeitos Espessados	24
Figura 2.7 – Exemplo de Rejeito Espessado de Ultraelevada Densidade (Pasta).....	25
Figura 2.8 – Esquemático de um Backfill	26
Figura 2.9 – Tubulação – Exemplo Bernoulli	30
Figura 2.10 – Perda de Carga Entre dois Pontos em um Tubo.....	31
Figura 2.11 – Gradiente Hidráulico e Linha de Energia.....	33
Figura 2.12 – Seção Transversal Cheia e em Slack Flow	34
Figura 2.13 – Gradiente Hidráulico e Slack Flow	35
Figura 2.14 – Gradiente Hidráulico com Estação de Estrangulamento.....	36
Figura 2.15 – Esquemático – Teste de Slump com Cone.....	38
Figura 2.16 – Esquemático – Teste de Slump com Cilindro.....	39
Figura 2.17 – Tensão de Escoamento em Função da Concentração de Sólidos.....	40
Figura 2.18 – Esquemático - Reômetro	41
Figura 2.19 – Esquemático – Máquina de Ensaio UCS	44
Figura 2.20 – Curvas de Resistência à Compressão em Função da Deformação.....	45
Figura 3.1 – Perfil da Rota.....	50
Figura 4.1 – Curva de Distribuição Granulométrica	54
Figura 4.2 – Tensão de Cisalhamento em Função da Taxa de Cisalhamento – Sem Adição de Cimento	55
Figura 4.3 – Tensão de Cisalhamento em Função da Taxa de Cisalhamento – Adição de 4% de Cimento.....	55
Figura 4.4 – Viscosidade Reduzida	56
Figura 4.5 – Tensão de Escoamento – Ensaio de Reologia.....	56
Figura 4.6 – Tensão de Escoamento – Teste de Slump.....	58
Figura 4.7 – Gráfico Tensão x Deformação	61
Figura 4.8 – Corpo de Prova – Ensaio UCS	62
Figura 4.9 – UCS x Tempo de cura	62

Figura 4.10 – Razão Água-Cimento x UCS	63
Figura 4.11 – Razão Água-Cimento	64
Figura 4.12 – Perfil Inicial.....	65
Figura 4.13 – Perfil Proposto.....	65
Figura 4.14 – Gradiente Hidráulico – Subnível 468.....	67
Figura 4.15 – Gradiente Hidráulico – Subnível 193.....	68
Figura 4.16 – Gradiente Hidráulico – Subnível 123.....	69

LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1 – Peneiras Padrão.....	19
Tabela 2.2 – Critérios de Resistência – <i>Paste Backfill</i>	46
Tabela 3.1 – Dados de Processo	47
Tabela 3.2 – Faixa de Concentração de Sólidos.....	48
Tabela 3.3 – Elevações	50
Tabela 4.1 – Densidade dos Sólidos.....	52
Tabela 4.2 – Distribuição Granulométrica	53
Tabela 4.3 – Resultados da Reologia.....	54
Tabela 4.4 – Resultados Testes de Slump	57
Tabela 4.5 – Traços do <i>Paste fill</i> - UCS.....	59
Tabela 4.6 – Condições Experimentais e Características dos Corpos de Prova.....	59
Tabela 4.7 – Tensão de Ruptura	60
Tabela 4.8 – Razão Água-Cimento para Atendimento do Critério de Estabilidade.....	63
Tabela 4.9 – Dados do Transporte - Subnível 468	67
Tabela 4.10 – Dados do Transporte - Subnível 193	68
Tabela 4.11 – Dados do Transporte - Subnível 123	69

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	13
1.1	OBJETIVO GERAL	15
1.2	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	15
2	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	16
2.1	CARACTERIZAÇÃO DE FLUIDOS BIFÁSICOS (SÓLIDO-LÍQUIDO)	16
2.1.1	Concentração de Sólidos	16
2.1.2	Densidade da Mistura	16
2.1.3	Densidade dos Sólidos	17
2.1.4	Distribuição Granulométrica	18
2.1.5	Reologia	20
2.2	PASTAS MINERAIS	24
2.2.1	Paste Backfill	25
2.3	HIDRÁULICA PARA POLPAS E PASTAS MINERAIS	26
2.3.1	Regimes de Escoamento	26
2.3.2	Velocidade de Transição	27
2.3.3	Perda de Carga	29
2.4	TESTES APLICADOS ÀS PASTAS MINERAIS	37
2.4.1	Slump	37
2.4.2	Viscosidade	41
2.4.3	Resistência à Compressão Não Confinada	43
3	METODOLOGIA	47
3.1	ESTUDO DE CASO	47
3.2	DADOS DE PROCESSO	47
3.3	CARACTERIZAÇÃO DA PASTA	48
3.3.1	Densidade de Sólidos	48
3.3.2	Concentração de Sólidos	48
3.3.3	Distribuição Granulométrica	48
3.3.4	Reologia	48
3.3.5	Dosagem de Cimento	49
3.4	ENSAIO DE COMPRESSÃO UNIAXIAL	49
3.5	PROJETO DA ROTA	50
3.6	MODELO HIDRÁULICO	51

3.7	SELEÇÃO DA TUBULAÇÃO	51
4	RESULTADOS E DISCUSSÃO	52
4.1	CARACTERIZAÇÃO DA PASTA.....	52
4.1.1	Densidade dos Sólidos.....	52
4.1.2	Distribuição Granulométrica	53
4.1.3	Teste de Reologia	54
4.1.4	Teste de Slump	57
4.1.5	Teste de Compressão UCS	58
4.2	ANÁLISE HIDRÁULICA	64
4.2.1	Definição do Perfil.....	64
4.2.2	Tubulação Seleccionada.....	66
4.2.3	Gradientes Hidráulicos	66
5	CONCLUSÃO	70
6	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	71
	REFERÊNCIAS	72

1 INTRODUÇÃO

A mineração desempenha um papel crucial na história humana, sendo uma das atividades mais antigas e persistentes da civilização. Desde os primórdios, a busca por minerais e metais tem sido fundamental para o desenvolvimento das sociedades, impulsionando o comércio, a tecnologia e a expansão territorial. A extração de recursos minerais não apenas proporcionou materiais essenciais para a fabricação de ferramentas, armas e construções, mas também foi um catalisador para a inovação industrial e a revolução científica.

A lavra pode ser definida como o conjunto de atividades, processos e infraestrutura necessário para a extração de um bem mineral (minério). De acordo com Hartman & Mutmanský (2002), os métodos tradicionais de lavra se enquadram em duas grandes categorias: lavra a céu aberto e lavra subterrânea. O método de lavra selecionado é determinado pelas características do depósito mineral e os limites impostos pela segurança, tecnologias, preocupações ambientais e econômicas. Condições geológicas como o mergulho e forma do corpo mineral, e a competência da rocha, têm um papel fundamental na seleção do método.

Segundo Mero, Clark, Hustrulid (2024), a lavra a céu aberto é o método de extração predominante no mundo, correspondendo a mais de dois terços da produção mundial. Esse método de lavra é aplicável para depósitos minerais próximos à superfície ou que tenham uma baixa relação estéril/minério. Frequentemente a lavra a céu aberto requer um grande custo de investimento, mas geralmente resulta em alta produtividade, baixo custo de operação e boas condições de segurança, conforme Hartman & Mutmanský (2002).

A mineração subterrânea é uma técnica utilizada para acessar depósitos minerais que estão localizados abaixo da superfície. Essa abordagem é empregada quando os depósitos estão profundamente enterrados ou quando a extração na superfície não é viável economicamente. Conforme Gogoleska (2011), as operações subterrâneas necessitam de um trabalho mais complexo e, portanto, possuem custos de investimento e operação mais altos. Isso se deve ao fato de as minas subterrâneas possuírem operações unitárias únicas que não são encontradas em minas a céu aberto, como a ventilação, que demanda equipamentos de alto custo. Além disso, as operações unitárias comuns a ambos os métodos de lavra requerem equipamentos mais robustos para a lavra subterrânea, desenvolvidos especificamente para operar em espaços confinados, sem iluminação e sem ventilação natural.

Conforme Hustrulid & Bullock (2001), muitos detalhes são considerados no planejamento de uma mina subterrânea. Primeiro, as informações geológicas, estruturais e mineralógicas devem

ser coletadas e combinadas com dados sobre recursos e reservas. Uma vez que o corpo mineral tenha sido sondado e delineado, o importante processo de seleção do método ou métodos de lavra mais adequados é iniciado. Conforme Hartman & Mutmansky (2002), os métodos de lavra subterrânea são classificados em dois grupos principais: métodos com suporte e métodos por abatimento. A diferença fundamental entre esses grupos reside na necessidade de se manter os realces, escavações de lavra, abertos nos métodos com suporte, enquanto nos métodos por abatimento, há um processo gradual, contínuo e controlado de colapso.

Conforme Hartman & Mutmansky (2002), métodos com suporte são usados principalmente em depósitos com mergulho acentuado. Segundo Hustrulid & Bullock (2001), dentre os métodos com suporte, o método *sublevel stoping* se destaca para corpos minerais de mergulho acentuado e de formato regular. Nesse método os realces precisam ser preenchidos para manter a integridade do maciço rochoso na mina. Segundo Cooke (2007), os espaços vazios criados pelos realces minerados podem ser preenchidos por dois métodos principais: o *hydraulic sand fill*, que utiliza o rejeito deslamado sem a adição de reagentes; e o *paste backfill (paste fill)*, quando uma mistura composta pelo rejeito desaguado com alta concentração de sólidos em massa (cerca de 70%) e cimento é utilizada para o enchimento dos realces.

De acordo com Hustrulid & Bullock (2001), o desenvolvimento do método de enchimento dos realces por *paste fill* permite o preenchimento rigoroso de áreas com cavidades de difícil acesso. Isso, por sua vez, permite a estabilização do maciço rochoso, permitindo a continuidade da mineração em áreas particularmente difíceis. Além disso, o retorno do rejeito para dentro dos realces representa uma vantagem ambiental para esse método de lavra.

Segundo Cooke (2007), o projeto de um sistema de *paste backfill* requer um entendimento profundo com comportamento de escoamento da pasta. Conforme Hallbom & Chapman, a tubulação de distribuição é um componente essencial de um sistema de *paste fill*, principalmente para sistemas de fluxo por gravidade em que o único controle é a reologia da pasta e o layout da tubulação. Caso não seja projetada corretamente, uma tubulação de *paste fill* pode ter altas taxas de desgaste, ser difícil de iniciar e parar, entupir com frequência e/ou exigir quantidades excessivas de cimento para atingir a resistência curada necessária para os realces, o que aumenta significativamente os custos operacionais. Uma tubulação mal projetada pode causar o fracasso de um projeto de *paste backfill*.

1.1 OBJETIVO GERAL

O objetivo geral deste trabalho consiste em realizar o dimensionamento de um sistema de *paste backfill* para composição de um estudo de viabilidade de uma mina subterrânea de cobre e ouro, localizada no estado do Pará.

1.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Caracterização da pasta quanto suas propriedades mecânicas e reológicas;
- Definição da rota recomendada da tubulação para a pasta produzida;
- Seleção da tubulação de acordo os requisitos hidráulicos e operacionais.

2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 CARACTERIZAÇÃO DE FLUIDOS BIFÁSICOS (SÓLIDO-LÍQUIDO)

2.1.1 Concentração de Sólidos

A concentração de sólidos de um fluido bifásico, composto por sólidos e líquido, pode ser expressa em dois parâmetros (AUSENCOPSI, 2009):

- Concentração em massa (C_m);
- Concentração em volume (C_v).

A concentração de sólidos em massa (C_m) de uma mistura é expressa pela equação (2.1):

$$C_m = \frac{\text{massa da fração sólida}}{\text{massa total da mistura}} \quad (2.1)$$

A concentração de sólidos em volume (C_v) de uma mistura é expressa pela equação (2.2):

$$C_v = \frac{\text{volume da fração sólida}}{\text{volume total da mistura}} \quad (2.2)$$

2.1.2 Densidade da Mistura

A densidade de uma mistura sólido-líquido, depende da densidade dos sólidos e do líquido que compõem a mistura (AUSENCOPSI, 2009).

A densidade da mistura é dada pela equação (2.3).

$$\rho_m = \frac{1}{\frac{C_m}{\rho_s} + \frac{1 - C_m}{\rho_l}} \quad (2.3)$$

Onde:

ρ_m = densidade da mistura [t/m³];

ρ_s = densidade do sólido [t/m³];

ρ_l = densidade do líquido [t/m³];

C_m = Concentração de sólidos em massa [%].

2.1.3 Densidade dos Sólidos

A determinação da densidade por picnômetro é um método preciso em que se usa um líquido de trabalho com densidade conhecida, como a água.

O picnômetro consiste em um frasco de vidro com uma rolha de vidro esmerilhado bem ajustada, com um orifício capilar. Esse orifício fino libera o líquido sobressalente após o fechamento do picnômetro cheio na parte superior e permite a obtenção de um determinado volume de líquido medido e/ou de trabalho com alta precisão.

A Figura 2.1 apresenta um esquemático de um picnômetro.

Figura 2.1 – Esquemático – Picnômetro



Fonte: adaptado de AUSENCOPSI, 2009.

O picnômetro também pode ser usado para determinar a densidade de um objeto sólido que não se dissolve no líquido de trabalho. Primeiro, é necessário medir a massa dos sólidos secos. Em seguida é feita a pesagem do picnômetro cheio de água. Por fim são adicionados os sólidos no picnômetro com água e a massa total é determinada.

Com as massas registradas, é possível calcular a densidade dos sólidos pela equação (2.4).

$$\rho_s = \rho_{H_2O(T^{\circ}C)} \frac{A}{[(A) + (B) - (C)]} \quad (2.4)$$

Onde:

ρ_s = densidade do sólido [g/cm³];

$\rho_{H_2O(T^{\circ}C)}$ = densidade da água [g/cm³];

A = massa do sólido seco [g];

B = tara do frasco + massa de água [g];

C = tara do frasco + massa de água + massa de sólido [g].

2.1.4 Distribuição Granulométrica

Conforme descrito em AUSENCOPSI, 2009, em termos mais simples, a especificação de uma partícula requer pelo menos uma medida de seu tamanho e uma medida de sua forma.

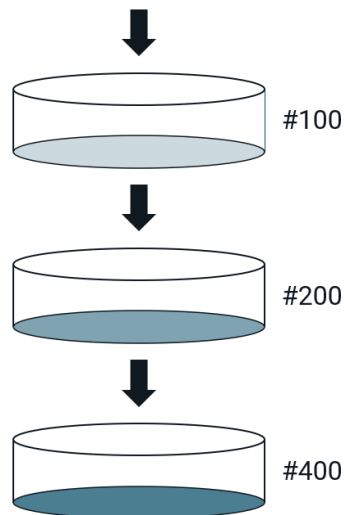
A maneira mais comum de medir o tamanho é passar uma amostra do material granular por uma série de peneiras ou malhas cujas aberturas são decrescentes.

O material com diâmetro de partícula maior do que a abertura da malha será retido, enquanto o material com diâmetro menor do que a abertura da malha passará por ela para a peneira seguinte.

A massa retida em cada peneira é medida e, com isso, é possível obter a distribuição do tamanho das partículas.

A Figura 2.2 apresenta um esquema de peneiras com malhas de abertura decrescente.

Figura 2.2 – Esquemático – Peneiras



Fonte: adaptado de AUSENCOPSI, 2009.

Cada peneira tem uma malha com uma abertura padronizada, conforme mostrado na Tabela 2.1.

Tabela 2.1 – Peneiras Padrão

Designação Peneira Padrão	Abertura [mm]	Denominação Alternativa	Malha de Tyler Equivalente
2.00 mm	2.00	No. 10	#9
1.00 mm	1.00	No. 18	#16
297 μm	0.297	No. 50	#48
210 μm	0.210	No. 70	#65
149 μm	0.149	No. 100	#100
74 μm	0.074	No. 200	#200
45 μm	0.045	No. 325	#325
37 μm	0.037	No. 400	#400

Fonte: AUSENCOPSI (2009).

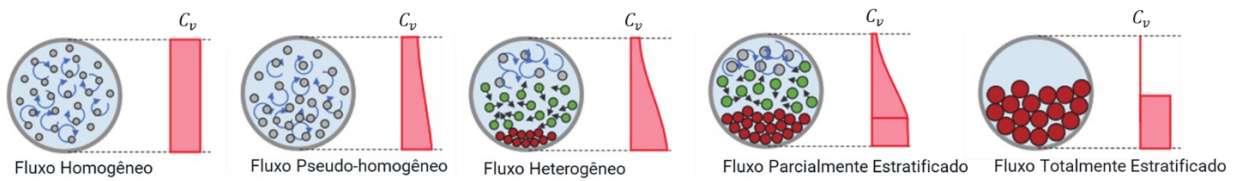
Os tamanhos característicos também são usados para representar o tamanho das partículas, sendo os mais comuns D50, D85 e D90. Isso significa que D90 é o tamanho associado a 90% do material que passa pela malha correspondente.

O tamanho das partículas presentes em uma mistura de duas fases influencia principalmente o comportamento do fluxo. Partículas muito finas contribuem para um comportamento homogêneo. Os sólidos são suspensos, e a concentração é aproximadamente a mesma em qualquer ponto da seção transversal de um tubo de transporte. Isso é chamado de fluxo homogêneo.

As partículas maiores, devido ao seu peso, tendem a ser transportadas perto da parte mais baixa do tubo (fundo). Nesse caso, a seção transversal do fluxo apresenta um gradiente de concentração, considera-se fluxo heterogêneo.

A Figura 2.3 apresenta a seção transversal para diferentes tipos de fluxo de suspensões e a indicação do gradiente de concentração que varia em função do tamanho das partículas.

Figura 2.3 – Tipos de Fluxo



Fonte: adaptado de Messa, *et al.*, (2023).

Se a concentração de sólidos for alta e a distribuição do tamanho das partículas tiver uma predominância de partículas finas, estas últimas atuarão como suporte para as partículas maiores. Por outro lado, se a concentração de sólidos for baixa, as partículas maiores tenderão a ser transportadas para perto do fundo.

Conforme trabalho de Les, *et al.* (2011), a pasta mineral é uma suspensão de sólidos sem sedimentação e sem segregação, que se comporta como um fluxo homogêneo.

2.1.5 Reologia

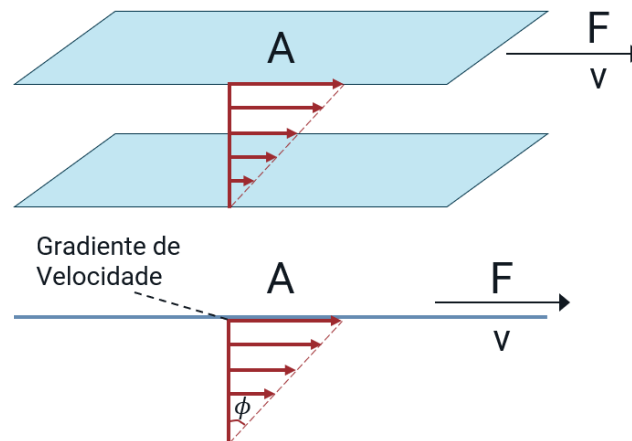
Conforme apresentado por Klein (2002), reologia é a ciência que estuda a deformação e fluxo da matéria, os quais envolvem fenômenos de elasticidade, plasticidade e viscosidade.

A caracterização da reologia de um fluido é feita por ensaios de laboratório que medem a tensão de cisalhamento em função da taxa de cisalhamento, resultando em curvas de fluxo chamadas de reogramas.

O conceito de reologia é explicado pelo exemplo clássico de Newton, onde se assume que há uma camada de fluido entre duas placas paralelas. Uma força externa faz com que a placa superior se mova a uma velocidade constante (v), fazendo com que a camada de fluido entre as duas placas também se mova. Então, um gradiente de velocidade ocorrerá entre as duas placas.

A Figura 2.4 apresenta um esquemático do modelo de placas paralelas usado por Newton.

Figura 2.4 – Esquemático – Modelo de Placas Paralelas



Fonte: adaptado de AUSENCOPSI, 2009.

A relação entre a força tangencial (paralela) e a área da placa é chamada de “tensão de cisalhamento” (τ), e sua definição matemática é dada pela equação (2.5).

$$\tau = \frac{F}{A} \quad (2.5)$$

Para cada força constante (F), temos:

- Uma velocidade constante (v);
- Um ângulo de deformação constante (ϕ) ou gradiente entre as duas placas;
- Uma tensão de cisalhamento constante (τ).

À medida que a força aumenta, a taxa de deformação também aumenta proporcionalmente. Portanto, há uma proporcionalidade direta entre a tensão de cisalhamento (τ) e o ângulo de deformação (ϕ). Logo, a seguinte relação apresentada nas equações (2.6) e (2.7) pode ser obtida, onde a constante de proporcionalidade “ μ ” é chamada por Newton de viscosidade.

$$\frac{\tau_1}{\phi_1} = \frac{\tau_2}{\phi_2} = \frac{\tau_3}{\phi_3} = cst = \mu \quad (2.6)$$

$$\tau = \mu \cdot \phi \quad (2.7)$$

Onde:

τ = tensão de cisalhamento [Pa];

μ = viscosidade dinâmica [Pa-s];

ϕ = taxa de cisalhamento [1/s].

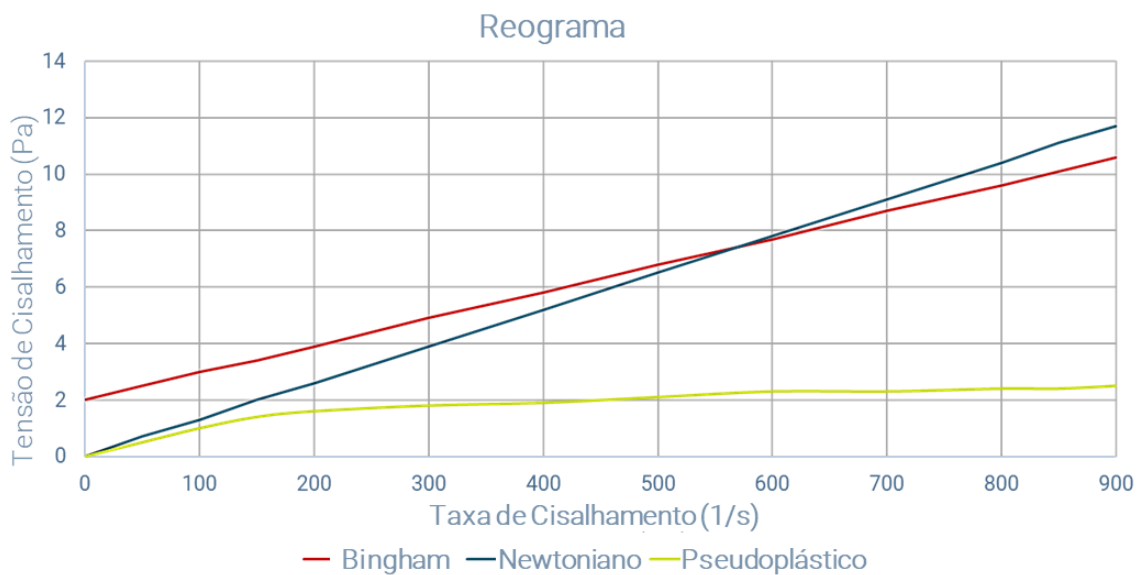
A relação da equação (2.7) reflete o comportamento dos fluidos newtonianos que representam a maioria dos fluidos de 1 fase, como a água. Entretanto, as suspensões de sólidos, fluidos compostos por 2 fases (sólido e líquido), apresentam comportamento não newtoniano e outros modelos são usados para descrever a relação entre a tensão de cisalhamento e sua velocidade de deformação.

Para o fluido newtoniano, em qualquer força aplicada, há movimento do fluido.

Alguns fluidos apresentam uma resistência inicial ao movimento. Um exemplo é a pasta de dente, que exige que se exerça força (ou "aperte") para que comece a fluir. Essa resistência inicial ao movimento é conhecida como *Yield Stress* (tensão de escoamento).

A Figura 2.5 apresenta um reograma com três curvas de fluxos para diferentes modelos.

Figura 2.5 – Reograma



Fonte: adaptado de AUSENCOPSI, 2009.

O modelo representado pela linha azul (Figura 2.5) corresponde ao modelo de Newton, em que a relação entre a tensão de cisalhamento e a taxa de cisalhamento é linear (a viscosidade dinâmica é constante). O modelo newtoniano segue a relação da equação (2.7).

O modelo representado pela linha vermelha (Figura 2.5) corresponde ao chamado modelo de Bingham, descrito pela equação (2.8).

$$\tau = \tau_0 + \eta \cdot \dot{\gamma} \quad (2.8)$$

Onde:

τ = tensão de cisalhamento [Pa];

τ_0 = tensão de escoamento [Pa];

η = viscosidade dinâmica [Pa-s];

$\dot{\gamma}$ = taxa de cisalhamento [1/s].

O modelo representado pela linha verde (Figura 2.5) corresponde ao chamado modelo pseudoplástico, descrito pela equação (2.9).

$$\tau = \tau_0 + \eta \cdot \dot{\gamma}^N \quad (2.9)$$

Onde:

τ = tensão de cisalhamento [Pa];

τ_0 = tensão de escoamento [Pa];

η = viscosidade dinâmica (consistência) [Pa-s];

$\dot{\gamma}$ = taxa de cisalhamento [1/s];

N = expoente de comportamento do fluido, onde:

$N=1$ para fluido newtoniano e plástico de Bingham;

$N < 1$ para fluido pseudoplástico.

Existem outros modelos para descrever o comportamento de um fluido em relação à viscosidade e à tensão de cisalhamento, no entanto, os mais utilizados na prática industrial são os modelos de Bingham e Newton.

O modelo de Newton estabelece que, quando a taxa de cisalhamento é zero, a tensão de cisalhamento também é zero. Isso implica que, para iniciar o movimento, o fluido não requer energia adicional; assim que uma força externa é aplicada, ele começa a fluir imediatamente, resultando em uma tensão de escoamento igual a zero.

O modelo de Bingham indica que é necessária uma energia adicional (τ_0) para iniciar o movimento. Se esse valor mínimo não for alcançado, o fluido se comportará como um sólido.

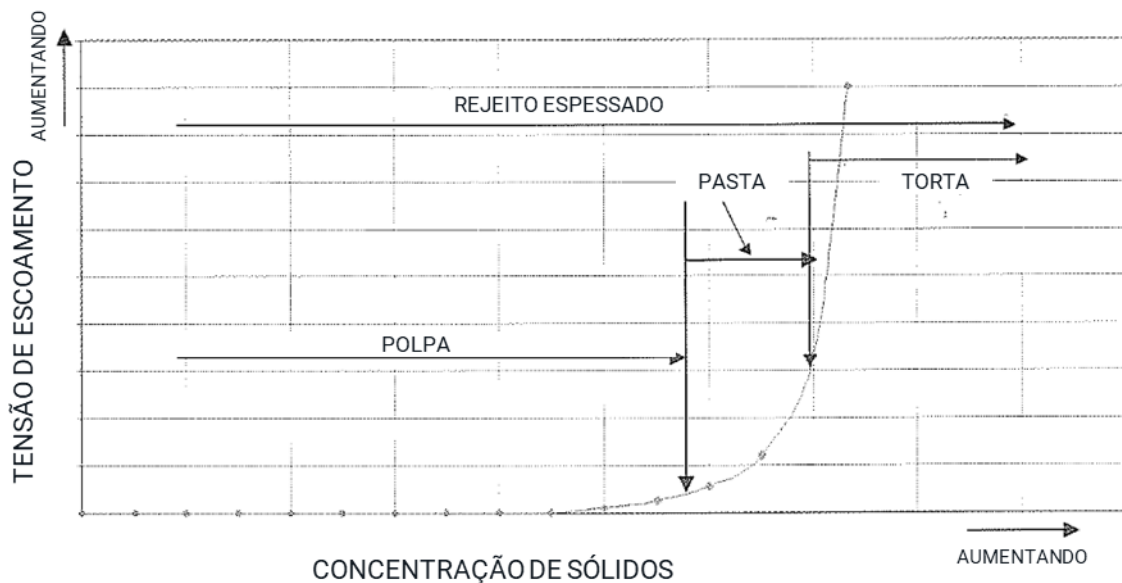
Assim que o valor mínimo (τ_0) for atingido, o movimento se iniciará, e a viscosidade (η), também conhecida como "consistência", apresentará características físicas equivalentes à viscosidade dinâmica (μ) do modelo de Newton (AUSENCOPSI, 2009).

2.2 PASTAS MINERAIS

Conforme descrito por Jewell (2002), pastas minerais consistem em rejeitos de ultraelevada densidade ou concentração de sólidos. A transição entre uma polpa de rejeito espessado e uma pasta de rejeito ocorre numa faixa de tensão limite de escoamento de 200 +/- 25 Pa.

A Figura 2.6 apresenta a tensão de escoamento de uma amostra de rejeito em função da concentração de sólidos, indicando as faixas onde o rejeito é classificado como polpa, pasta e torta. Os eixos não são dimensionados pois os valores podem variar em função da distribuição granulométrica e mineralogia do rejeito.

Figura 2.6 – Classificação de Rejeitos Espessados



Fonte: adaptado de JEWELL, 2002.

Segundo Olcay *et al.* (2020), uma pasta mineral pode ser definida como um sistema de partículas finas que se apresenta como um fluido homogêneo, no qual não ocorre segregação de tamanho de partículas e que, se disposta suavemente em uma superfície estável, não apresenta drenagem significativa de água.

A Figura 2.7 apresenta o aspecto de uma pasta mineral.

Figura 2.7 – Exemplo de Rejeito Espessado de Ultraelevada Densidade (Pasta)



Fonte: JEWELL, 2002.

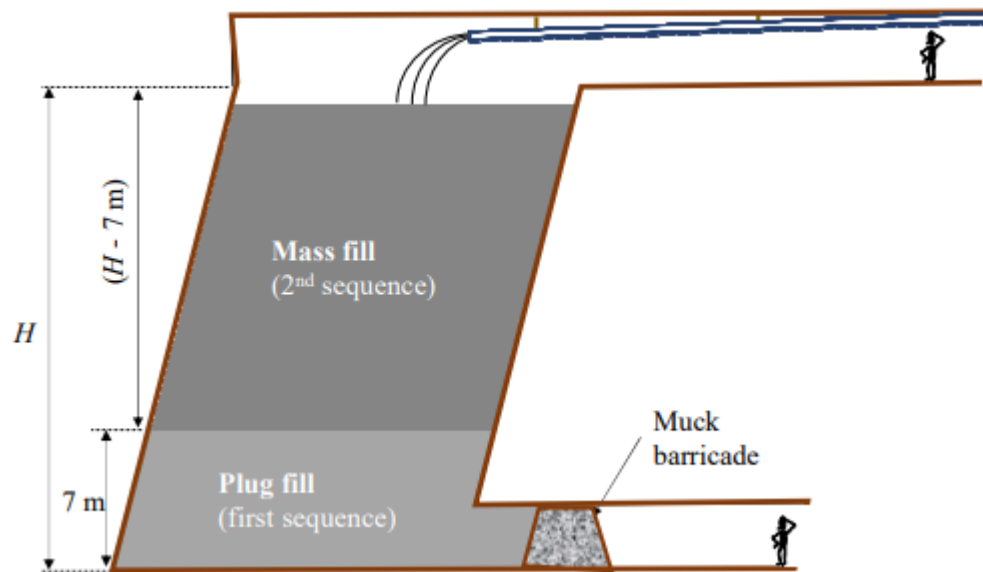
2.2.1 Paste Backfill

Conforme Wilson & Leacy (2023), a pasta usada no *backfill* consiste em uma pasta mineral associada a um aglutinante, geralmente cimento, que pode ser transportado para o subsolo por meio de uma rede de tubulações e descarregado nos realces deixados pela lavra subterrânea. Uma vez no realce, a mistura que compõem a pasta deve ganhar resistência à compressão e à tração para permitir a continuidade da lavra e do ciclo de mineração.

A resistência necessária e o tempo de cura permitido para que atinja essa resistência, depende de vários fatores, incluindo o tamanho e a forma do realce, o número e a localização de futuras exposições e o momento em que essas exposições estão planejadas para ocorrer. Dessa forma, a pasta utilizada no *backfill* pode ser considerada um produto que deve atingir uma resistência desejada em um tempo desejado.

Segundo LI (2021), o custo do cimento corresponde a aproximadamente 75% do custo do sistema de *paste backfill*, e pode corresponder a até 20% do custo total de operação da mina. Entretanto, apesar do custo elevado, conforme QI *et al.* (2019), a aplicação do *paste backfill* chama a atenção tanto do meio acadêmico, quando da indústria devido ao seu potencial como forma ambiental de gestão de rejeitos, além da sua aplicação para estabilização do maciço rochoso, fornecendo suporte para as operações de mineração subsequentes.

A Figura 2.8 apresenta um esquemático de uma sequência de enchimento de um realce.

Figura 2.8 – Esquemático de um *Backfill*

Fonte: KOUPOULI, *et al.*, 2016.

A porcentagem de cimento de uma pasta é calculada pela equação (2.10).

$$\text{Cimento \%} = \frac{\text{Massa do Cimento}}{\text{Massa total de Sólidos Secos} + \text{Massa do Cimento}} \quad (2.10)$$

2.3 HIDRÁULICA PARA POLPAS E PASTAS MINERAIS

2.3.1 Regimes de Escoamento

O experimento de Reynolds, realizado em 1883, revelou a presença de dois tipos de escoamentos: o escoamento laminar e o escoamento turbulento.

Em um tubo horizontal transparente, Reynolds fez circular um líquido e, por meio de um dispositivo adicional, injetou uma solução de fluido corante.

Reynolds descobriu que, para determinadas condições de velocidade no tubo, o fluido corante se movia em linhas paralelas. Isso indicava que o fluido no tubo principal também estava se movendo em camadas paralelas. Este regime de fluxo é chamado de regime laminar.

Para condições de velocidade mais alta, as linhas de fluido de corante se tornaram desordenadas, indicando que o fluxo no tubo principal também começou a fluir de forma desordenada. Este regime de fluxo é chamado de regime de transição.

Em velocidades ainda mais altas, o corante apresentou uma desordem total no tubo. Isso significa que o fluxo no tubo era totalmente desordenado. Este regime de fluxo é chamado de regime turbulento.

Por meio de uma técnica de análise hidráulica chamada “Análise Dimensional”, foi estabelecida a seguinte relação usada em tubulações, apresentada na equação (2.11), chamada de Número de Reynolds:

$$Re = \frac{vD_i\rho}{\mu} \quad (2.11)$$

Onde:

Re = Número de Reynolds;

v = velocidade do fluxo dentro do tubo [m/s];

D_i = diâmetro interno do tubo [m];

μ = viscosidade dinâmica do fluido [Pa.s];

ρ = densidade do fluido [kg/m³].

Os valores para os quais ocorre a mudança de fluxo de um tipo para outro não são constantes.

Entretanto, no caso de fluidos newtonianos, os seguintes valores são aceitos:

$$Re < 2000 = \textit{Regime Laminar} \quad (2.12)$$

$$Re > 4000 = \textit{Regime Turbulento} \quad (2.13)$$

Para valores de Re maiores que 2000 e menores que 4000, o fluxo está em transição entre laminar e turbulento.

2.3.2 Velocidade de Transição

A velocidade de transição é definida como a velocidade abaixo da qual o fluxo laminar é encontrado (AUSENCOPSI, 2009). Para um fluido newtoniano, a velocidade de transição corresponde a um número de Reynolds crítico que pode variar entre 2100 e 4000, a depender da geometria e condições do escoamento.

Para fluidos caracterizados pelo modelo de Bingham, a transição entre fluxo laminar e fluxo turbulento é definida por um parâmetro conhecido como número de Hedstrom (WASP *et al.*, 1977), complementado pelos estudos de Hanks & Dadia (1971).

O número de Hedstrom é apresentado na equação (2.14).

$$He = \frac{D^2 \tau \rho}{\eta^2} \quad (2.14)$$

Onde:

He = número de Hedstrom;

D = diâmetro do tubo [m];

τ = tensão de cisalhamento crítica [Pa];

ρ = densidade da mistura [kg/m³];

η = viscosidade dinâmica [Pa.s].

Conforme Slatter & Wasp (2000), o Reynolds crítico aproximado para o um fluido plástico de Bingham pode ser calculado usando o número de Hedstrom pelas relações abaixo (2.15).

$$\begin{aligned} Re_c &= 2100 \quad \text{para } He < 1700 \\ Re_c &= 155He^{0,35} \quad \text{para } 1700 < He < 1,5 \times 10^5 \\ Re_c &= 26\sqrt{He} \quad \text{para } He > 1,5 \times 10^5 \end{aligned} \quad (2.15)$$

Onde:

Re_c = número de Reynolds crítico;

He = número de Hedstrom.

Segundo Slatter & Wasp (2000), para número de Hedstrom entre 1700 e $1,5 \times 10^5$, a velocidade de transição pode ser calculada pela equação (2.16).

$$Vt = \frac{155 \cdot He^{0,35} \cdot \eta}{D \cdot \rho} \quad (2.16)$$

Onde:

Vt = Velocidade de transição;

He = Número de Hedstrom;

D = diâmetro do tubo [m];

η = viscosidade dinâmica do fluido [Pa.s];

ρ = densidade do fluido [kg/m³].

Para números de Hedstrom superiores a $1,5 \times 10^5$, a velocidade de transição pode ser calculada diretamente pela equação (2.17).

$$Vt = 26 \sqrt{\frac{\tau}{\rho}} \quad (2.17)$$

Onde:

Vt = Velocidade de transição;

τ = tensão de cisalhamento crítica [Pa];

ρ = densidade da mistura [kg/m³].

2.3.3 Perda de Carga

No escoamento de fluidos em tubulações, a equação que permite modelar a energia do sistema é chamada de equação de Bernoulli. Essa equação, em sua forma mais simples, é composta por três tipos de energia: energia potencial, energia cinética e a energia associada à altura de pressão.

A equação de Bernoulli é dada por:

$$B = z + \frac{p}{\gamma} + \frac{v^2}{2g} \quad (2.18)$$

Onde:

B = Bernoulli ou energia total [medida em m];

z = altura do fluido [m];

p = pressão interna no tubo [Pa];

γ = peso específico do fluido [N/m³];

g = aceleração da gravidade [m/s²];

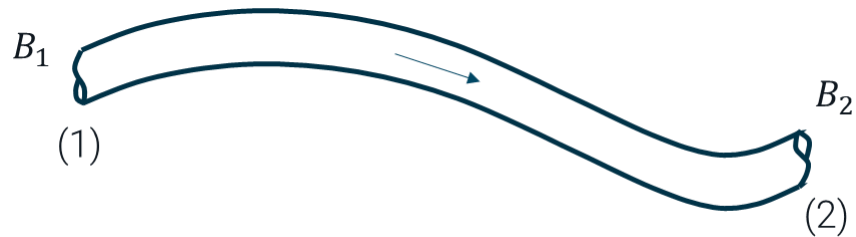
v = velocidade média na tubulação [m/s].

Em um sistema de transporte de fluidos por tubulação em regime permanente, escolhe-se uma linha de corrente, que normalmente coincide com o eixo longitudinal da tubulação, e a equação de Bernoulli é aplicada em dois pontos dessa linha. Para o escoamento de um fluido ideal, ou

seja, sem atrito (viscosidade igual a zero), sua energia total permanece constante ao longo da linha de corrente.

Portanto para a Figura 2.9, a energia no ponto 1 é igual a energia no ponto 2.

Figura 2.9 – Tubulação – Exemplo Bernoulli



Fonte: adaptado de AUSENCOPSI, 2009.

A energia se conserva para um fluido ideal conforme as equações (2.19) e (2.20).

$$B_1 = B_2 \quad (2.19)$$

$$z_1 + \frac{p_1}{\gamma} + \frac{v_1^2}{2g} = z_2 + \frac{p_2}{\gamma} + \frac{v_2^2}{2g} \quad (2.20)$$

Entretanto, na equação de conservação de Bernoulli, outros tipos de forças não são considerados, como o atrito com as paredes do tubo, com o qual essa equação de conservação não é cumprida.

Para levar essa equação à situação real, essas perdas de energia são avaliadas de diferentes maneiras. Essas perdas, também chamadas de “perdas de pressão”, podem ser distribuídas ao longo de todo o comprimento de uma tubulação (perdas por atrito) ou concentradas em um ponto (perdas singulares).

Então, para um escoamento em tubulação, a equação de energia é dada por:

$$B_1 = B_2 + \Delta H \quad (2.21)$$

Onde:

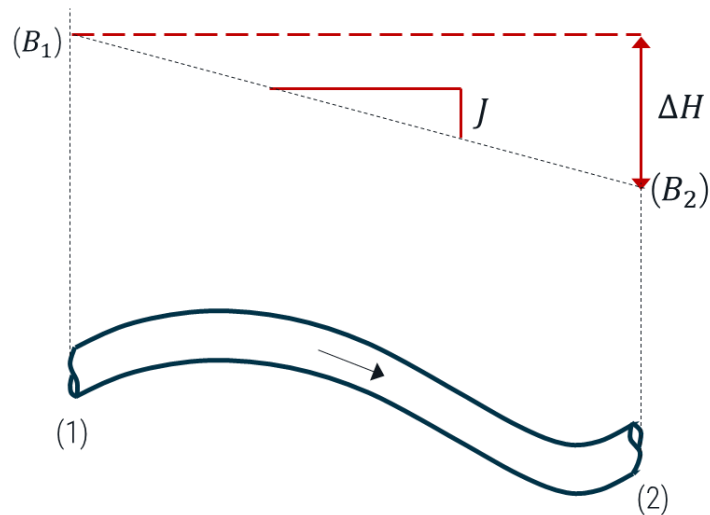
B_1 = Bernoulli ou energia total no ponto 1 [m];

B_2 = Bernoulli ou energia total no ponto 2 [m];

ΔH = perda de energia entre 1 e 2 [m].

A dissipação total de energia devido ao efeito do atrito em uma tubulação (como a mostrada na Figura 2.10), tanto internamente no fluido quanto com o atrito do fluido contra as paredes, pode ser avaliada entre dois pontos pela equações (2.22) e (2.23).

Figura 2.10 – Perda de Carga Entre dois Pontos em um Tubo



Fonte: adaptado de AUSENCOPSI, 2009.

$$J = \frac{dB}{dx} \quad (2.22)$$

$$\Delta H = J \cdot L \quad (2.23)$$

Onde:

J = variação de Bernoulli em relação ao comprimento da tubulação [m/m];

L = comprimento da tubulação entre os dois pontos [m].

A perda de carga distribuída em metros pode ser calculada pela fórmula de Darcy-Weisbach, equação (2.24):

$$\Delta H = f \cdot \frac{L}{D} \cdot \frac{V^2}{2g} \quad (2.24)$$

Onde:

ΔH : perda de carga ou energia [m];

f : coeficiente de atrito;

L : comprimento da tubulação [m];

D : diâmetro do tubo [m];

g : aceleração da gravidade [m/s^2];

V : velocidade média de escoamento [m/s].

A energia em metros de um fluido pode ser convertida em pressão pela equação (2.25).

$$p = \rho g H \quad (2.25)$$

Onde:

p = pressão em um ponto específico [Pa];

H = altura do fluido em um ponto específico [m];

ρ = densidade do fluido [kg/m^3];

g = aceleração da gravidade [m/s^2].

Aplicando (2.25) em (2.24), obtemos a equação da perda de carga em pressão, dado por (2.26).

$$\Delta P = f \cdot \frac{L}{D} \cdot \frac{V^2 \rho}{2} \quad (2.26)$$

Onde:

ΔP : perda de pressão [Pa];

f : fator de fricção;

L : comprimento da tubulação [m];

D : diâmetro do tubo [m];

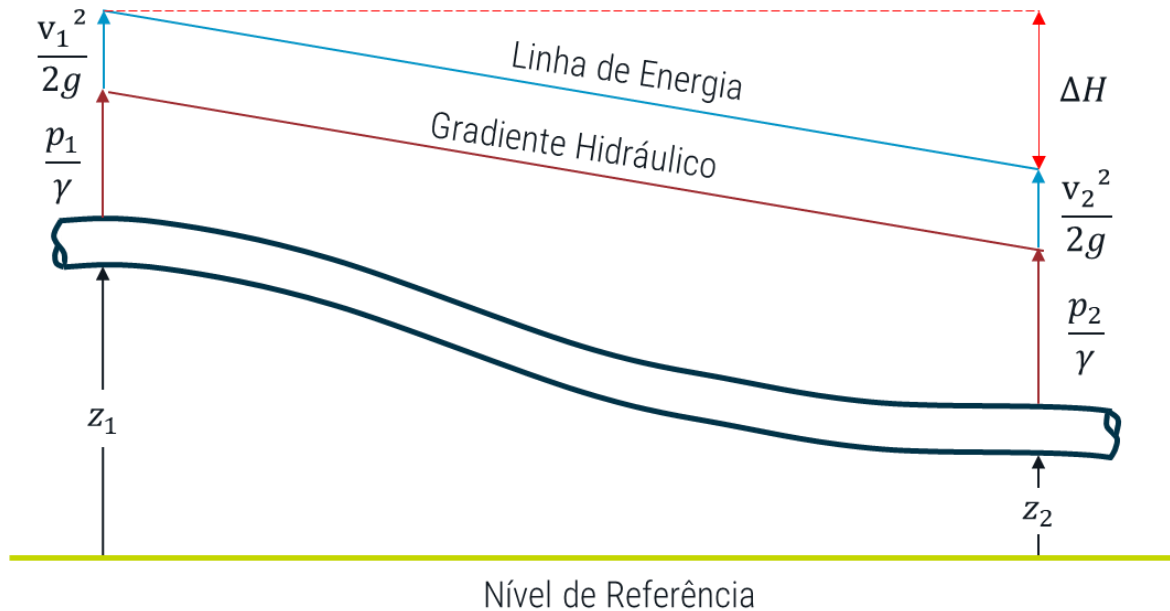
ρ = densidade do fluido [kg/m^3];

V : velocidade média de escoamento [m/s].

2.3.3.1 Gradiente Hidráulico

A Figura 2.11 representa graficamente a interpretação física da equação de Bernoulli, onde cada termo da equação é representado em metros de coluna do fluido.

Figura 2.11 – Gradiente Hidráulico e Linha de Energia



Fonte: adaptado de AUSENCOPSI, 2009.

Conforme apresentado por FREIRE, *et al.* (2024), a linha piezométrica, também conhecida como gradiente hidráulico, representa a soma da elevação local (com relação a um plano de referência) e a altura de pressão, ou seja, a energia total menos a componente de energia de cinética. A linha de energia, na Figura 2.11, considera todos os componentes da equação de Bernoulli: energia potencial, energia cinética e a energia associada à altura de pressão.

Para escoamento em tubulações, como os termos de energia cinética são muito pequenos em comparação com os termos de altura de pressão e elevação, o termo da energia cinética geralmente é desprezado (COOKE, 2007).

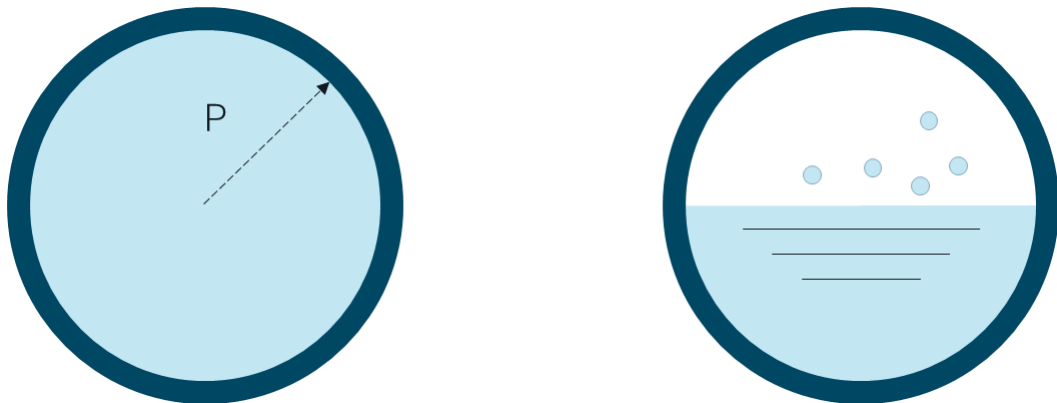
2.3.3.2 *Slack Flow*

Em condutos fechados, existem duas condições de fluxo (AUSENCOPSI, 2009):

- A primeira é um fluxo em seção cheia, onde o fluido se desloca sob pressão, com velocidades controladas que permanecem uniformes ao longo do tubo.
- A segunda condição ocorre quando a seção cheia é interrompida, resultando em um fluxo que não preenche completamente a seção transversal do tubo, conhecido como “*slack flow*”.

A Figura 2.12 apresenta a diferença entre uma seção transversal cheia (totalmente preenchida) e uma seção transversal com *slack flow*.

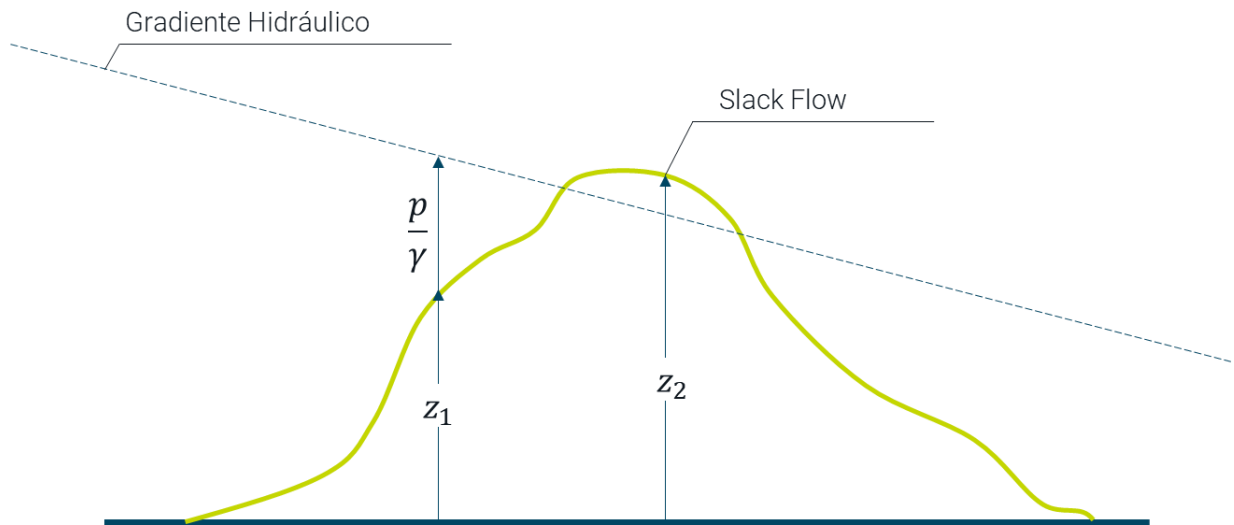
Figura 2.12 – Seção Transversal Cheia e em *Slack Flow*



Fonte: adaptado de AUSENCOPSI, 2009.

Conforme descrito por Cooke (2007), quando a pressão no escoamento fica abaixo da pressão de vapor do fluido, pode ocorrer fluxo em *slack flow*. Nesse caso o fluido apresenta uma superfície livre na seção, como um canal aberto.

A Figura 2.13 apresenta um perfil alternativo de um duto que resulta em gradiente hidráulico abaixo do perfil da tubulação em um determinado trecho, indicando a presença de pressões negativas.

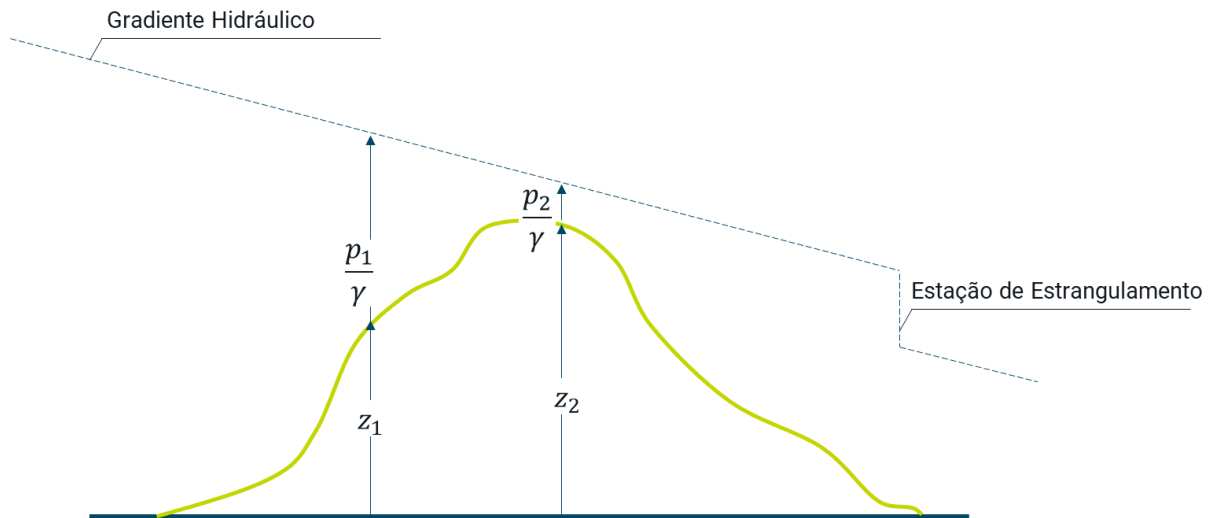
Figura 2.13 – Gradiente Hidráulico e *Slack Flow*

Fonte: adaptado de AUSENCOPSI, 2009.

Quando o fluxo está em *slack flow*, a velocidade do escoamento é influenciada pela inclinação longitudinal do tubo: quanto maior a inclinação, maior será a velocidade do fluido. Para inclinações muito elevadas a velocidade pode ser significativamente maior do que a velocidade do fluxo em seção cheia, levando a uma erosão severa do fundo da tubulação quando o fluido transportado contém sólidos, resultando em falhas na tubulação, conforme descrito por Paterson, Cooke & Gericke (1998).

Para evitar condições de fluxo em *slack flow*, é necessário elevar a linha do gradiente hidráulico para acima do perfil da tubulação. Isso pode ser feito aumentando as perdas por atrito a jusante, seja através da instalação de tubulação de diâmetro menor ou por meio de uma estação de estrangulamento. A Figura 2.14 demonstra como a instalação de uma estação de estrangulamento pode corrigir a linha de gradiente hidráulico, prevenindo condições de fluxo em *slack flow*.

Figura 2.14 – Gradiente Hidráulico com Estação de Estrangulamento



Fonte: adaptado de AUSENCOPSI, 2009.

2.3.3.3 Fator de Fricção para Fluidos de Bingham

O fator de fricção ou atrito para um fluido de Bingham pode ser determinado tanto para fluxos laminares, quanto para fluxos turbulentos.

Segundo Darby & Chhabra (2017), o fator de fricção para um fluido de Bingham em regime laminar pode ser calculado pela equação (2.27), conhecida como equação de Buckingham–Reiner.

$$f_L = \frac{64}{Re} \left[1 + \frac{1}{6} \frac{He}{Re} - \frac{1}{3} \frac{He^4}{f_L^3 Re^7} \right] \approx \frac{64}{Re} \left[1 + \frac{He}{8Re} \right] \quad (2.27)$$

Onde:

f_L = fator de fricção para regime laminar;

Re = número de Reynolds;

He = número de Hedstrom.

Para fluido plástico de Bingham, não há transição abrupta do fluxo laminar para o turbulento, como ocorre para fluidos newtonianos. Ao contrário, há um desvio gradual do fluxo puramente laminar para o fluxo totalmente turbulento. Para o fluxo turbulento, o fator de atrito pode ser representado pela expressão empírica de Darby & Melson (1981) e modificada por Darby *et al.* (1992).

$$f_T = \frac{4 \times 10^a}{Re^{0,193}} \quad (2.28)$$

Onde:

f_T = fator de fricção para regime turbulento;

Re = número de Reynolds;

a = expoente do fator de atrito regime turbulento.

Conforme apresentado por Darby & Chhabra (2017), o expoente a pode ser determinado pela equação (2.29).

$$a = -1,47[1 + 0,146e^{(-2,9 \times 10^5 Re)}] \quad (2.29)$$

O fator de atrito para um fluido plástico de Bingham pode ser calculado para qualquer número de Reynolds, desde laminar até turbulento, a partir da equação (2.30).

$$f = (f_L^m + f_T^m)^{1/m} \quad (2.30)$$

Onde:

f = fator de fricção para todos os regimes de escoamento;

f_L = fator de fricção para regime laminar;

f_T = fator de fricção para regime turbulento;

m = expoente do fator de atrito para todos os regimes de escoamento.

O expoente m pode ser determinado pela equação (2.31).

$$m = 1,7 + \frac{40000}{Re} \quad (2.31)$$

2.4 TESTES APLICADOS ÀS PASTAS MINERAIS

2.4.1 Slump

Conforme apresentado por Clayton, *et al.* (2003), o teste de slump, originalmente usado para determinar a “trabalhabilidade” do concreto fresco, foi adaptado para uso na mineração. O teste de slump encontra ampla aplicação industrial para monitorar a consistência do material em operações de disposição de rejeitos. O parâmetro usado como indicador de consistência é a altura do slump, um valor empírico, que depende da tensão de escoamento e da densidade do

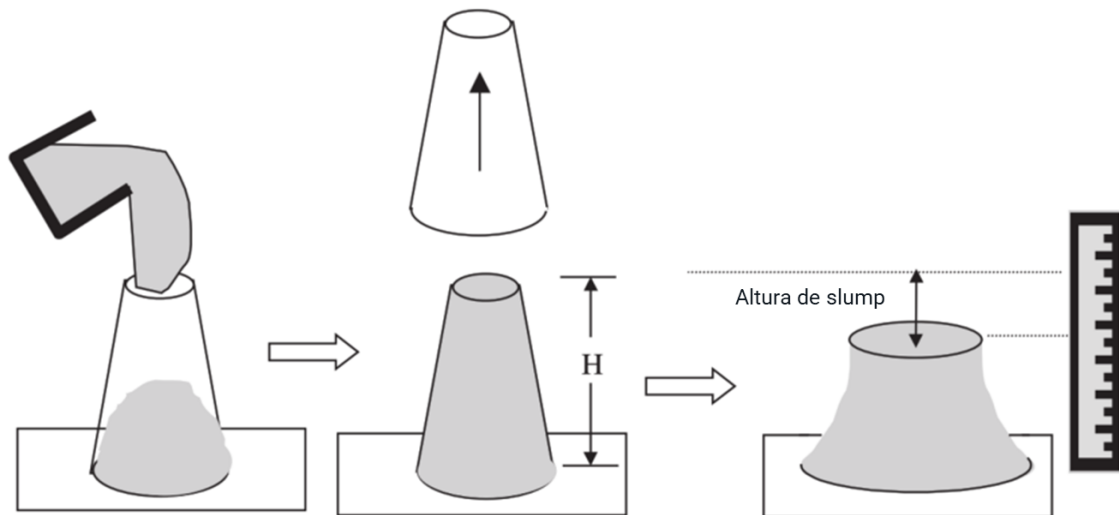
material, que, por sua vez, dependem da composição química, da gravidade específica e do tamanho das partículas.

Modelos que relacionam a altura do slump com a tensão de escoamento foram desenvolvidos para o cone Christensen (1991), e para o cilindro Pashias, *et al.* (1996).

O trabalho produzido por Clayton, *et al.* (2003), que realiza uma comparação direta dos modelos de cone e cilindro para a medição da tensão de escoamento de suspensões minerais, conclui que o modelo de cilindro prevê com mais precisão a tensão de escoamento do material.

A Figura 2.15 apresenta um esquemático do teste de slump feito com cone.

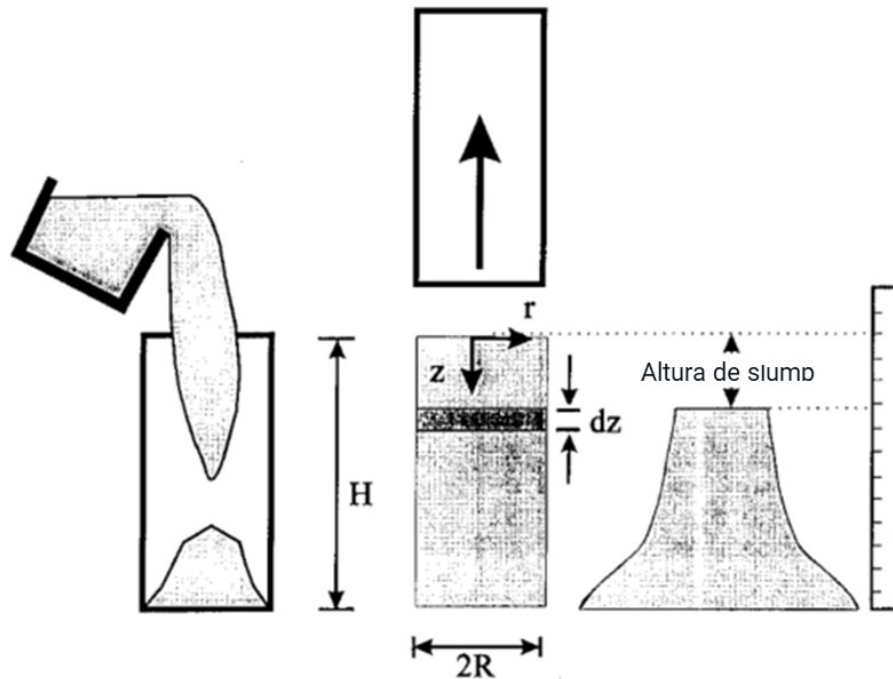
Figura 2.15 – Esquemático – Teste de Slump com Cone



Fonte: adaptado de CLAYTON, *et al.* (2003).

A Figura 2.16 apresenta um esquemático do teste de slump feito com cilindro.

Figura 2.16 – Esquemático – Teste de Slump com Cilindro

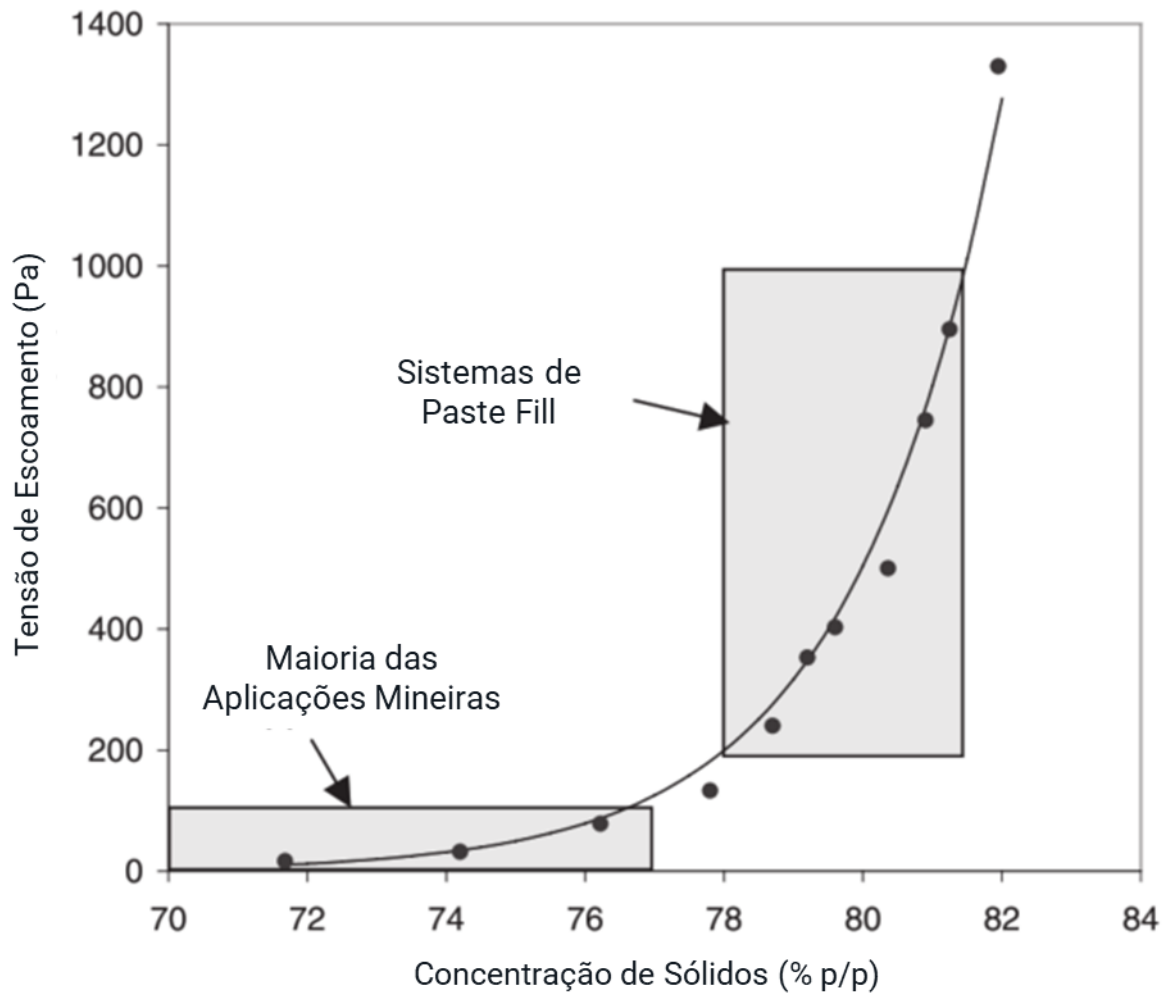


Fonte: adaptado de PASHIAS, *et al.* (1996).

Na mineração, o teste de slump encontra a aplicação mais ampla nas operações de *paste fill* de minas subterrâneas, em que o rejeito espessado até atingir a consistência de pasta é utilizado para preencher os realces deixados pela lavra Clayton, *et al.* (2003). Antes de ser transportada para os realces, a pasta é combinada com cimento para fornecer a resistência adequada para a lavra dos realces adjacentes. Para maximizar o descarte de rejeitos e minimizar o uso de cimento, os sistemas de *paste backfill* operam em concentrações que normalmente variam de 70% a 90% de sólidos em massa. Nessas altas concentrações, a tensão de escoamento da pasta é extremamente sensível às mudanças na concentração de sólidos e o controle eficaz da consistência da pasta é essencial para viabilizar o transporte.

A Figura 2.17 apresenta, como exemplo, um gráfico da tensão de escoamento em função da concentração de sólidos. O gráfico ilustra a relação exponencial entre a tensão de escoamento e a concentração de sólidos e destaca a região de operação para operações de *paste backfill* em relação à maioria das aplicações na mineração.

Figura 2.17 – Tensão de Escoamento em Função da Concentração de Sólidos



Fonte: adaptado de CLAYTON, *et al.* (2003).

O modelo de cilindro proposto por Pashias *et al.* (1996), que relaciona a altura do slump à tensão de escoamento, é representado pela equação(2.32).

$$s' = 1 - 2\tau'_y[1 - \ln(2\tau'_y)] \quad (2.32)$$

Onde:

$\tau'_y = \frac{\tau_y}{\rho g H}$ = tensão de escoamento adimensional;

$s' = \frac{s}{H}$ = slump adimensional.

Onde:

S = altura do slump;

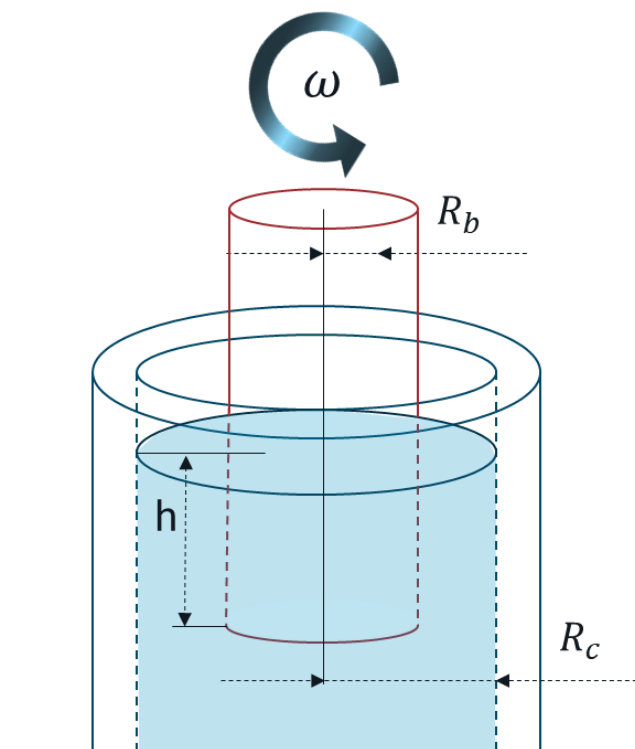
H = altura do cilindro.

2.4.2 Viscosidade

Há vários tipos de equipamentos para gerar as taxas de cisalhamento e as respectivas tensões para a construção de reogramas e a caracterização de fluidos em termos de um modelo reológico (AUSENCOPSI, 2009).

A Figura 2.18 ilustra de forma esquemática de um viscosímetro coaxial cilíndrico que é amplamente usado para polpas minerais.

Figura 2.18 – Esquemático - Reômetro



Fonte: THERMO SCIENTIFIC, 2007.

Onde:

- O cilindro interno gira em uma velocidade conhecida (ω);
- O cilindro externo está parado;
- O torque ou momento é medido por um sistema eletrônico.

No viscosímetro, uma velocidade de rotação é predefinida e a resistência ao fluxo da amostra é medida. A resistência ao fluxo, ou o torque necessário para manter a velocidade está relacionado com a tensão de cisalhamento, e a velocidade definida, com a taxa de cisalhamento.

A partir do torque necessário medido, da velocidade definida e dos fatores de geometria do instrumento, é possível calcular a viscosidade, a tensão de cisalhamento e a taxa de cisalhamento.

Conforme apresentado no item 2.1.5, a viscosidade é descrita por definição como a relação entre a tensão de cisalhamento e a taxa de cisalhamento, como apresentado na equação (2.33).

$$\eta = \frac{\tau}{\dot{\gamma}} \quad (2.33)$$

Onde:

η = viscosidade dinâmica [Pa.s];

τ = tensão de cisalhamento [Pa];

$\dot{\gamma}$ = taxa de cisalhamento [1/s].

A tensão de cisalhamento é obtida a partir do torque medido pela equação (2.34).

$$\tau = \frac{M}{2 \cdot \pi \cdot h \cdot R_{int}^2} \quad (2.34)$$

Onde:

τ = tensão de cisalhamento [Pa];

M = torque medido [N.m];

h = altura do cilindro interno [m];

R_{int} = raio do cilindro interno [m].

A taxa de cisalhamento é obtida a partir da velocidade angular pela equação (2.35).

$$\dot{\gamma} = \frac{2 \cdot \omega \cdot R_{ext}^2}{(R_{ext}^2 - R_{int}^2)} \quad (2.35)$$

Onde:

$\dot{\gamma}$ = taxa de cisalhamento [1/s];

R_{int} = raio do cilindro interno [m];

R_{ext} = raio do cilindro externo [m];

ω = velocidade angular [rad/s].

Substituindo (2.34) e (2.35) em (2.33), a viscosidade é dada pela equação (2.36).

$$\eta = \frac{M(R_{ext}^2 - R_{int}^2)}{4 \cdot \pi \cdot h \cdot R_{int}^2 \cdot R_{ext}^2 \cdot \omega} \quad (2.36)$$

Onde:

M = torque medido [N.m];

h = altura do cilindro interno [m];

R_{int} = raio do cilindro interno [m].

R_{ext} = raio do cilindro externo[m];

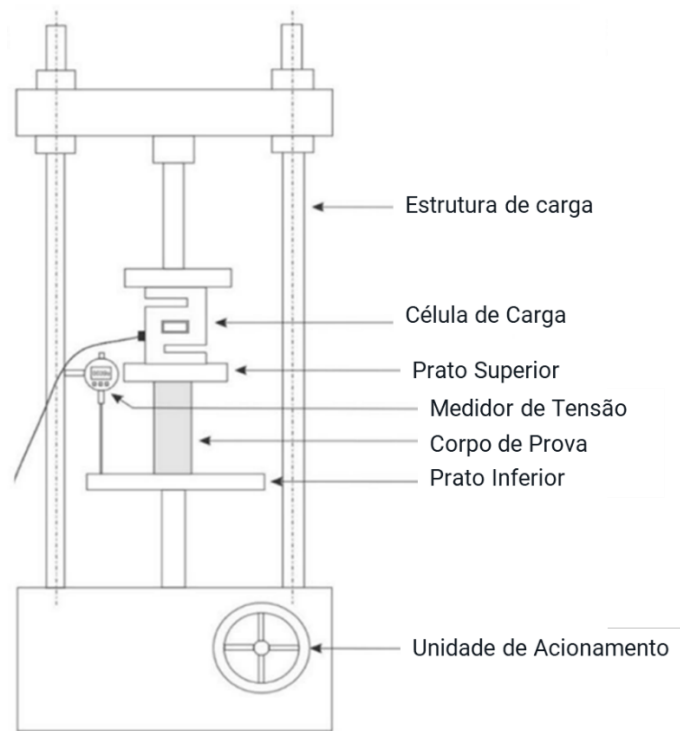
ω = velocidade angular [rad/s].

2.4.3 Resistência à Compressão Não Confinada

A resistência à compressão não confinada, também chamada de UCS, do inglês, *Unconfined Compressive Strength*, é definida conforme a norma ASTM D 2166 (2000), como a tensão de compressão na qual um corpo de prova cilíndrico não confinado falhará em um teste de compressão simples. A resistência à compressão não confinada também é conhecida como resistência à compressão uniaxial, uma vez que a tensão de compressão é aplicada somente ao longo do eixo da amostra.

A Figura 2.19 apresenta de forma esquemática uma máquina de ensaio de compressão não confinada.

Figura 2.19 – Esquemático – Máquina de Ensaio UCS



Fonte: adaptado de SHARMA & SINGH, 2017.

Conforme apresentado na norma ASTM D 2166 (2000), o cálculo da deformação axial para uma carga aplicada é feito conforme equação (2.37).

$$\varepsilon = \Delta L/L_0 \quad (2.37)$$

Onde:

ε = deformação axial para uma dada carga [%];

ΔL = mudança de comprimento do corpo de prova [mm];

L_0 = comprimento inicial do corpo de prova [mm].

Para a determinação da tensão é calculada a área média da seção transversal do corpo de prova para a carga aplicada. A área média é calculada conforme equação (2.38).

$$A = A_0/(1 - \varepsilon) \quad (2.38)$$

Onde:

A = área média da seção transversal [mm²];

ε = deformação axial para uma dada carga [%];

A_0 = área inicial da seção transversal [mm²].

A tensão é então calculada pela equação (2.39).

$$\sigma = P/A \quad (2.39)$$

Onde:

σ = tensão de compressão [kPa];

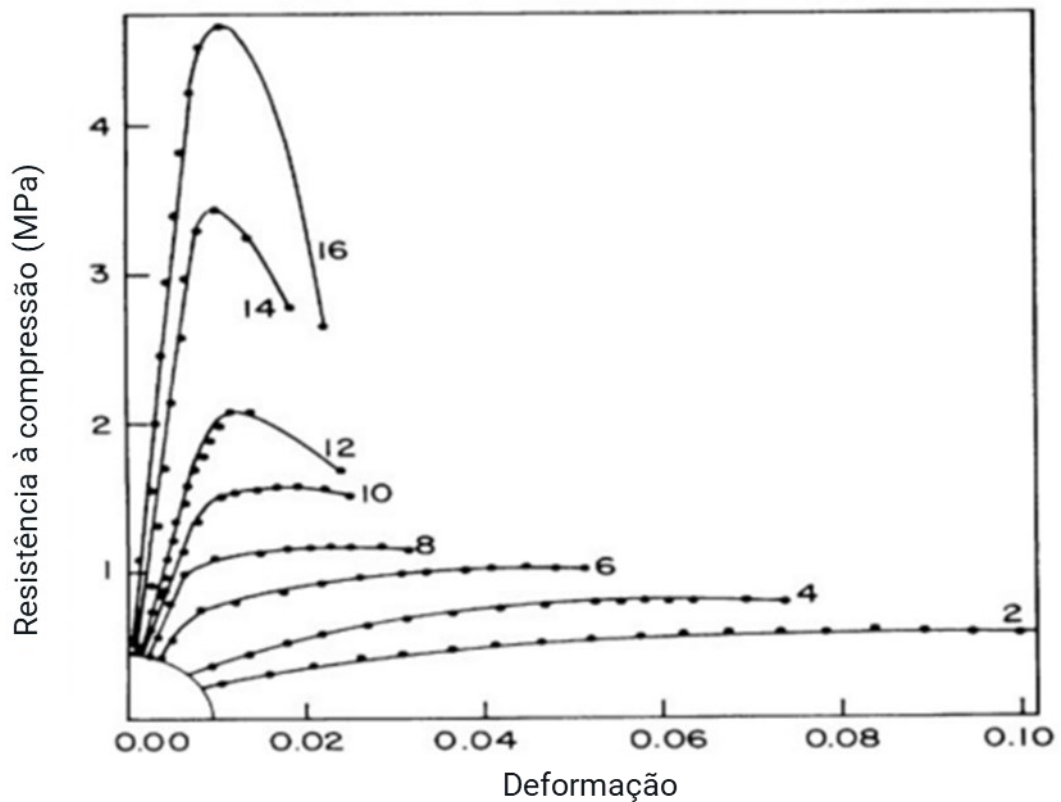
P = carga de compressão [kN];

A = área média da seção transversal [m²];

Para o ensaio, é definida uma taxa de carregamento e é medida a tensão e deformação para cada carga aplicada e são obtidas as típicas curvas de resistência à compressão em função da deformação. A partir das curvas, pode-se determinar o valor do módulo elástico do material na zona de comportamento elástico da curva, a qual é caracterizada por sua linearidade.

A Figura 2.20 apresenta curvas de resistência à compressão em função da deformação para pastas utilizadas em *backfill* com diferentes adições de cimento.

Figura 2.20 – Curvas de Resistência à Compressão em Função da Deformação



Fonte: adaptado de THOMAS *et al.*, 1979.

Os limites de resistência à compressão uniaxial (UCS) para *paste fill* em minas subterrâneas variam, sendo específicos do local, dependendo das condições do solo e do ambiente de estresse. Uma meta mínima de UCS de 100 kPa é mantida para evitar a liquefação por detonação ou uma magnitude sísmica de 7,5 na escala Richter, conforme trabalho de Clough, *et al.* (1981). O *paste fill* autossustentado requer UCS de até 1 MPa, e o *paste fill* que terá função de suporte do solo requer um valor de UCS superior a 1 MPa (BELEM & BENZAAZOUA, 2008).

Segundo a pesquisa de Zhao, *et al.* (2018), os critérios comuns de resistência para *backfill* de pasta cimentada, adotados em aplicações de mineração, variam conforme Tabela 2.2.

Tabela 2.2 – Critérios de Resistência – *Paste Backfill*

Aplicação	UCS (kPa)
Suporte de Teto	> 4000
Estabilidade do Realce	700-2000 (com 28 dias de cura)
Eliminar Liquefação	150-300

Fonte: adaptado de ZHAO, *et al.* (2018).

3 METODOLOGIA

3.1 ESTUDO DE CASO

Uma empresa do setor de mineração, focada em metais não ferrosos como cobre e níquel, possui um empreendimento no estado do Pará. Este empreendimento consiste em uma mina de cobre e ouro que irá transicionar de uma lavra a céu aberto para lavra subterrânea. Para a lavra subterrânea será adotado o método *sublevel stoping* com *paste backfill*. O programa de produção prevê uma vida útil da mina de 20 anos.

A planta de pasta produzirá *backfill* de pasta cimentada diretamente dos rejeitos de flotação. A planta de pasta foi projetada para filtrar e, em seguida, repolpar os rejeitos de flotação deslamados de forma controlada com cimento e entregar a pasta resultante no subsolo por meio de um furo dedicado e um sistema de reticulação subterrânea.

A pasta resultante deve estar em conformidade com os requisitos do projeto para permitir o transporte gravitacional e atingir critérios de resistência à compressão necessários para enchimento dos realces da mina subterrânea.

3.2 DADOS DE PROCESSO

O sistema de *paste fill* deverá ter capacidade de transporte de 300 toneladas por hora de sólidos para o enchimento dos realces.

Os dados de processo são apresentados na Tabela 3.1.

Tabela 3.1 – Dados de Processo

Descrição	Unidade	Dado
Tonelagem de Pasta	t/h	387,1
Tonelagem de Sólidos	t/h	300,0
Concentração de Sólidos em Massa (faixa)	%	77,5 (75 – 79)
Vazão de Pasta	m ³ /h	177,5
Densidade da Pasta	t/m ³	2,18
Densidade dos Sólidos	t/m ³	3,32
Dosagem de Cimento	%	2-8%

Para transportar 1,8 milhão de toneladas por ano, o sistema precisará operar cerca de 17 horas por dia, em média.

3.3 CARACTERIZAÇÃO DA PASTA

3.3.1 Densidade de Sólidos

A densidade dos sólidos foi determinada por picnometria simples, conforme apresentado no item 2.1.3, realizada no laboratório da AUSENCO.

3.3.2 Concentração de Sólidos

A faixa de concentração de sólidos da pasta é mostrada na Tabela 3.2. Os limites de concentração foram definidos para atender às propriedades necessárias da pasta para preenchimento dos realces e viabilidade do transporte gravitacional. O produto com concentração de sólidos fora das faixas especificadas deve ser rejeitado e não deve ser enviado para o subsolo.

Tabela 3.2 – Faixa de Concentração de Sólidos

Concentração	% de sólidos em massa
Mínima	75,0%
Nominal	77,5%
Máxima	79,0%

3.3.3 Distribuição Granulométrica

Foi realizado o ensaio de distribuição granulométrica do rejeito *rougher*, *scavenger* e do *blend* composto por 89,5% de rejeito *rougher* e 10,5% de rejeito *scavenger*. A granulometria foi obtida no laboratório da AUSENCO.

A distribuição granulométrica das partículas foi obtida através de peneiramento a úmido, usando a série ASTM ISO 3310/1. Para fração abaixo de 400 mesh (0,037 mm), a granulometria foi obtida por difração a laser usando os instrumentos Bettersize S3 Plus.

3.3.4 Reologia

Foram realizados testes reológicos em amostras de *paste fill rougher* e *paste fill blend* geradas em diferentes concentrações de sólidos (74% a 79%) com a adição de cimento CPV ARI Max nas dosagens de 0, 1, 2 e 4%.

3.3.4.1 Tensão de Escoamento

A determinação da tensão de escoamento do material foi feita pelo teste de slump:

- Slump: teste de abatimento, usando um tubo de PVC com diâmetro de 99 mm e altura de 98 mm, para determinar a deformação e a tensão de escoamento usando o modelo de cilindro apresentado no item 2.4.1, usando a equação (2.32).

O teste de slump foi realizado no laboratório da AUSENCO.

3.3.4.2 Viscosidade

Para a análise da viscosidade das pastas *rougher* e *scavenger*, foram realizados testes de reologia rotacional no laboratório da AUSENCO em diferentes porcentagens de sólidos usando um viscosímetro Haake VT 550.

As curvas reológicas foram interpretadas usando o modelo de Bingham.

O modelo de Bingham é apresentado pela equação (2.8), no item 2.1.5.

3.3.5 Dosagem de Cimento

A dosagem de cimento é essencial para garantir que a pasta que está sendo fornecida no subsolo tenha as características adequadas. O produto com cimento fora da concentração especificada deve ser rejeitado e não deve ser entregue no subsolo.

A dosagem de cimento será definida de acordo com necessidade para atingir os critérios de resistência para a estabilidade dos realces, apresentado na Tabela 2.2 (700-2000 kPa).

O cimento utilizado nesse estudo foi o CPV ARI MAX devido ao seu ganho inicial de resistência comparativamente maior em relação aos outros tipos de cimento, o que contribui para o aumento da eficiência da lavra da mina.

3.4 ENSAIO DE COMPRESSÃO UNIAXIAL

Os ensaios de compressão foram feitos para 7, 14 e 28 dias, visando obter as curvas de resistência à compressão em função do tempo de cura e razão água-cimento. Os testes de compressão foram feitos na máquina MTS 815 do Laboratório de Tecnologia de Rochas (LTR) da UFMG.

Os testes considerados neste trabalho para a caracterização das pastas consideram 3 traços diferentes de pasta, resultando em 3 relações distintas de razão água-cimento.

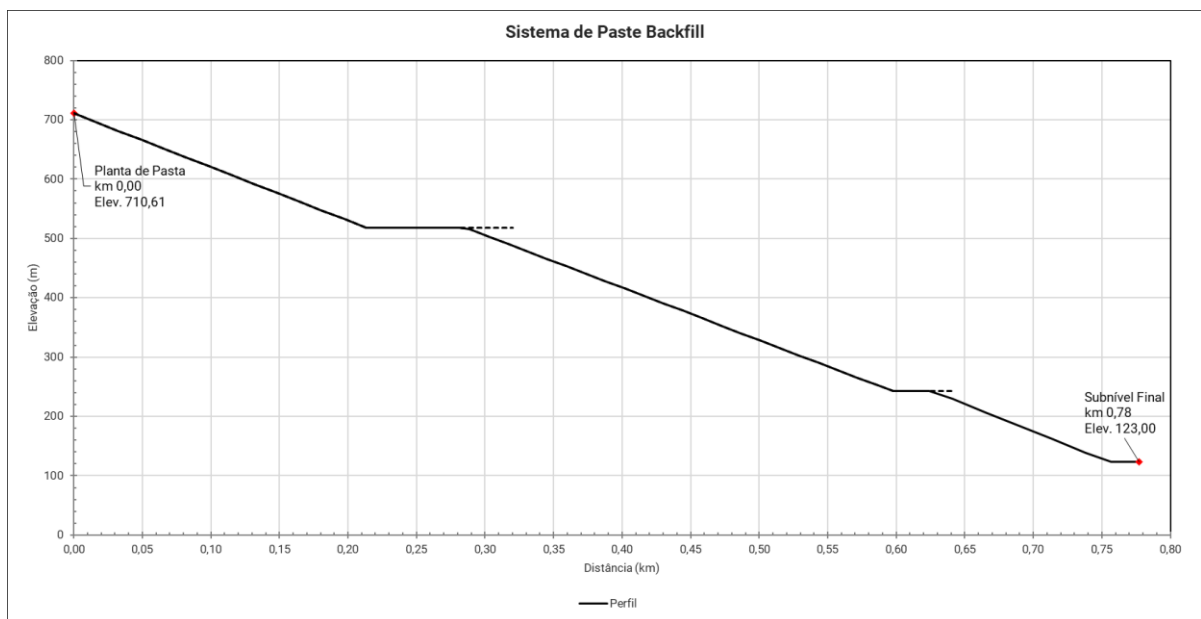
Para a confecção dos corpos de prova, foram usados moldes em PVC com 70 mm de diâmetro e altura de 150 mm.

3.5 PROJETO DA ROTA

A rota do sistema de *paste fill* irá atender 3 subníveis em diferentes elevações a partir de onde será feito o enchimento dos realces. A inclinação da tubulação principal foi determinada com base na reologia e diâmetro da tubulação selecionada, de forma a prover uma condição hidráulica que viabilize o transporte por gravidade e em velocidades adequadas para minimizar o desgaste.

O perfil da rota preliminar do sistema é apresentado na Figura 3.1.

Figura 3.1 – Perfil da Rota



As elevações da saída da planta de pasta e dos subníveis são apresentadas na Tabela 3.3.

Tabela 3.3 – Elevações

Locais	Elevação (m)
Saída da Planta de Pasta	710,6
Subnível 1	518,0
Subnível 2	243,0
Subnível 3	123,0

3.6 MODELO HIDRÁULICO

O modelo hidráulico utilizado para estimar a perda de carga do sistema para fluidos de Bingham é o apresentado por Darby & Chhabra (2017).

As equações são apresentadas no item 2.3.3.

3.7 SELEÇÃO DA TUBULAÇÃO

A tubulação foi projetada de acordo com a norma ASME B31.4, 2022.

A tubulação foi dimensionada de acordo com os requisitos hidráulicos para evitar *slack flow* e levando em conta as previsões de desgaste da tubulação.

3.7.1.1 Taxa de Desgaste

Conforme estudo apresentado por White, *et al.* (2013), que avaliou a taxa de desgaste do sistema de *paste fill* da mina de cobre Kidd, localizada no Canadá, de propriedade da Xstrata, a taxa de desgaste de uma tubulação não revestida atingiu valores de 7,0 mm/Mt (milhão de tonelada de pasta). Para tubulação revestida internamente com cerâmica, o desgaste apresentado foi de 0,92 mm/Mt. Embora o custo da tubulação revestida possa ser de três a cinco vezes maior do que o da tubulação de aço tradicional, é importante considerar o custo da substituição física ou da instalação. A experiência na mina Kidd mostrou que esses custos de instalação representam aproximadamente 75% dos custos totais da tubulação.

Para este trabalho, foram adotadas como referência para a seleção da tubulação, as taxas de desgaste apresentadas no estudo de White, *et al.* (2013).

4 RESULTADOS E DISCUSSÃO

4.1 CARACTERIZAÇÃO DA PASTA

4.1.1 Densidade dos Sólidos

O resultado para a densidade dos sólidos, calculada conforme equação (2.4), é apresentado na Tabela 4.1.

Tabela 4.1 – Densidade dos Sólidos

Parâmetro	Descrição	Unidade	Teste	
			1	2
-	-	-	1	2
A	massa do sólido seco	g	181,13	181,3
B	tara do frasco + massa de água	g	1241,82	1271,95
C	tara do frasco + massa de água + massa de sólido	g	1368,48	1398,74
T	temperatura da água	°C	24	24
$\rho_{H_2O(T^{\circ}C)}$	densidade da água	g/cm ³	0,9973	0,9973
ρ_s	densidade do sólido	g/cm ³	3,316	3,317
$\rho_{s(média)}$	densidade do sólido média	g/cm ³	3,32	

4.1.2 Distribuição Granulométrica

A Tabela 4.2 apresenta a distribuição granulométrica dos sólidos, composto por 89,5% de rejeito *rougher* e 10,5% de rejeito *scavenger*.

Tabela 4.2 – Distribuição Granulométrica

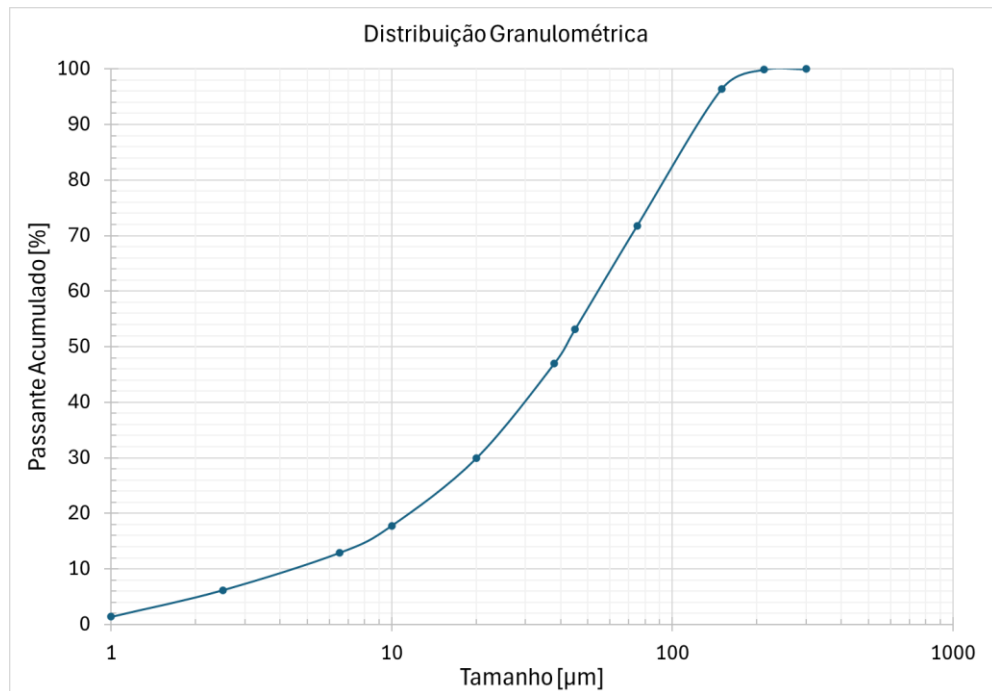
ASTM ISO 3310/1		Tamanho (μm)	Passante Acumulado (%)
Peneiramento a úmido	50	300	-
	70	212	99,9
	100	150	96,4
	200	75	71,8
	325	45	53,1
	400	38	47,0
Difração a laser		20,0	29,9
		10,0	17,8
		6,5	12,9
		2,5	6,2
		1,0	1,4
Parâmetros Granulométricos		d80 (μm)	94
		d60 (μm)	55
		d30 (μm)	20
		d10 (μm)	4,5
		Cu	12,2
		Cc	1,6

Os parâmetros d80, d60, d30, d10 são os tamanhos de partícula correspondentes a 80%, 60%, 30% e 10% de passante, respectivamente. Cu é o coeficiente de uniformidade dado por (d_{60}/d_{10}) e Cc é o coeficiente de curvatura dado por $(d_{30})^2 / (d_{10} \times d_{60})$. Para $Cu < 15$, considera-se a amostra como sendo uniforme, sendo $Cu < 5$ muito uniforme. Para $Cu \geq 15$ a amostra é considerada não-uniforme ou heterogênea.

O valor de Cu de 12,2 indica que a amostra é uniforme. O valor de Cc de 1,6 indica que o material é bem graduado.

A Figura 4.1 apresenta a curva da distribuição granulométrica.

Figura 4.1 – Curva de Distribuição Granulométrica



4.1.3 Teste de Reologia

A Tabela 4.3 apresenta os resultados de reologia realizado com os viscosímetros para diferentes concentrações de sólidos em massa, com e sem adição de cimento.

Tabela 4.3 – Resultados da Reologia

Dosagem de Cimento	% Cm	Cv	η 25° C	η/μ	τ_y
0%	66,50	0,373	19,0	20,9	2,4
	69,00	0,400	30,8	33,8	4,4
	71,30	0,428	58,9	64,6	9,2
4%	71,04	0,424	84,26	92,5	11,3
	72,49	0,442	118,73	130,3	15,1
	74,03	0,461	199,20	218,6	17,8

Onde:

% Cm = concentração de sólidos em massa [%];

Cv = fração volumétrica de sólidos;

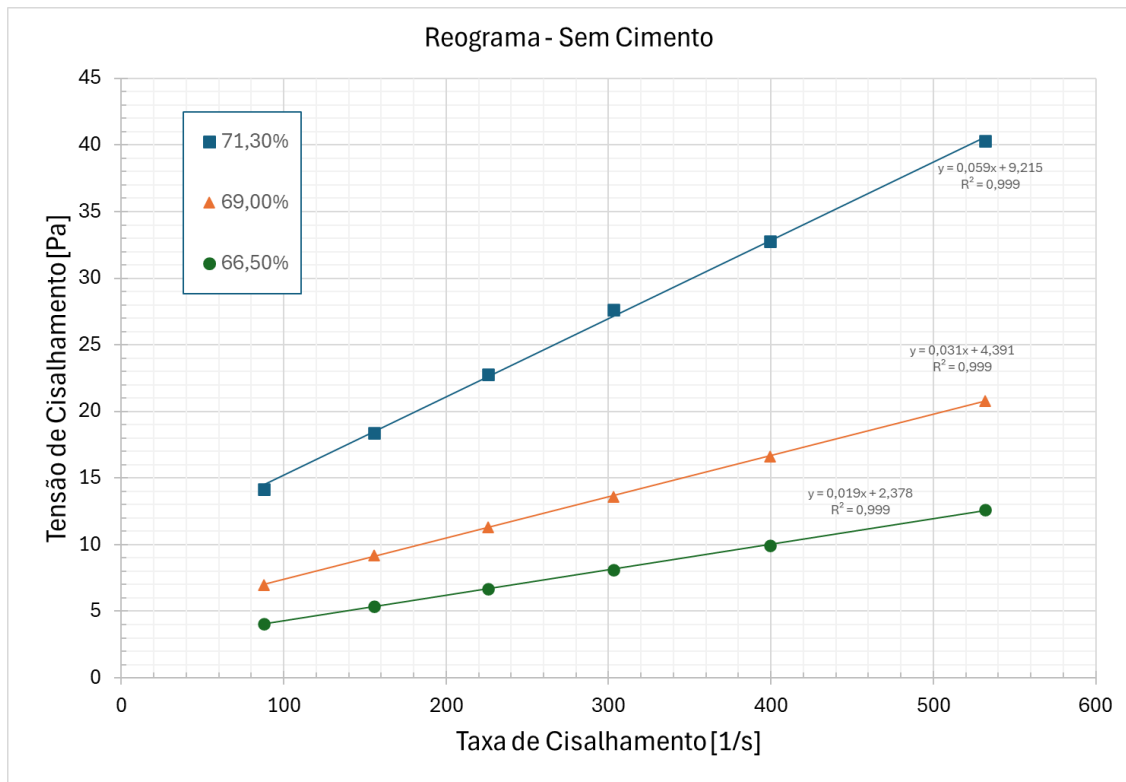
τ_y = tensão de escoamento [Pa];

η = viscosidade dinâmica da pasta [cP];

μ = viscosidade dinâmica da água [cP].

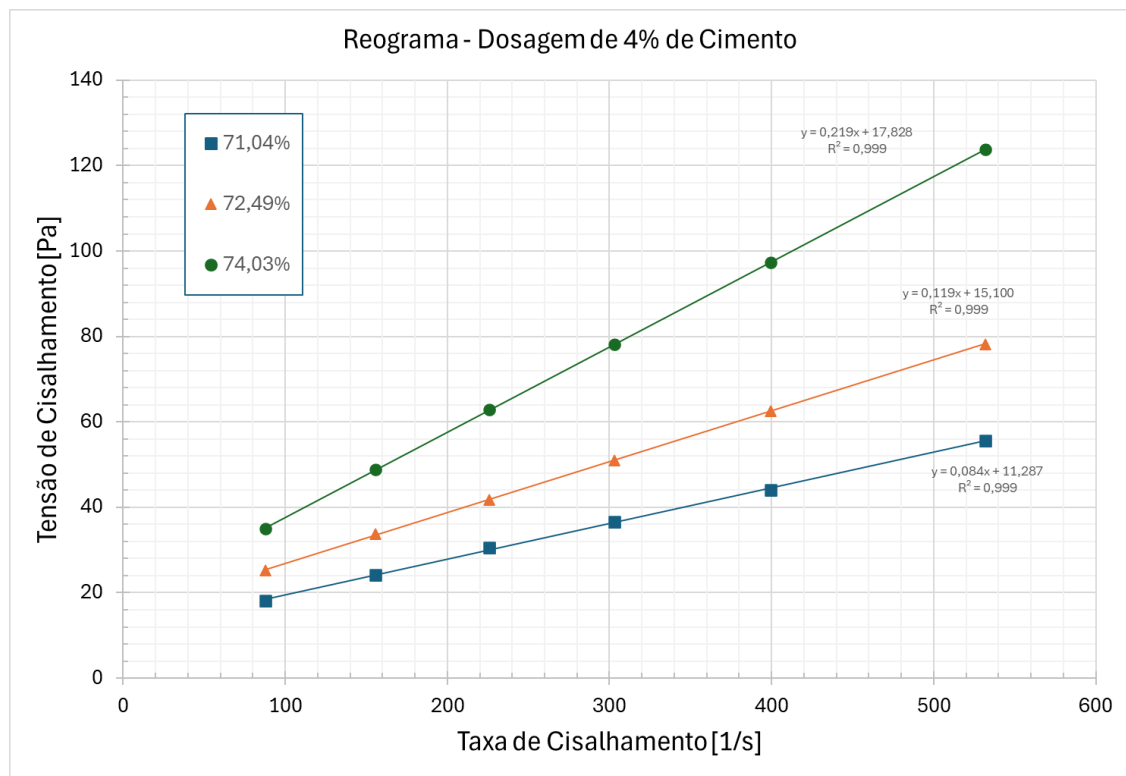
A Figura 4.2 apresenta a o reograma da amostra sem adição de cimento.

Figura 4.2 – Tensão de Cisalhamento em Função da Taxa de Cisalhamento – Sem Adição de Cimento



A Figura 4.3 apresenta o reograma da amostra com 4% de adição de cimento.

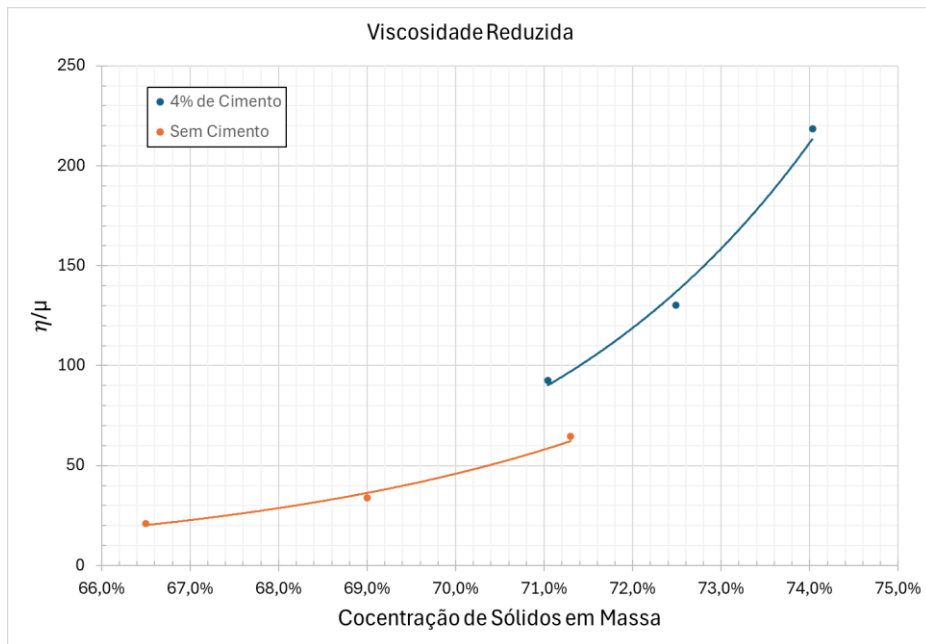
Figura 4.3 – Tensão de Cisalhamento em Função da Taxa de Cisalhamento – Adição de 4% de Cimento



Observa-se um rápido crescimento da viscosidade reduzida (viscosidade dinâmica em relação a viscosidade da água na temperatura de transporte) e da tensão de cisalhamento com aumento da porcentagem de sólidos da polpa.

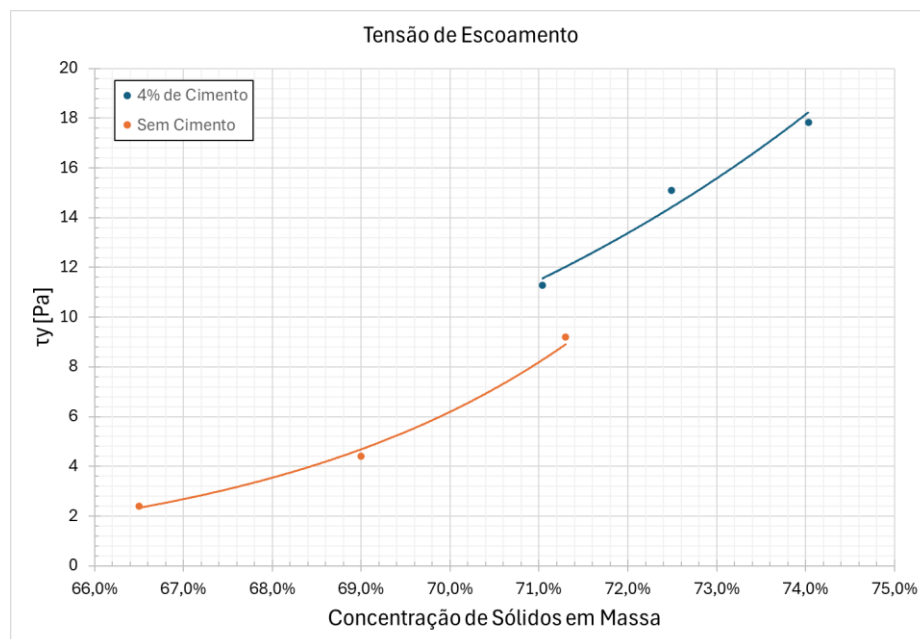
A Figura 4.4 mostra o crescimento da viscosidade reduzida com o aumento da concentração de sólidos.

Figura 4.4 – Viscosidade Reduzida



A Figura 4.5 apresenta o efeito do aumento da concentração de sólidos na tensão de escoamento.

Figura 4.5 – Tensão de Escoamento – Ensaio de Reologia















4.1.4 Teste de Slump

O teste de slump foi feito utilizando geometria cilíndrica para amostras sem cimento e com dosagens de 1%, 2% e 4% de cimento CPV.

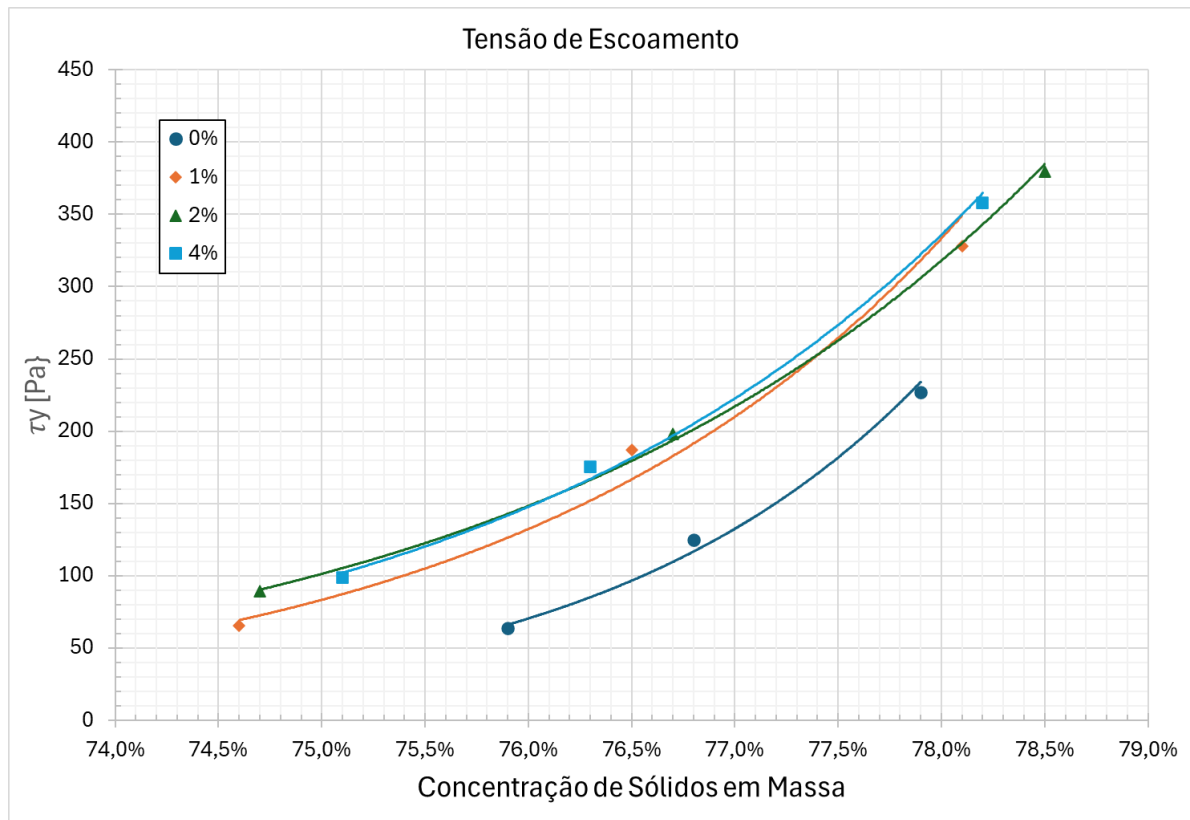
Os resultados do teste são apresentados na Tabela 4.4

Tabela 4.4 – Resultados Testes de Slump

Dosagem de Cimento	% Cm	Altura de Slump [mm]	τ_y [Pa]	Foto
0%	77,9	39,4	227,2	
	76,8	58,2	124,8	
	75,9	73,6	63,7	
1%	78,1	26,4	328,1	
	76,5	46,7	186,9	
	74,6	73,0	65,7	
2%	78,5	21,2	379,8	
	76,7	44,4	198,4	
	74,7	67,0	89,3	
4%	78,2	23,5	357,9	
	76,3	48,7	175,3	
	75,1	64,6	99,0	

A Figura 4.6 apresenta a tensão de escoamento em função da densidade de sólidos.

Figura 4.6 – Tensão de Escoamento – Teste de Slump



Os testes de slump e de reologia indicaram o comportamento exponencial das curvas de tensão de escoamento em função da concentração de sólidos. Também foi possível verificar o efeito da dosagem de cimento CPV na reologia da pasta, com o aumento da viscosidade e da tensão de escoamento.

Para as dosagens de cimento utilizadas, não houve aumento significativo da tensão de escoamento entre uma dosagem e outra.

4.1.5 Teste de Compressão UCS

Foram preparados três traços de *paste fill* para os ensaios de compressão uniaxial.

A Tabela 4.5 apresenta os traços do *paste fill* usados no ensaio de UCS.

Tabela 4.5 – Traços do *Paste fill* - UCS

Tipo de Cimento	Blend (89,5% <i>Rougher</i> + 10,5% <i>Scavenger</i>)			Cimento		Mistura			<i>Paste Fill</i>			
	Mu [g]	Cm [%]	Ms [g]	Ms [g]	Dosagem de Cimento	Ms [g]	Cw	Mu [g]	Cw	M _{H2O} [g]	Ms [g]	V [ml]
CPV	13110,8	84%	11068,8	225,9	2%	11294,7	85%	13336,7	0,75	3764,9	15059,6	7171,2
ARI	13281,4	84%	11212,8	467,2	4%	11680,0	85%	13748,6	0,75	3893,3	15573,3	7415,9
PLUS	12466,6	82%	10268,7	892,9	8%	11161,7	84%	13359,5	0,75	3720,6	14882,2	7086,8

Onde:

Mu = massa úmida [g];

Cm = concentração de sólidos em massa [%];

Ms = massa de sólidos secos [g];

M_{H2O} = massa de água [g];

V = volume [ml].

As condições experimentais data de elaboração e ruptura dos corpos de prova são apresentadas na Tabela 4.6.

Tabela 4.6 – Condições Experimentais e Características dos Corpos de Prova

Traço	Tempo de Cura (dias)	Dosagem de Cimento	Concentração de Sólidos em massa	Razão água:cimento	Data de Fabricação	Data de Rompimento	Nº de corpos de prova
#1	7	2%	75%	16,7	20-09-2024	27-09-2024	3
	14				20-09-2024	04-10-2024	3
	28				20-09-2024	18-10-2024	3
#2	7	4%	75%	8,3	20-09-2024	27-09-2024	3
	14				20-09-2024	04-10-2024	3
	28				20-09-2024	18-10-2024	3
#3	7	8%	75%	4,2	20-09-2024	27-09-2024	3
	14				20-09-2024	04-10-2024	3
	28				20-09-2024	18-10-2024	3

A Tabela 4.7 apresenta as tensões de ruptura obtidas nos ensaios de compressão.

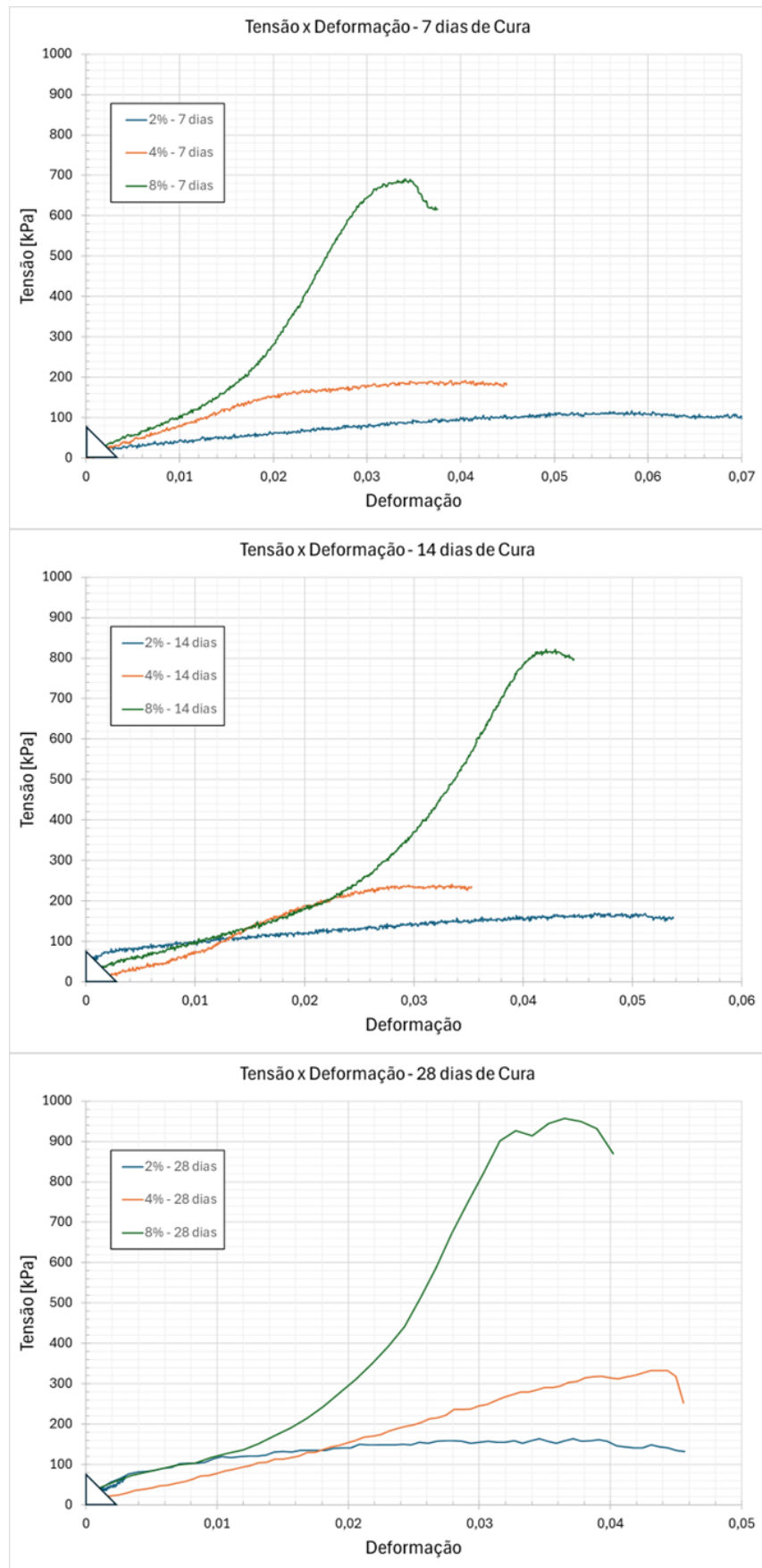
Tabela 4.7 – Tensão de Ruptura

Corpo de Prova	Tempo de Cura (dias)	Dosagem de Cimento	Concentração de Sólidos em massa	Razão água:cimento	Tensão de Ruptura [kPa]	Tensão de Ruptura Média [kPa]
1					113,8	
2	7	2%	75%	16,7	129,9	120,1
3					116,6	
4					170,7	
5	14	2%	75%	16,7	170,6	170,7
6					-	
7					164,0	
8	28	2%	75%	16,7	162,0	163,0
9					-	
1					-	
2	7	4%	75%	8,3	165,6	178,7
3					191,8	
4					267,2	
5	14	4%	75%	8,3	241,1	245,5
6					228,2	
7					289,1	
8	28	4%	75%	8,3	332,3	307,1
9					299,7	
1					708,9	
2	7	8%	75%	4,2	691,5	658,8
3					576,1	
4					746,4	
5	14	8%	75%	4,2	821,5	806,9
6					852,8	
7					957,7	
8	28	8%	75%	4,2	866,0	927,9
9					960,1	

(-) indica que o teste não foi realizado.

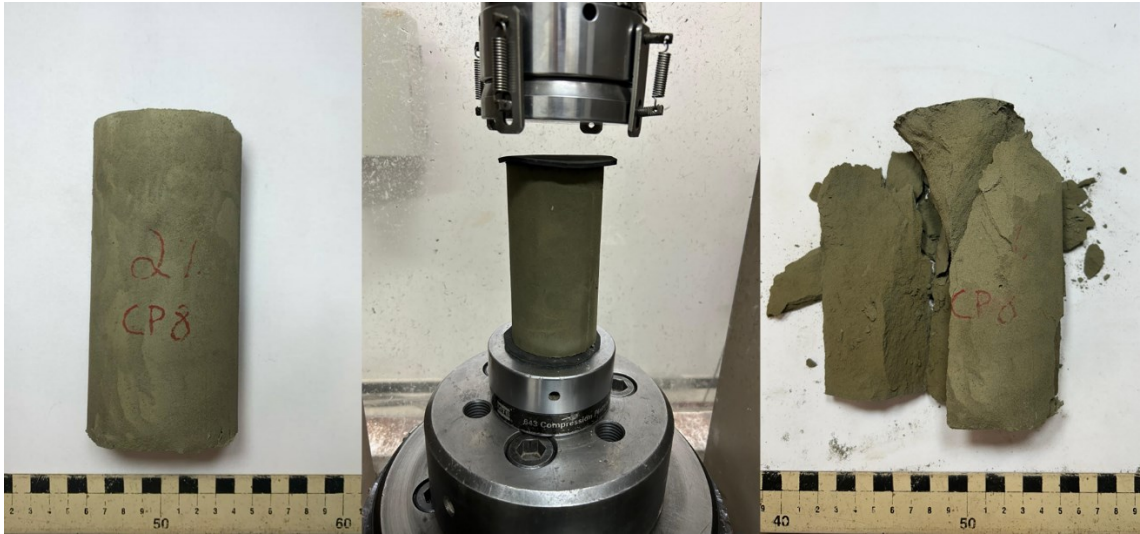
A Figura 4.7 apresenta os gráficos de “tensão x deformação” para diferentes dosagens de cimento e diferentes tempos de cura.

Figura 4.7 – Gráfico Tensão x Deformação



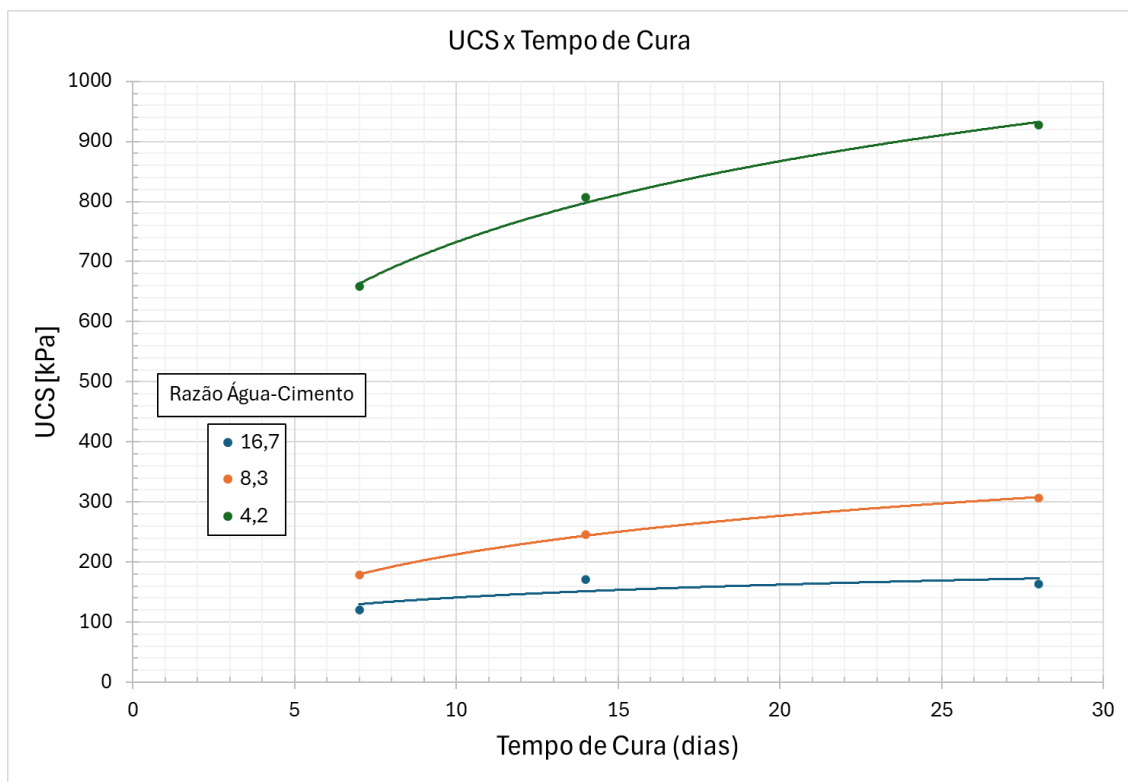
A Figura 4.10 apresenta um dos corpos de prova utilizado no ensaio.

Figura 4.8 – Corpo de Prova – Ensaio UCS



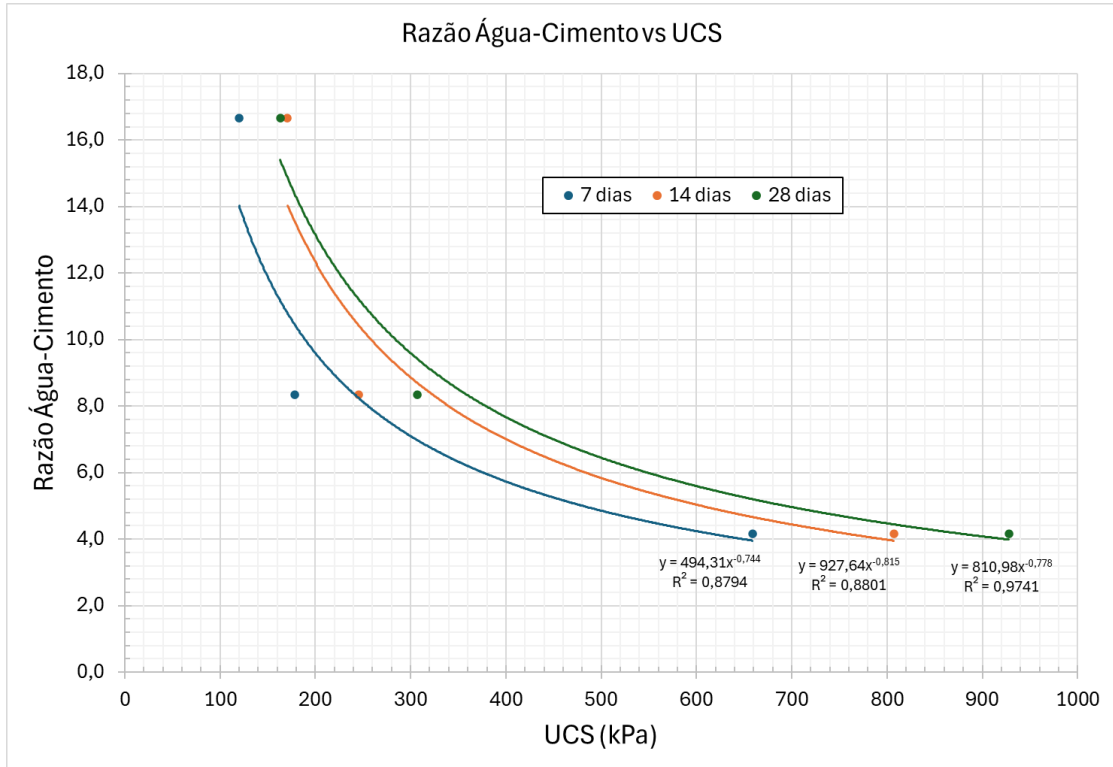
A Figura 4.9 apresenta a variação da resistência à compressão em função do tempo de cura para diferentes razões de água-cimento.

Figura 4.9 – UCS x Tempo de cura



Com base nos resultados obtidos, foi possível traçar curvas de tensão de ruptura em função da razão água-cimento do traço, conforme apresentado na Figura 4.10.

Figura 4.10 – Razão Água-Cimento x UCS



A partir das curvas, é possível estimar a resistência à compressão em função da razão água-cimento para diferentes tempos de cura, conforme apresentado por Wilson & Leacy (2023).

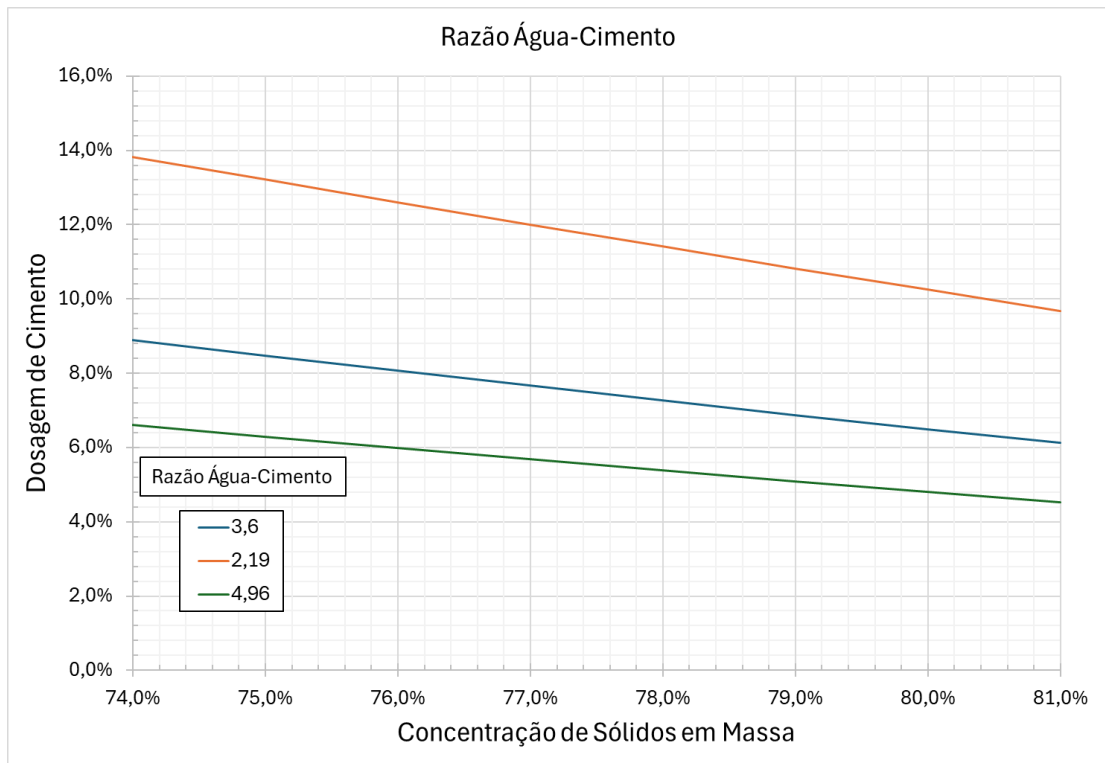
Para atender os critérios de resistência para a estabilidade dos realces, apresentado na Tabela 2.2 (700-2000 kPa), a razão água cimento para o *paste fill* deverá ser conforme Tabela 4.8.

Tabela 4.8 – Razão Água-Cimento para Atendimento do Critério de Estabilidade

Aplicação	UCS (kPa)	Razão Água-Cimento
Estabilidade do Realce	700-2000 (com 28 dias de cura)	4,96 – 2,19

A Figura 4.11 apresenta dosagem de cimento em função da concentração de sólidos para diferentes razões de água-cimento.

Figura 4.11 – Razão Água-Cimento



Para a análise hidráulica será considerada a razão água-cimento média de 3,6 para a escolha da dosagem de cimento.

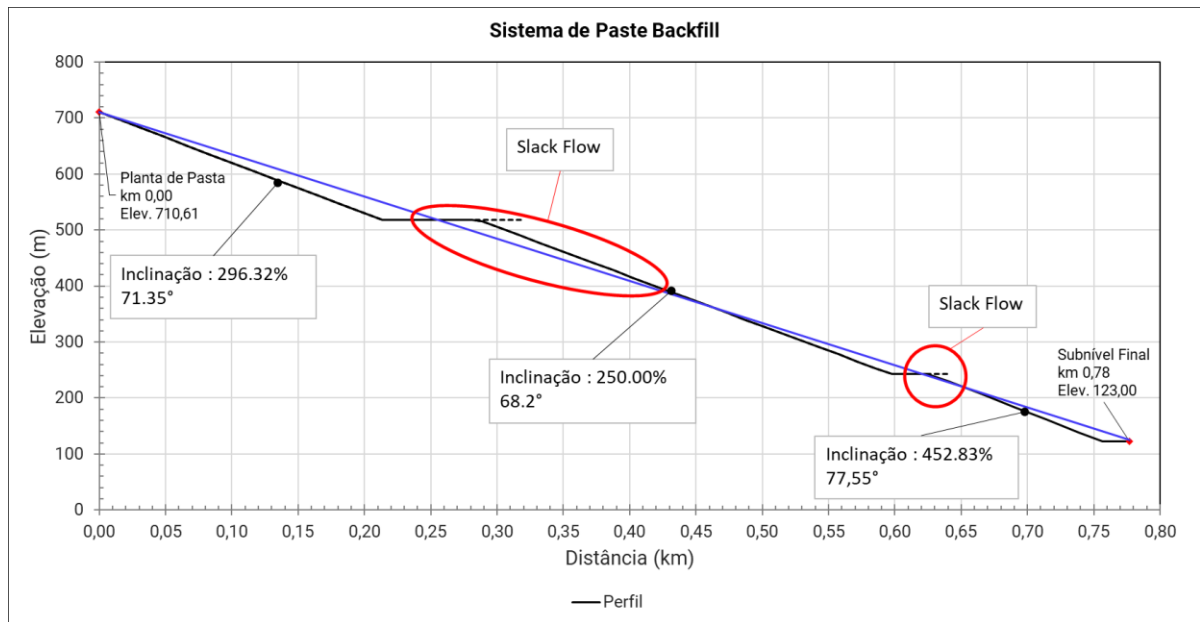
4.2 ANÁLISE HIDRÁULICA

4.2.1 Definição do Perfil

O perfil inicialmente fornecido apresentava inclinações muito elevadas, tornando inviável o transporte da pasta aos subníveis de forma gravitacional sem a ocorrência de *slack flow*.

Na Figura 4.12, o transporte gravitacional ocorre quando a linha azul, que representa o gradiente hidráulico, se inicia na mesma elevação do início do perfil. O *slack flow*, conforme apresentado no item 2.3.3.2, ocorre quando o gradiente hidráulico corta o perfil. Nos pontos indicados em vermelho na Figura 4.12, a seção transversal não fica totalmente preenchida pelo fluido e o escoamento ocorre em velocidades mais elevadas, acelerando o desgaste da tubulação.

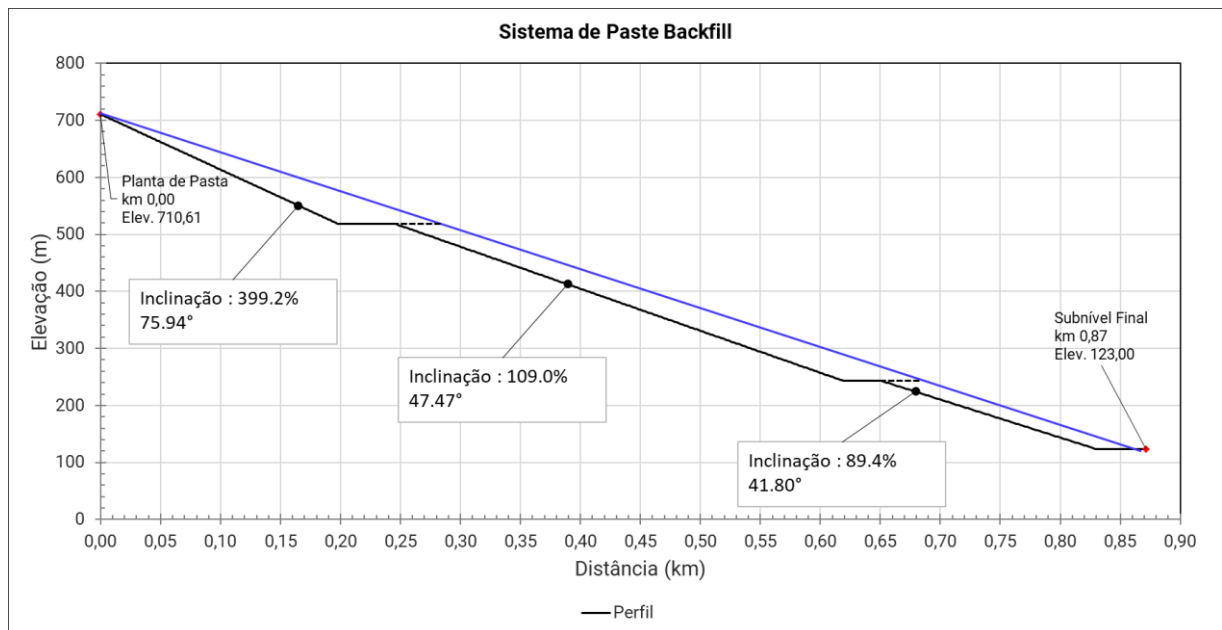
Figura 4.12 – Perfil Inicial



O perfil inicialmente fornecido foi modificado para obter uma condição hidráulica favorável, viabilizando transporte gravitacional sem a ocorrência de *slack flow*.

Conforme apresentado na Figura 4.13, o gradiente hidráulico (linha azul) fica sempre acima da linha do perfil do sistema de *paste backfill*.

Figura 4.13 – Perfil Proposto



4.2.2 Tubulação Seleccionada

Para a seleção da tubulação, foi considerada as premissas de desgaste apresentadas no item 3.7.1.1, em que a tubulação revestida com cerâmica apresenta desgaste de 0,92 mm/Mt (milhão de tonelada de pasta) e a tubulação sem revestimento apresenta desgaste de 7,0 mm/Mt.

Considerando que a tubulação revestida custa cinco vezes mais que a tubulação sem revestimento, e que cada instalação de tubulação representa 75% do custo de investimento, foi analisado o impacto ao longo da operação. Com uma produção nominal de pasta de 387,1 t/h e uma vida útil da mina de 20 anos, a tubulação sem revestimento exigiria aproximadamente 27 trocas durante esse período, enquanto a tubulação revestida precisaria de apenas 4 trocas. Diante dessas considerações, o custo total da tubulação revestida ao longo da vida da mina é 26% inferior ao custo total da tubulação sem revestimento.

Portanto, foi definida para o sistema tubulação de 8 polegadas em aço carbono, com revestimento cerâmico.

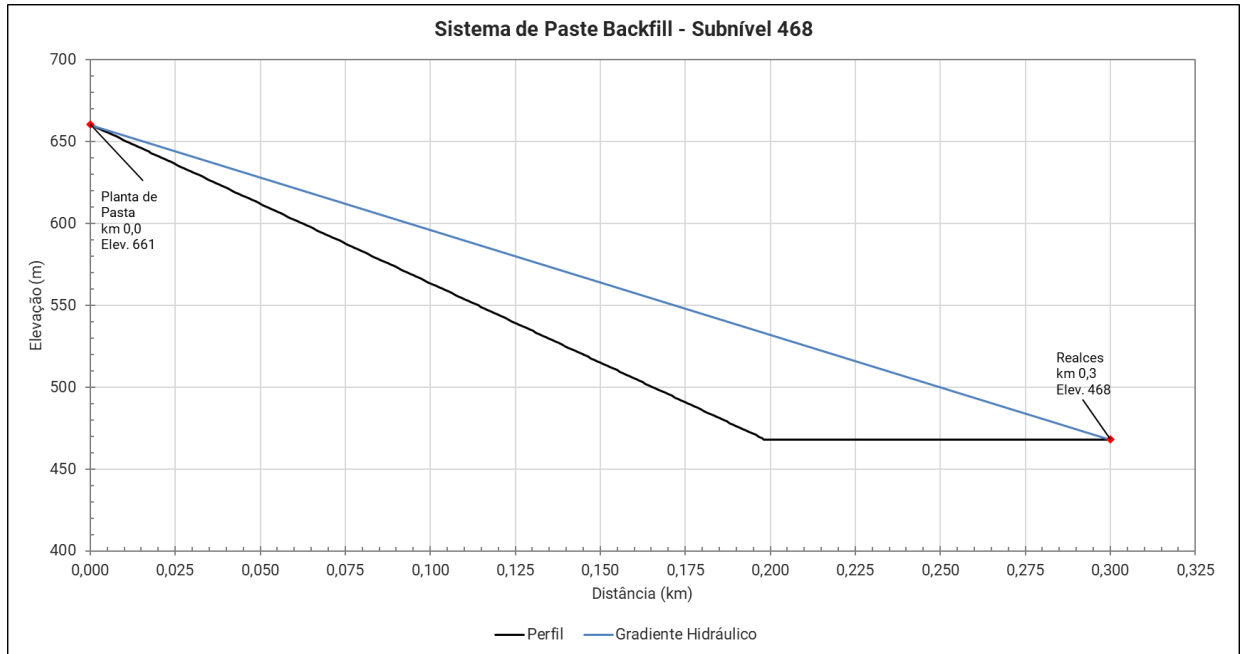
A tubulação apresenta a seguinte especificação:

- Material: Aço Carbono;
- Schedule: XS (60), conforme ASME B36.10M;
- Norma: API 5L Grau B;
- Diâmetro nominal: 8”;
- Diâmetro externo: 8,625”;
- Espessura da parede: 0.500”;
- Material do revestimento: Cerâmico;
- Espessura do revestimento: 0.500”;
- Tipo de conexão: Roscada.

4.2.3 Gradientes Hidráulicos

A Figura 4.14 apresenta o perfil e o gradiente hidráulico para o transporte de pasta para o primeiro subnível, na elevação 468.

Figura 4.14 – Gradiente Hidráulico – Subnível 468



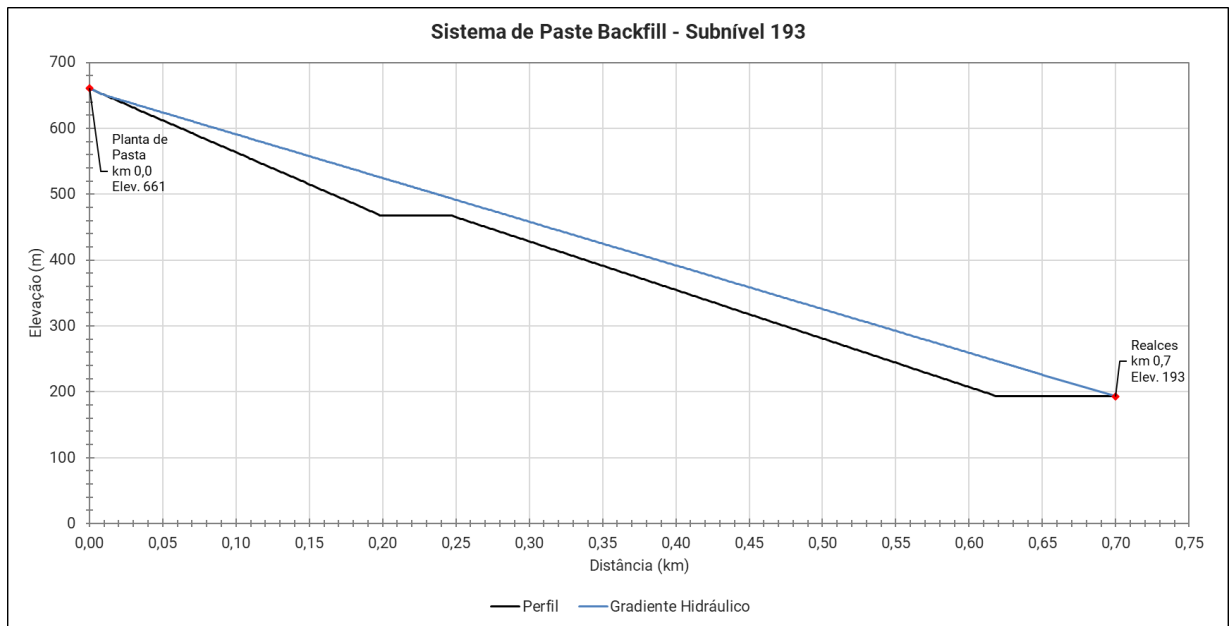
A Tabela 4.9 apresenta os dados do transporte de pasta para o subnível 468.

Tabela 4.9 – Dados do Transporte - Subnível 468

Descrição	Unidade	Valor
Vazão	m ³ /h	173,7
Tonelagem	tph	300
Concentração de Sólidos em Massa	%	78,3
Dosagem de Cimento	%	7,2
Tensão de Escoamento	Pa	555
Perda de Carga	kPa/m	13,85

A Figura 4.15 apresenta o perfil e o gradiente hidráulico para o transporte de pasta para o segundo subnível, na elevação 193.

Figura 4.15 – Gradiente Hidráulico – Subnível 193



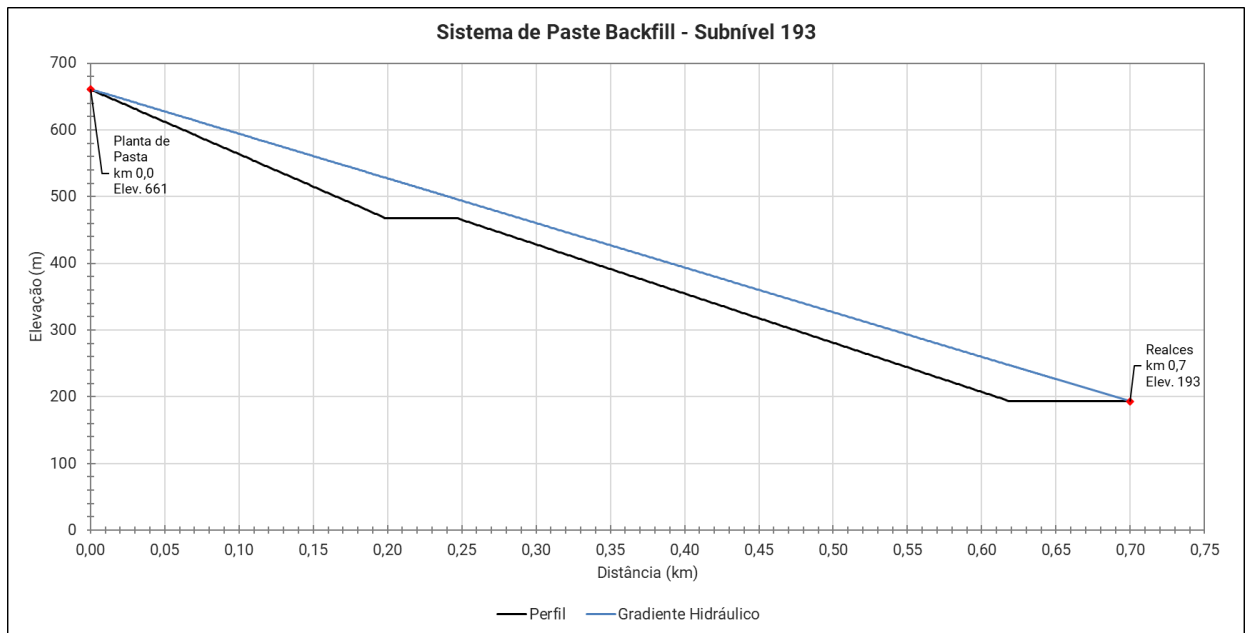
A Tabela 4.10 apresenta os dados do transporte de pasta para o subnível 193.

Tabela 4.10 – Dados do Transporte - Subnível 193

Descrição	Unidade	Valor
Vazão	m ³ /h	173,3
Tonelagem	tph	300
Concentração de Sólidos em Massa	%	78,4
Dosagem de Cimento	%	7,1
Tensão de Escoamento	Pa	587
Perda de Carga	kPa/m	14,37

A Figura 4.16 apresenta o perfil e o gradiente hidráulico para o transporte de pasta para o terceiro subnível, na elevação 123.

Figura 4.16 – Gradiente Hidráulico – Subnível 123



A Tabela 4.11 apresenta os dados do transporte de pasta para o subnível 123.

Tabela 4.11 – Dados do Transporte - Subnível 123

Descrição	Unidade	Valor
Vazão	m ³ /h	173,2
Tonelagem	tph	300
Concentração de Sólidos em Massa	%	78,4
Dosagem de Cimento	%	7,1
Tensão de Escoamento	Pa	591
Perda de Carga	kPa/m	14,52

Nas próximas fases do projeto, será necessário verificar a rota exata do sistema de *paste backfill* para garantir sua conformidade com os perfis apresentados. Em relação a esses perfis, a pasta produzida deve apresentar uma concentração de sólidos em massa entre 78,3% e 78,4%, com uma dosagem de cimento CPV variando entre 7,1% e 7,2%. O monitoramento rigoroso desses parâmetros é fundamental, tanto para assegurar a resistência necessária para a continuidade da lavra, quanto para viabilizar o transporte eficiente da pasta.

5 CONCLUSÃO

Conforme as referências bibliográficas apresentadas neste estudo, a aplicação de rejeito espessado combinado com cimento para o *backfill* de minas subterrâneas está relacionada melhores taxas de produção, custos operacionais reduzidos e maior valor agregado ao empreendimento. O *paste backfill* contribui para o gerenciamento sustentável de rejeitos, reduzindo os riscos ambientais e os custos de armazenamento, garantindo operações de mineração mais sustentáveis e economicamente viáveis.

Frequentemente, a operação de minas subterrâneas utiliza traços de pasta para *backfill* subótimas, que não otimizam os três principais parâmetros de uma especificação de *paste fill*: resistência, reologia e tempo de cura. Esse problema é ainda mais acentuado pela escassez de dados de caracterização da pasta e a integração desses dados em modelos hidráulicos confiáveis.

O estudo de caso apresentado mostra o desenvolvimento da determinação da especificação otimizada de uma pasta, de forma a melhorar a eficiência da operação de *paste backfill*, evitando o consumo de cimento além do necessário e, ao mesmo tempo, garantindo que o desempenho do *backfill* atenda aos requisitos operacionais da lavra.

Para o estudo apresentado, o sistema de *paste backfill* resultou em uma tubulação com diâmetro nominal de 8 polegadas (200 mm), API 5L Gr. B, schedule XS, revestida internamente com cerâmica. Com base nas referências apresentadas, estima-se que a tubulação deverá ser trocada 4 vezes ao longo dos 20 anos da vida da mina. O sistema foi dimensionado para transportar 300 t/h de sólidos para três subníveis da mina subterrânea.

A pasta a ser produzida deverá apresentar uma concentração de sólidos em massa entre 78,3% e 78,4%, com a dosagem de cimento CPV variando de 7,1% a 7,2%. O controle desses parâmetros é essencial para garantir tanto os requisitos hidráulicos para o transporte gravitacional quanto a resistência à compressão necessária após 28 dias de cura.

6 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Como sugestão para trabalhos futuros, propõe-se a realização de um estudo comparativo entre diferentes tipos de cimento, avaliando seus efeitos na reologia da pasta e no ganho de resistência à compressão. Além disso, deverá ser feita uma análise econômica para identificar o aglutinante ideal a ser utilizado na especificação da pasta de *backfill*.

REFERÊNCIAS

- AMERICAN SOCIETY FOR TESTING AND MATERIALS. **ASTM D 2166**: Standard Test Method for confined Compressive Strength of Cohesive Soil. West Conshohocken: ASTM, 2000.
- AUSENCOPSI. **PROCESS DESIGN MANUAL FOR SLURRY TRANSPORTATION SYSTEM**. 2009.
- BELEM, T.; BENZAAZOUA, M.; Design and application of underground mine paste backfill technology. **J Geotech Geol Eng** v. 26(2), p. 147–174. 2008.
- CLAYTON, S.; GRICE, T. G.; BOGER, D. V.; Analysis of the slump test for on-site yield stress measurement of mineral suspensions. **International Journal of Mineral Processing**, v. 70, p. 3-21. 2003.
- CHRISTENSEN, G.; **Modelling the flow of fresh concrete: the slump test**; Tese de D.Sc., Faculty of Princeton University, Princeton University, Princeton, 1991.
- CLOUGH, G.W.; SITAR, N., BACHUS, R.C.J.; Cemented sands under static loading. **J Geotech Eng Div ASCE** v. 107(6), p. 799–817. 1981.
- COOKE, R.; Backfill pipeline distribution systems - design methodology review. **Minefill**, v. 100, n. 1103, p. 20, Agosto, 2007.
- DARBY, R. & CHHABRA, R. P.; **Chemical Engineering Fluid Mechanics**. 3. ed. Boca Raton: Taylor & Francis Group, 2017.
- DARBY, R. & MELSON, J.; How to predict the friction factor for flow of Bingham plastics. **Chemical Engineering**, v. 28, p. 59-61, 1981.
- DARBY, R.; MUN, R.; BOGER, D.V.; Predicting friction loss in slurry pipelines. **Chemical Engineering**, V. 99, P. 116–119, Setembro, 1992.
- FREIRE, J. L. F.; GOMES, M. R. R.; GOMES, M. G.; **Handbook of Pipeline Engineering**. Springer, 2024.
- GOGOLEWSKA, Anna. **Surface and Underground Mining Technology**. Wrocław University of Technology, 2011.
- HALLBOM, D.; CHAPMAN, J. P.; **The Slide – A Simple Way to Design Paste Lines**. Pipeline Systems Incorporated (PSI). Canada, 2006.

- HANKS, R. W., & DADIA, B. H.; Theoretical Analysis of the Turbulent Flow of Non-Newtonian Slurries in Pipes. *AIChE Journal*, 1971.
- HARTMAN, H. L.; MUTMANSKY, J. M.; **Introductory Mining Engineering**. 2. ed. New Delhi: John Wiley & Sons Inc.; 2002.
- HUSTRULID, William A.; BULLOCK, Richard L.; **Underground Mining Methods Engineering Fundamentals and International Case Studies**. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME). Colorado, 2001.
- JEWELL, R.; FOURIE, A.; LORD, T.; **Paste and Thickened Tailings - A Guide**. The Australian Centre for Geomechanics (ACG), 2002.
- KLEIN, B. **Rheology of Mineral Suspensions**, Short Course, Vancouver, p. 1-34. Canada. Abril, 2002.
- KOUPOLI, N.J.F.; BELEM, T.; RIVARD, P.; EFFENGUET, H.; Direct shear tests on cemented paste backfill-rock wall and cemented paste backfill-backfill interfaces. **Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering**, v. 8, n. 4, p. 472-479, Agosto, 2016. Disponível em: < <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2016.02.001> >.
- LES, G. B.; LEON, C. S. & JOHN, E.; Development and Pilot-Scale Demonstration of Deep Cone Paste Thickening Process for Phosphatic Clay Disposal. **Phase II. Institute of Phosphate Research**, p. 1-23. 2011.
- LI, Yan. Comprehensive Benefit Evaluation of Cemented Paste Backfill in the Mining Industry. **Advances in Civil Engineering** v. 2021. Hindawi, 2021. Disponível em: < <https://doi.org/10.1155/2021/6646671> >.
- MESSA, G. V.; YANG, Q., RASTEIRO, M. G.; FAIA, P.; MATOUSEK, V.; SILVA, R. C.; GARCIA, F.; Computational Fluid Dynamic Modelling of Fully-Suspended Slurry Flows in Horizontal Pipes with Different Solids Concentrations. **KONA Powder and Particle Journal**, n. 40, p. 219-235, 2023. Disponível em: < <https://doi.org/10.14356/kona.2023008>>.
- MERO, J. L.; CLARK, G. B.; HUSTRULID, W. A.; "mining." **Encyclopedia Britannica**. Outubro, 2024. Disponível em: < <https://www.britannica.com/technology/mining> >.
- OLCAY, R. H. B.; HERNÁNDEZ, C. A. O.; VALADÃO, G. E. S.; CHAVES, A. P. Production of minerals paste from phosphates sludge. **Revista chilena de ingeniería**, v. 28, n. 2, p. 335-345. 2020.

PATERSON, A.J.C.; COOKE, R.; & GERICKE, D.; Design of hydraulic backfill distribution systems: Lessons from case studies. In M. Bloss (Ed.). **Minefill '98—The 6th International Conference on Mining with Backfill** (p. 121-127). Brisbane: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1998.

PASHIAS, N.; BOGER, D. V.; SUMMERS, J.; GLENISTER, D. J.; A fifty cent rheometer for yield stress measurement. **Journal of Rheology**, v. 40(6). The Society of Rheology, Inc, 1996.

QI, C.; TANG, X.; DONG, X.; CHEN, Q.; FOURIE, A.; LIU, E.; Towards Intelligent Mining for Backfill: A genetic programming-based method for strength forecasting of cemented paste backfill. **Minerals Engineering**, v. 133, p. 69-79. Março, 2019. Disponível em: < <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2019.01.004> >.

SHARMA, L. K.; SINGH, T. N.; Regression-based models for the prediction of unconfined compressive strength of artificially structured soil. **Engineering with Computers**, v. 34(1), p. 175-186. Abril, 2017. Disponível em: < <https://doi.org/10.1007/s00366-017-0528-8>>.

SLATTER, P.T. & WASP, E.J.; The laminar/turbulent transition in large pipes. **10th International Conference on Transport and Sedimentation of Solid Particles**, ISBN 83 - 87866 - 12 - 1, p. 389 – 399 – WrocBaw, Setembro, 2000.

THE AMERICAN SOCIETY OF MECHANICAL ENGINEERS. **ASME B31.4: Pipeline Transportation Systems for Liquids and Slurries**. New York, 2022.

THERMO SCIENTIFIC. **Instruction Manual – HAAKE Viscotester 550**. Karlsruhe, 2007.

THOMAS, E. G.; NANTEL, J. H.; NOTLEY, K. R.; **Fill Technology in Underground Metalliferous Mines**. Ontario – Canada: International Academic Services Limited, 1979. 293p. (ISBN: 0-920912-00-1).

WASP, E. J., KENNY, J. P., & GANDHI, R. L.; **Solid-Liquid Flow Slurry Pipeline Transportation**. São Francisco: Trans Tech Publications, 1977.

WHITE, A.; MCGUINNESS, M.; NEWMAN, V.; Pipeline wear solution at Kidd Mine: energy absorbent ceramic composites. **Paste** 2013, p. 559-566. Australian Centre for Geomechanics. Perth, 2013.

WILSON, S. C.; LEACY, P. W. J.; Optimal paste backfill specification development. **Paste 2023: Proceedings of the 25th International Conference on Paste, Thickened and Filtered Tailings**, p. 294-306. Australian Centre for Geomechanics. Perth, 2023. Disponível em: < https://doi.org/10.36487/ACG_repo/2355_22 >.

ZHAO, Y.; SOLTANI, A.; TAHERI, A.; KARAKUS, M.; DENG, A.; Application of Slag–Cement and Fly Ash for Strength Development in Cemented Paste Backfills. **Minerals 2019**, v. 9. Dezembro, 2018. Disponível em: < <https://doi.org/10.3390/min9010022www>>.