

UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO  
CENTRO DE TECNOLOGIA E GEOCIÊNCIAS  
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS  
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA MINERAL

LEANDRO DE LIMA MAIA

**ESTUDO DE MELHORIA DA RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAxIAL DE  
ENCHIMENTO DE MINA TIPO *PASTE FILL* DA MINERAÇÃO CARAÍBA S/A**

Recife

2019

LEANDRO DE LIMA MAIA

**ESTUDO DE MELHORIA DA RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL DE  
ENCHIMENTO DE MINA TIPO *PASTE FILL* DA MINERAÇÃO CARÁIBA S/A**

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral do Centro de Tecnologia e Geociências da Universidade Federal de Pernambuco para a obtenção do título de Mestre em Engenharia Mineral.

Área de concentração: Minerais Industriais.

Orientador: Prof. Dr. Robson Ribeiro Lima.

Coorientador: Me. João Paulo Silva de Freitas.

Recife

2019

Catálogo na Fonte  
Bibliotecária Margareth Malta, CRB-4 / 1198

M217e Maia, Leandro de Lima.  
Estudo de melhoria da resistência à compressão uniaxial de enchimento de mina tipo *Paste Fill* da Mineração Caraíba S/A / Leandro de Lima Maia. - 2019.  
113 folhas, il., gráfs., tabs.  
  
Orientador: Prof. Dr. Robson Ribeiro Lima.  
Coorientador: Me. João Paulo Silva de Freitas.  
  
Dissertação (Mestrado) – Universidade Federal de Pernambuco. CTG. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, 2019.  
Inclui Referências.  
  
1. Engenharia de Minas. 2. Enchimento de mina. 3. Lavra subterrânea. 4. *Paste Fill*. 5. Rejeitos de mineração. I. Lima, Robson Ribeiro (Orientador). II. Freitas, João Paulo Silva de (Coorientador). III. Título

UFPE

623.26 CDD (22. ed.)

BCTG/2020-181

LEANDRO DE LIMA MAIA

**“ESTUDO DE MELHORIA DA RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL DE ENCHIMENTO DE MINA TIPO *PASTE FILL* DA MINERAÇÃO CARAÍBA S/A”**

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral do Centro de Tecnologia e Geociências da Universidade Federal de Pernambuco para a obtenção do título de Mestre em Engenharia Mineral.

Aprovada em: 26 / 04 / 19 .

**BANCA EXAMINADORA**

---

Prof. Dr. Robson Ribeiro Lima (Orientador)  
Universidade Federal de Pernambuco

---

Prof. Dr. Márcio Luiz de Siqueira Campos Barros (Examinador Interno)  
Universidade Federal de Pernambuco

---

Prof. Dr. Antônio Acácio de Melo Neto (Examinador Externo)  
Universidade Federal de Pernambuco

Dedico este trabalho à minha Mãe, Rosinete de Lima.

## **AGRADECIMENTOS**

Agradeço a Deus pela força e perseverança dadas para concluir mais essa etapa e continuar a seguir meus caminhos com saúde e rodeado de pessoas do bem.

À minha Família pelo apoio incondicional sobre minhas escolhas e pelo suporte dado desde os primeiros passos em busca do conhecimento. Em especial à minha Mãe, Rosinete de Lima.

Ao orientador Prof. Dr. Robson Ribeiro Lima por abrir caminhos, incentivar e batalhar junto a mim na realização deste trabalho

À Mineração Caraíba S/A representada pelo Eng. de Minas João Paulo Silva de Freitas, pelo Eng. de Minas Luiz Eduardo Freire e Geol. Paulo Cavalcanti, por fazerem este trabalho possível e pela assistência dada.

Aos professores, servidores e colegas de classe do Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGEminas.

Ao Laboratório de Tecnologia dos Aglomerantes - LabTag, em nome dos Professores Dr. Antônio Acácio e Dr. Paulo Régis, dos pesquisadores e colegas Victor Estolano, Priscilla Basto, Nilvan Teixeira, Sara Martins, Larissa Barbosa e Tacila Bertulino, por compartilharem conhecimento e estarem sempre dispostos a ajudar na execução dos ensaios.

Ao Professor Antônio Brito e técnico Gutemberg do laboratório de solos, por disponibilizar espaço para realização dos ensaios.

Aos técnicos do LABME, Cazuza e Rivaldo.

Ao Laboratório de Tecnologia Mineral - LTM em nome de Marcelo, Brito, Ji e Ulysses.

À Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior – CAPES pelo suporte financeiro.

Ao amigo Emanuel Itaquê (Robinho) pelo apoio nas etapas cruciais deste trabalho.

A todos que de alguma maneira contribuíram para a conclusão deste mestrado.

## RESUMO

Enchimento de mina é definido como qualquer material ou a combinação de materiais utilizados para preencher escavações. Tem como finalidades principais gerir a estabilidade dos vazios criados pela mineração, aumentar a flexibilidade das estratégias de extração de minério, melhorar a recuperação dos corpos mineralizados e dispor rejeitos e estéreis de mineração. O enchimento de mina do tipo *Paste Fill* tem como principais parâmetros a porcentagem de sólidos na polpa, conteúdo de cimento e consistência da pasta. A variação desses fatores influencia principalmente na distribuição, resistência final e custo do enchimento. Neste trabalho foi reproduzido em laboratório o enchimento *Paste Fill* utilizado na Mineração Caraíba S/A. Também foram apresentadas composições alternativas ao enchimento com co-disposição de material estéril, uso de aditivos superplastificantes e uso de cimento de escória de alto-forno em substituição parcial e total do cimento portland. Os rejeitos e estéril utilizados se apresentam em faixas granulométricas adequadas para produção dos enchimentos sugeridos. Os traços definidos são composições de *Paste Fill*, *Paste Fill* co-disposto com material estéril em razão 1:1, *Paste Fill* com aditivo de 1 a 2% de massa do cimento, e *Paste Fill* com cimento de escória. Todos os traços tiveram um decréscimo médio de 0,05 MPa durante a cura de 28 para 56 dias, sendo a principal hipótese aqui considerada a infiltração de água devido à exposição da parte superior dos corpos-de-prova na cura submersa. A co-disposição de *Paste Fill* e material estéril se mostra opção bastante interessante, ainda que considerações operacionais devam ser analisadas. Observou-se, em média, um aumento de 40% na resistência à compressão uniaxial após adicionado material estéril em proporção 1:1, e uma redução no consumo de cimento de 55%, passando de 68 kg/m<sup>3</sup> para 37 kg/m<sup>3</sup> em média. O uso de aditivos superplastificantes aumentou consideravelmente o abatimento do *Paste Fill*, mostrando-se interessante em situações em que a composição do *Paste Fill* resulte em *slumps* baixos e haja risco de entupimento das tubulações. O uso de cimento de escória de alto-forno mostrou resultados além do ideal 0,5 MPa de resistência à compressão uniaxial.

Palavras-chave: Enchimento de mina. Lavra subterrânea. *Paste Fill*. Rejeitos de mineração.

## ABSTRACT

Mine backfill is defined as any material or the combination of materials used to fill excavations. The main purposes of filling mining voids are to manage overall mining stability, to serve as pillars, walls, floors or back, to increase the flexibility of ore extraction strategies, improve orebody recovery, and dispose waste and tailings. Paste Fill main parameters are solids concentration by weight in the pulp, cement content and pulp consistency measured by slump test. The variation of these parameters influences distribution, final strength and cost of filling. In this work. Paste Fill used in Mineração Caraíba S/A was replicated laboratory. Alternative compositions to paste fill using waste codisposal, additives and blast furnace slag cement in partial and total replacement of portland cement were proposed. Tailings and waste material used are presented in suitable size ranges for the production of the suggested backfill. The alternatives presented are compositions of paste fill, paste fill co-disposed with waste material in ratio 1: 1, paste fill with additive of 1 to 2% by cement weight, and paste fill with blast furnace slag cement. All mine backfill had an average decrease of 0.05 MPa 28 to 56 days of cure, being the main hypothesis considered water infiltration due exposure of the upper part of the specimens in the submerged cure. The co-disposal of paste fill and waste material showed interesting results, although operational considerations should be analysed. A 40% increase in uniaxial compressive strength was observed after addition of 1:1 waste material and a reduction in cement consumption of 55%, from 68 kg/m<sup>3</sup> to 37 kg/m<sup>3</sup>. The use of superplasticizer additives considerably increased paste fill slump, being an interesting option in situations where the paste fill composition results in low slumps and there is a risk of pipe obstruction. The use of blast furnace slag cement showed results beyond the ideal 0.5 MPa of uniaxial compression strength. However, emanation of strong odor gases from the slag in high concentrations has been observed, which may represent a problem in confined environments.

Keywords: Mine backfill. Underground mining. Paste fill. Mine tailings.

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1 -	Produção de minérios metálicos de lavras a céu aberto e lavras subterrâneas.....	17
Figura 2 -	Corte longitudinal e transversal de mina subterrânea e suas principais escavações e estruturas.....	23
Figura 3 -	Diagrama dos métodos de lavra subterrânea de acordo com o sistema de suporte utilizado.....	24
Figura 4 -	Lavra em câmaras e pilares.....	25
Figura 5 -	Lavra em realces abertos em subníveis.....	26
Figura 6 -	Lavra em corte e enchimento.....	27
Figura 7 -	Lavra em shrinkage.....	28
Figura 8 -	Lavra em VCR.....	29
Figura 9 -	Lavra em longwall.....	30
Figura 10 -	Lavra em abatimento por subníveis.....	31
Figura 11 -	Lavra em Abatimento por Blocos.....	32
Figura 12 -	Sequenciamento de lavra subterrânea otimizada com enchimento de mina.....	36
Figura 13 -	Enchimento Hidráulico.....	38
Figura 14 -	Diagrama de seleção e aplicação de sistema de enchimento.....	45
Figura 15 -	Localização da Mineração Caraíba.....	48
Figura 16 -	Corpo de Minério da Mina Caraíba.....	50
Figura 17 -	Representação em 3D da sequência de extração do método VRM (Vertical Retreat Mining).....	53
Figura 18 -	Amarração de fogo em furos ascendentes.....	54
Figura 19 -	Sequenciamento de desmonte em método de lavra VRM.....	55
Figura 20 -	Carregadeira TORO 650 DL na MCSA.....	56
Figura 21 -	Caminhão MT-5000.....	56
Figura 22 -	Planta de Paste Fill da Mineração Caraíba S/A.....	58
Figura 23 -	Sistema de distribuição do Paste Fill para o subsolo.....	59
Figura 24 -	Fluxograma de produção de Paste Fill.....	60
Figura 25 -	Fluxograma de Ensaios da Dissertação.....	63

Figura 26 - Formação de pilhas cônicas e quarteamento.....	64
Figura 27 - Formação de pilha cônicas para homogeneização das amostras.....	64
Figura 28 - Pilha alongada.....	65
Figura 29 - Gráfico de Faixas granulométricas dos rejeitos.....	69
Figura 30 - Gráfico de distribuição granulométrica de três alíquotas de Material Estéril disponibilizado pela MCSA.....	71
Figura 31 - Misturador de Argamassa com cuba para 20 litros.....	76
Figura 32 - Abatimento de Enchimento Paste Fill.....	79
Figura 33 - Mesa para Índice de Consistência (Flow table).....	80
Figura 34 - Corpos-de-Prova submersos em água.....	81
Figura 35 - Corpos-de-prova desmoldados.....	81
Figura 36 - Equipamento TESTOP RONALD TOP USBS 004 utilizado para teste de compressão uniaxial.....	82
Figura 37 - Equipamento INSTRON modelo 5598 utilizado para teste de compressão uniaxial.....	83
Figura 38 - Gráfico comparativo entre rejeitos da MCSA e enchimentos de minas australianas.....	86
Figura 39 - Gráfico comparativo entre estéril (três alíquotas) da MCSA e curvas de Talbot.....	88
Figura 40 - Parte superior do corpo-de-prova úmida durante compressão..	92
Figura 41 - Parte superior de corpo-de-prova 10x20 cm demonstra menor resistência na compressão uniaxial.....	92
Figura 42 - Realce com zona de menor resistência devido à presença de água.....	93
Figura 43 - Gráfico Porcentagem de Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial de Paste Fill para CP's de 10x20 cm.....	94
Figura 44 - Gráfico Porcentagem de Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial de Paste Fill para CP's de 5x10 e 10x20 cm em 28 dias de cura.....	95
Figura 45 - Leis de Abrams, Lyse e Molinari.....	96
Figura 46 - Gráfico Porcentagem de Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial de Paste Fill para CP's de 10x20 cm.....	98

Figura 47 - Gráfico Relação Água/Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial de Paste Fill.....	98
Figura 48 - Gráfico Relação Água/Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial de Paste Fill com Aditivo Superplastificante.....	99
Figura 49 - Gráfico Relação Slump e Porcentagem de sólidos final de Paste Fill.....	100
Figura 50 - Gráfico Correlação entre consistência por slump e índice de consistência.....	100
Figura 51 - Gráfico Consumo de cimento x Resistência à compressão uniaxial de Paste Fill.....	101
Figura 52 - Gráfico Relação Consumo de Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial de Co-disposição de Paste Fill e estéril...	102
Figura 53 - Gráfico Relação Consumo de Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial em <i>Paste Fill</i> Aditivado.....	102
Figura 54 - Corpo-de-prova 10x20 cm de enchimento codisposto rompido.	104
Figura 55 - Gráfico Relação Porcentagem de sólidos de Paste Fill x Porcentagem de sólido Final de Co-disposição de Paste Fill e estéril.....	104
Figura 56 - Equipamento de co-disposição de material estéril e Paste Fill...	105
Figura 57 - C.P. 10x20 cm com 30% de escória.....	107
Figura 58 - Parte superior do C.P. 10x20 cm do traço T33 não-consolidada.....	107
Figura 59 - Parte superior do C.P. 10x20 cm retraída.....	108

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1 -	Massa Específica dos Rejeitos da MCSA (NBR NM 23:2001).....	66
Tabela 2 -	Minerais identificados nos rejeitos disponibilizados pela MCSA...	67
Tabela 3 -	Óxidos presentes nos rejeitos disponibilizado pela MCSA.....	68
Tabela 4 -	Faixas granulométricas dos rejeitos.....	68
Tabela 5 -	Minerais identificados no material estéril disponibilizado pela MCSA.....	69
Tabela 6 -	Óxidos presentes estéril disponibilizado pela MCSA.....	70
Tabela 7 -	Faixas Granulométricas de Estéril.....	70
Tabela 8 -	Faixas Granulométricas de Estéril.....	70
Tabela 9 -	Especificações técnicas do aditivo superplastificante HyperkemTM .....	72
Tabela 10 -	Caracterização Química da Escória de Alto-Forno.....	72
Tabela 11 -	Caracterização Física da Escória de Alto-Forno.....	72
Tabela 12 -	Especificações Técnicas do Silicato de Sódio.....	73
Tabela 13 -	Dimensionamento de materiais para produção de Paste Fill.....	74
Tabela 14 -	Traços de Paste Fill elaborados.....	76
Tabela 15 -	Traços de Co-disposição de material estéril e Paste Fill.....	77
Tabela 16 -	Traços de Paste Fill com aditivo superplastificante.....	78
Tabela 17 -	Traços de Paste Fill com cimento de Escória.....	78
Tabela 18 -	Faixas granulométricas dos rejeitos.....	85
Tabela 19 -	Faixas granulométricas do material estéril.....	85
Tabela 20 -	Resultados dos testes de resistência à compressão uniaxial de enchimento de mina tipo Paste Fill.....	89
Tabela 21 -	Resultados dos testes de resistência à compressão uniaxial de enchimento de mina tipo codisposto.....	90
Tabela 22 -	Resultados dos testes de resistência à compressão uniaxial de enchimento de mina tipo Paste Fill com aditivo superplastificante.....	90
Tabela 23 -	Parâmetros e resistência à compressão uniaxial dos traços elaborados com cimento de escória (* = Escória ativada; ** = Retração de 2,5 cm; *** Retração de 1,5 a 2,0 cm).....	91

Tabela 24 - Simulação de correção na porcentagem de cimento frente a ajuste de slump.....	97
---	----

## SUMÁRIO

<b>1</b>	<b>INTRODUÇÃO.....</b>	<b>16</b>
1.1	CONTEXTUALIZAÇÃO E JUSTIFICATIVA.....	16
1.2	OBJEITVOS.....	19
<b>1.2.1</b>	<b>Objetivo geral.....</b>	<b>19</b>
<b>1.2.2</b>	<b>Objetivos específicos.....</b>	<b>20</b>
1.3	ESTRUTURA DO TRABALHO.....	20
<b>2</b>	<b>FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA.....</b>	<b>21</b>
2.1	LAVRA DE MINAS SUBTERRÂNEAS.....	21
2.2	MÉTODOS DE LAVRA SUBTERRÂNEA.....	23
<b>2.2.1</b>	<b>Câmaras e pilares.....</b>	<b>24</b>
<b>2.2.2</b>	<b>Realces abertos em subníveis.....</b>	<b>25</b>
<b>2.2.3</b>	<b>Corte e enchimento.....</b>	<b>26</b>
<b>2.2.4</b>	<b>Shrinkage.....</b>	<b>27</b>
<b>2.2.5</b>	<b>Lavra em recuo vertical ou vertical retreat mining (VCR).....</b>	<b>28</b>
<b>2.2.6</b>	<b>Longwall.....</b>	<b>30</b>
<b>2.2.7</b>	<b>Abatimento por subníveis.....</b>	<b>30</b>
<b>2.2.8</b>	<b>Abatimento em blocos.....</b>	<b>31</b>
2.3	ENCHIMENTO DE MINA.....	32
<b>2.3.1</b>	<b>Métodos de lavra com enchimento.....</b>	<b>33</b>
<b>2.3.2</b>	<b>Histórico do enchimento de mina.....</b>	<b>34</b>
<b>2.3.3</b>	<b>Funções do enchimento de mina.....</b>	<b>35</b>
2.4	TIPOS DE ENCHIMENTO DE MINA.....	37
<b>2.4.1</b>	<b>Enchimento Hidráulico.....</b>	<b>37</b>
2.4.1.1	Vantagens e desvantagens do enchimento hidráulico .....	38
<b>2.4.2</b>	<b>Enchimento de Rocha.....</b>	<b>39</b>
2.4.2.1	Vantagens e Desvantagens do Enchimento de Rocha.....	40
<b>2.4.3</b>	<b>Enchimento de pasta ou Paste Fill.....</b>	<b>41</b>
2.4.3.1	Vantagens e desvantagens do Paste Fill.....	43
2.5	SELEÇÃO DE ENCHIMENTO DE MINA.....	43
2.6	REQUISITOS DE RESISTÊNCIA PARA ENCHIMENTO DE MINA.....	45

2.7	MINA CARAÍBA – MINERAÇÃO CARAÍBA S/A.....	46
2.7.1	Localização.....	48
2.7.2	Geologia.....	48
2.7.3	Acesso.....	50
2.7.4	Método de lavra.....	50
2.7.5	Planta de paste fill.....	57
2.7.5.1	Processo Produtivo de Paste Fill.....	58
3	<b>PROGRAMA EXPERIMENTAL.....</b>	<b>61</b>
3.1	PREPARAÇÃO DAS AMOSTRAS.....	64
3.2	CARACTERIZAÇÃO DOS MATERIAIS UTILIZADOS.....	65
3.2.1	Rejeitos de Processamento de Minério de Cobre.....	66
3.2.2	Material Estéril da MCSA.....	69
3.2.3	Cimento Portland Intercement CP II-F-40.....	71
3.2.4	Aditivo Superplastificante.....	71
3.2.5	Cimento de Escória de Alto-Forno.....	72
3.2.6	Silicato de Sódio.....	73
3.2.7	Água.....	73
3.3	DIMENSIONAMENTO DE COMPONENTES DO PASTE FILL..	73
3.4	PROCEDIMENTOS DE ENSAIO.....	75
3.4.1	Preparo do Paste Fill.....	75
3.4.2	Preparo de enchimento codisposto.....	77
3.4.3	Preparo de Paste Fill com Aditivo.....	77
3.4.4	Preparo de Paste Fill com Cimento de Escória de Alto-Forno.....	78
3.4.5	Consistência dos Enchimentos Produzidos.....	79
3.4.6	Moldagem dos Corpos-de-Prova.....	80
3.4.7	Cura dos Corpos-de-Prova.....	80
3.4.8	Teste de Resistência à Compressão Uniaxial.....	82
4	<b>RESULTADOS E DISCUSSÃO DO PROGRAMA EXPERIMENTAL.....</b>	<b>84</b>
4.1	CARACTERIZAÇÃO DOS MATERIAIS UTILIZADOS.....	84
4.1.1	Difração por Raios-X e Fluorescência de Raios-X.....	84
4.1.2	Granulometria.....	84

4.2	RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL DE ENCHIMENTO TIPO PASTE FILL.....	89
4.3	RESISTÊNCIA A COMPRESSÃO UNIAXIAL DE CO-DISPOSIÇÃO DE PASTE FILL E MATERIAL ESTÉRIL.....	89
4.4	RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL DE PASTE FILL COM ADITIVO SUPERPLASTIFICANTE.....	90
4.5	RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL DE PASTE FILL COM SUBSTITUIÇÃO PARCIAL E TOTAL DE CIMENTO PORTLAND POR CIMENTO DE ESCÓRIA DE ALTO FORNO.....	91
4.6	CURA SUBMERSA.....	91
4.7	TEMPO DE CURA: 28 DIAS X 56 DIAS.....	93
4.8	TAMANHO DOS CORPOS-DE-PROVA: 5X10 CM X 10X20 CM.....	94
4.9	PARÂMETROS DO ENCHIMENTO DE MINA.....	95
<b>4.9.1</b>	<b>Relação água/cimento.....</b>	<b>97</b>
<b>4.9.2</b>	<b>Consistência da pasta: slump e flow table.....</b>	<b>99</b>
<b>4.9.3</b>	<b>Consumo de cimento.....</b>	<b>101</b>
4.10	CO-DISPOSIÇÃO DE PASTA E ESTÉRIL: OPERACIONALIDADE E MELHORIAS.....	103
4.11	ADITIVO SUPERPLASTIFICANTE.....	106
4.12	CIMENTO DE ESCÓRIA.....	106
<b>5</b>	<b>CONSIDERAÇÕES FINAIS.....</b>	<b>109</b>
	<b>REFERENCIAS.....</b>	<b>111</b>

## 1 INTRODUÇÃO

Este capítulo apresenta o trabalho de forma geral, mostrando sua contextualização e justificativa, abordando a importância do tema tratado. Ainda explicita os objetivos gerais e específicos e a estrutura em que o mesmo está organizado.

### 1.1 CONTEXTUALIZAÇÃO E JUSTIFICATIVA

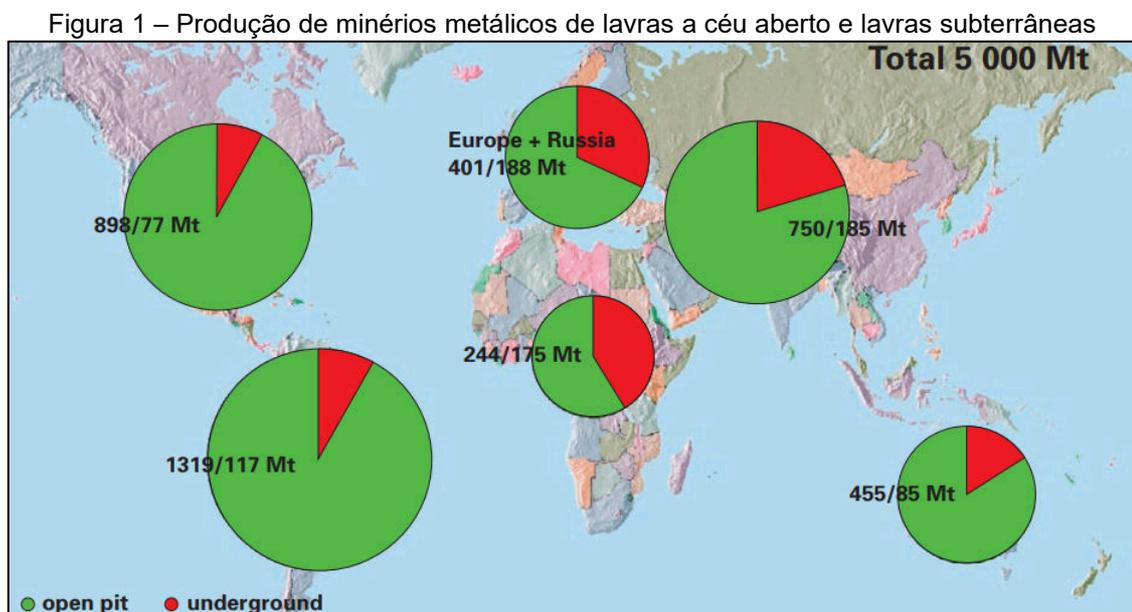
Os grandes ciclos da economia mundial e as crescentes demandas por matéria-prima motivadas pela expansão acelerada das cidades modernas têm impulsionado o aumento da escala de produção da indústria de extração mineral. Tal fenômeno culmina na necessidade da descoberta de novos jazimentos, no estudo de soluções para o aumento da recuperação dos minérios na lavra e da vida útil de empreendimentos mineiros em operação.

Os períodos de bonança da economia, historicamente, refletem na busca por aprimoramento das técnicas de exploração, exploração e beneficiamento dos minérios. Assim, é recorrente no Brasil a contratação de consultorias externas de profissionais dos países tradicionais em mineração, a exemplo de EUA, Canadá, Finlândia, Chile e etc., bem como o treinamento constante de profissionais e a difusão do conhecimento adquirido em pós-graduações no exterior por profissionais brasileiros (GERMANI, 2002).

Os principais avanços tecnológicos na mineração brasileira deram-se a partir da aplicação de tecnologias já utilizadas no exterior, como ferramentas computacionais de modelagem geológica e de planejamento de lavra, compra de equipamentos de maior capacidade e de tecnologias superiores, aplicações de métodos de extração mais complexos e variações dos métodos já utilizados, além das tecnologias de beneficiamento de minérios e estratégias de aproveitamento de resíduos.

Nos dias atuais, os avanços tecnológicos estão focados na implementação de sistemas autônomos e remotos de carregamento e transporte, como na análise de *big data* para identificação de melhorias operacionais e redução de custo. As soluções para aproveitamento de estéreis e rejeitos de processamento também têm estado em evidência há alguns anos em face da crescente conscientização da sociedade como um todo em torno da sustentabilidade de suas atividades.

A indústria extrativa mineral, em especial as explorações a céu aberto, vem sofrendo restrições devido aos impactos ambientais inerentes à atividade. Como resultado, a tendência é de aumento da escala de produção nas minas subterrâneas, pois, de maneira geral, esta apresenta menores impactos ambientais. A progressiva exaustão das atividades a céu aberto também influencia no crescimento das atividades em subsolo. Ademais, os corpos mineralizados são encontrados mais comumente em certa profundidade no subsolo, implicando o desenvolvimento de minas subterrâneas. Dessa forma, a produção das minas subterrâneas tende a aumentar, motivando cada vez mais a pesquisa e implementação de novas tecnologias de lavra subterrânea em minas profundas (ALVARENGA, 2012).



Fonte: Atlas COPCO, 2007.

De acordo com o Relatório Anual de Lavra (RAL) 2015, fornecido por mineradoras à Agência Nacional de Mineração, existem 76 minas subterrâneas em operação no Brasil. Tais minas exploram como principais substâncias o Ouro (22 minas), em sua grande maioria minas de médio e grande porte, e o Quartzito/Gemas (21), com predominância de minas de pequeno porte (HEIDER, 2017).

As minas subterrâneas brasileiras devem alcançar níveis cada vez mais profundos nos próximos anos. As consequências desse aprofundamento são ambientes de trabalho que envolvem mais riscos relacionados à estabilidade das escavações devido à redistribuição e ao aumento das tensões do maciço rochoso,

ocasionando problemas estruturais a serem solucionados com as tecnologias de minas profundas.

As soluções para os problemas supracitados giram em torno do gerenciamento de tensões por técnicas de suporte e reforço de mina e enchimento de escavações em métodos de lavra otimizados. Dentro das técnicas de enchimento de mina, destaca-se a tecnologia de enchimento do tipo pasta ou *Paste Fill*. Esta técnica é bem aceita na mineração atual pelo seu custo de produção, pelo uso de rejeitos de processamento e pela possibilidade de aumento da recuperação de lavra e da vida útil da jazida (OSÓRIO, 2007).

No Brasil, no final dos anos 90, por meio de consultoria externa Canadense, a Mina Caraíba começou a colocar em prática seu arrojado projeto de aprofundamento da mina. O projeto permitiu um aumento de 300 metros na profundidade da mina e incluiu a aplicação pioneira no Brasil do método *Vertical Crater Retreat* (VCR) e *Modified Vertical Retreat* (VRM), com substituição de pilares utilizando enchimento de mina tipo *Paste Fill* (GERMANI, 2002).

A aplicação do novo método de lavra e da tecnologia de enchimento de mina *Paste Fill* na Mina Caraíba permitiu um aprofundamento ainda maior, chegando a mais de 1100 metros abaixo da superfície. A mina subterrânea, que tinha previsão de exaustão para o ano de 2006, opera até os dias atuais em teores altos de cobre graças ao sucesso das técnicas empregadas.

Os principais fatores que determinam a aderência 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, 2014).

Na formulação de um enchimento *Paste Fill* ideal, este necessita ser suficientemente fluido para ser transportado pela força da gravidade por tubulações. Deve apresentar também resistência suficiente para ser auto-portante e servir de paredes, teto ou piso de trabalho com diluição reduzida. Por último, é importante ter cura em tempo reduzido para permitir otimização nas estratégias de lavra e em tempo suficiente longo para não obstruir as tubulações durante o transporte.

Todas essas considerações impactam no custo final da pasta. Portanto, as melhorias nas características das pastas não são apresentadas isoladamente.

Busca-se a solução custo-efetiva dentre as limitações e possibilidades das tecnologias disponíveis, da mina em questão e suas peculiaridades.

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. O custo e a responsabilidade no que diz respeito à disposição de estéreis e rejeitos tem crescido significativamente nos últimos anos. Os padrões de regulação dos aspectos ambientais de mineração e de fechamento de mina têm gradualmente transformado a economia da disposição desses materiais. Destarte, o enchimento de escavações subterrâneas é percebido como uma opção de economia nos custos de disposição permanente de estéreis e rejeitos (POTVIN, 2005).

Fica evidenciada, então, a importância do desenvolvimento de estudos a respeito das características dos enchimentos de mina, especificamente para este trabalho, do tipo *Paste Fill*. O intuito é que se obtenha o melhor resultado de performance a custo baixo, resultando no aumento de produção de mina na longevidade da atividade.

Característica inerente à engenharia, o constante aperfeiçoamento de suas atividades é essencial para a manutenção da segurança, operacionalidade e viabilidade econômica de seus projetos. Dessa forma, o presente trabalho visa contribuir para o esclarecimento da influência da variação dos parâmetros de composição do enchimento do tipo *Paste Fill*, produzido a partir de rejeitos de processamento de cobre da Mina Caraíba, além de apresentar soluções alternativas à composição do enchimento em busca de melhorias na resistência à compressão uniaxial.

## 1.2 OBJETIVOS

É apresentado os objetivos gerais e específicos deste trabalho.

### 1.2.1 Objetivo geral

Avaliar o comportamento da resistência à compressão uniaxial de enchimento de mina do tipo *Paste Fill* frente à variação de parâmetros de composição.

### 1.2.2 Objetivos específicos

Os objetivos específicos desta pesquisa são:

- a) Caracterizar os materiais componentes do *Paste Fill* e enchimentos alternativos propostos;
- b) Replicar em laboratório o enchimento de mina *paste fill* produzido na Mineração Caraíba S/A;
- c) Apresentar composições alternativas ao *paste fill* produzido na Mineração Caraíba;
- d) Avaliar efeito da variação dos parâmetros relação água/cimento, abatimento, consumo de cimento, dos enchimentos propostos.

### 1.3 ESTRUTURA DO TRABALHO

O presente trabalho é dividido em 7 capítulos. No primeiro capítulo, são abordados temas gerais de mineração a céu aberto e subterrânea, suas tendências tecnológicas e de produção, assim como a necessidade de implementar técnicas de enchimento de mina em minas profundas, contextualizando e justificando a dissertação. O capítulo 2 traz a fundamentação teórica, expondo os métodos de lavra subterrâneos, os tipos de enchimento de mina com suas vantagens e desvantagens, além das considerações de seleção de tipos de enchimento. O capítulo 3 trata da Mineração Caraíba S/A, mostrando um breve histórico, seu método de lavra e a técnica de enchimento de mina *paste fill* utilizada nas operações de lavra. O capítulo 4 descreve o programa experimental da dissertação, caracteriza os materiais utilizados na elaboração dos enchimentos propostos e mostra as composições em traço unitário dos enchimentos de mina produzidos para este trabalho. O capítulo 5 apresenta os resultados de ensaios de resistência à compressão uniaxial dos enchimentos propostos. No capítulo 6, são discutidos os resultados dos ensaios e a influência dos parâmetros dos enchimentos na resistência e na consistência resultante, bem como sugestões para a progressão do tema da dissertação.

## 2 FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA

Esta seção busca apresentar a fundamentação teórica para o tema desenvolvido nesta dissertação, mostrando o processo da lavra de minas subterrâneas, voltando o olhar para os principais tipos de enchimento e sua escolha. Além disso, este capítulo apresenta o local de estudo com suas características essenciais para elaboração deste trabalho, tais quais, localização, geologia, acesso, método de lavra e planta de *paste fill*.

### 2.1 LAVRA DE MINAS SUBTERRÂNEAS

Em um projeto mineiro, uma vez que o corpo mineralizado é delimitado com informações suficientes que permitam uma análise aprofundada, segue-se para a escolha do método de lavra mais apropriado. A seleção é feita em caráter preliminar para dar base a estudos de viabilidade econômica e definir o leiaute da mina. Conforme o projeto é desenvolvido, ajustes e detalhes são revisados para se chegar ao leiaute final, remanescendo os fundamentos básicos de extração definidos no conceito da mina (HUSTRULID, 2001).

Na concepção de um projeto mineiro, a seleção do método de lavra considera: os parâmetros geométricos do corpo mineralizado, a geologia estrutural e condições geomecânicas, taxas de produção, disponibilidade de mão-de-obra qualificada, custos capitais e custos operacionais, recuperação de minério e margem de lucro, segurança, impactos ambientais, custos de recuperação ambiental e aspectos sociais e culturais (NELSON, 2011).

Em uma comparação entre lavrar a céu aberto ou em subterrâneo, considerando os parâmetros apresentados no parágrafo anterior de forma ideal para ambas partes, a primeira opção é preferível. Os custos de desenvolvimento e as taxas de acidentes são menores, além de o início da produção ser mais rápido. No entanto, as condições naturais muitas vezes implicam em métodos de lavra mais seletivos, especialmente em corpos mineralizados profundos, situação na qual os métodos subterrâneos são mais adequados (NELSON, 2011).

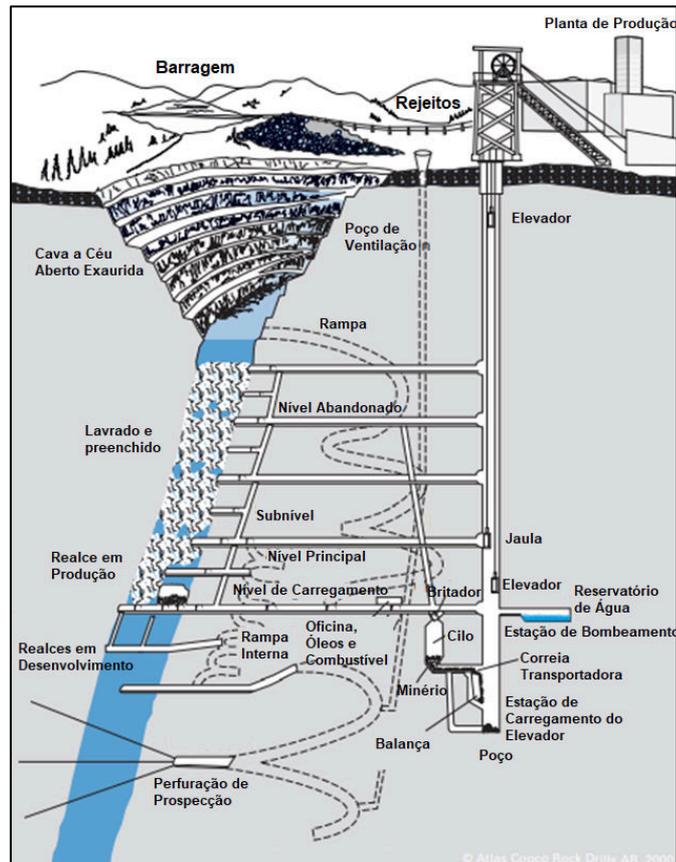
Os métodos de lavra subterrânea são aplicados quando o corpo mineralizado encontra-se em profundidade, pois tem viabilidade econômica diretamente relacionada à quantidade de material estéril movimentado em comparação a métodos a céu aberto. As limitações impostas por órgãos reguladores sobre a indústria mineira em suas atividades a céu aberto no tocante aos impactos causados, sejam as

modificações na topografia natural do terreno, ou emissões de particulados e poeiras, vibração resultante do uso de explosivos e disposição de estéreis e rejeitos, direcionam as alternativas de métodos de lavra para os métodos subterrâneos, os quais têm todos os impactos negativos reduzidos como característica dos próprios métodos. Além disso, com a maturação das tecnologias de lavra subterrânea a respeito do comportamento dos maciços rochosos e das soluções de engenharia de subsolo, os riscos inerentes às atividades vêm sendo controlados e reduzidos.

A extração de minérios através dos métodos de lavra de minas subterrâneas é feita a partir de diferentes tipos de escavações com as mais variadas funções. Os acessos à mina e escavações de serviço, como poços de elevadores e de ventilação, são estruturas geralmente desenvolvidas em rocha encaixante e têm sua vida útil igual ou superior à vida útil da mina. As escavações operacionais, como as de passagem de minério, acesso ao corpo mineralizado e frentes de perfuração, são desenvolvidas em minério ou em rocha estéril adjacente ao minério com vida útil limitada à atividade mineira no local e das vizinhanças. Algumas dessas escavações são eliminadas pela própria extração de minério. O outro tipo de escavações mineiras é aquele diretamente associado à lavra de minério, sejam realces ou áreas de subsidência de minério (BRADY E BROWN, 1985).

A Figura 2 ilustra as diferentes estruturas presentes em uma mina subterrânea.

Figura 2 – Corte longitudinal e transversal de mina subterrânea e suas principais escavações e estruturas



Fonte: Atlas COPCO, 2007.

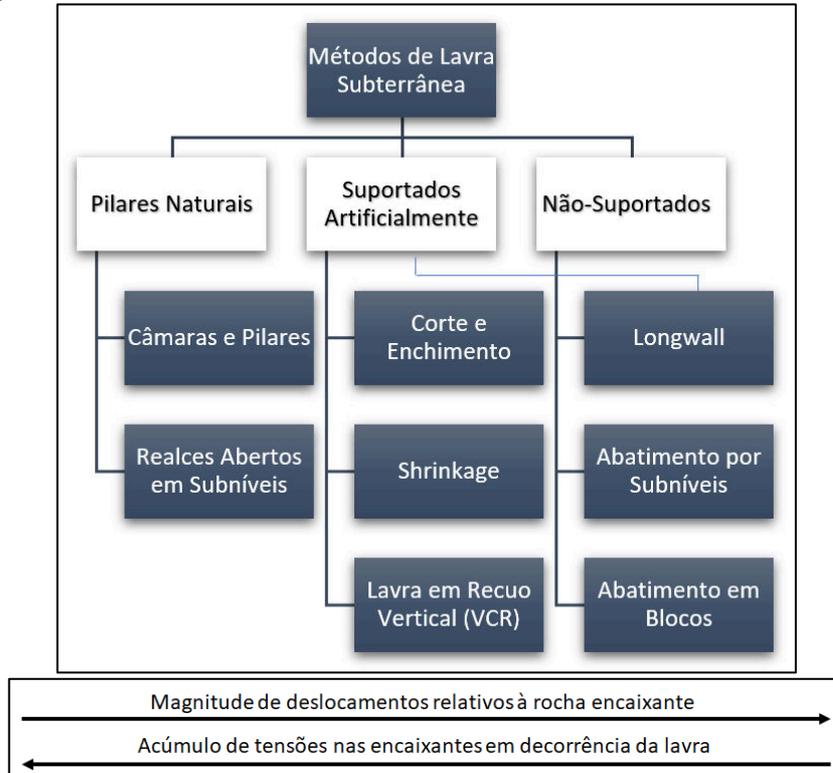
## 2.2 MÉTODOS DE LAVRA SUBTERRÂNEA

Brady and Brown (1985) propuseram a mais aceita divisão dos métodos de lavra subterrânea em três categorias:

- a) Métodos naturalmente suportados: Em que pilares são deixados como a principal ferramenta de controle de estabilidade nas áreas mineradas. Incluem os métodos câmaras e pilares, utilizados em corpos de minério rasos e de baixo mergulho, nos quais o enchimento de mina não é tão eficiente.
- b) Métodos artificialmente suportados: Nos quais o enchimento é utilizado, frequentemente, em combinação com pilares temporários e permanentes, para limitar a exposição de escavações e não exceder dimensões críticas de estabilidade. Estão inclusos corte e enchimento e métodos de realces.
- c) Métodos não-suportados ou métodos de abatimento: Nos quais vazios preenchem continuamente as cavidades conforme a lavra avança, incluindo o método Abatimento de Blocos, em que os corpos de minérios são escavados por baixo induzindo a subsidência do minério, o método Abatimento por

Subníveis, no qual o material estéril progressivamente preenche as escavações realizadas no minério. Esses métodos não necessitam de enchimento de mina.

Figura 3 – Diagrama dos métodos de lavra subterrânea de acordo com o sistema de suporte utilizado



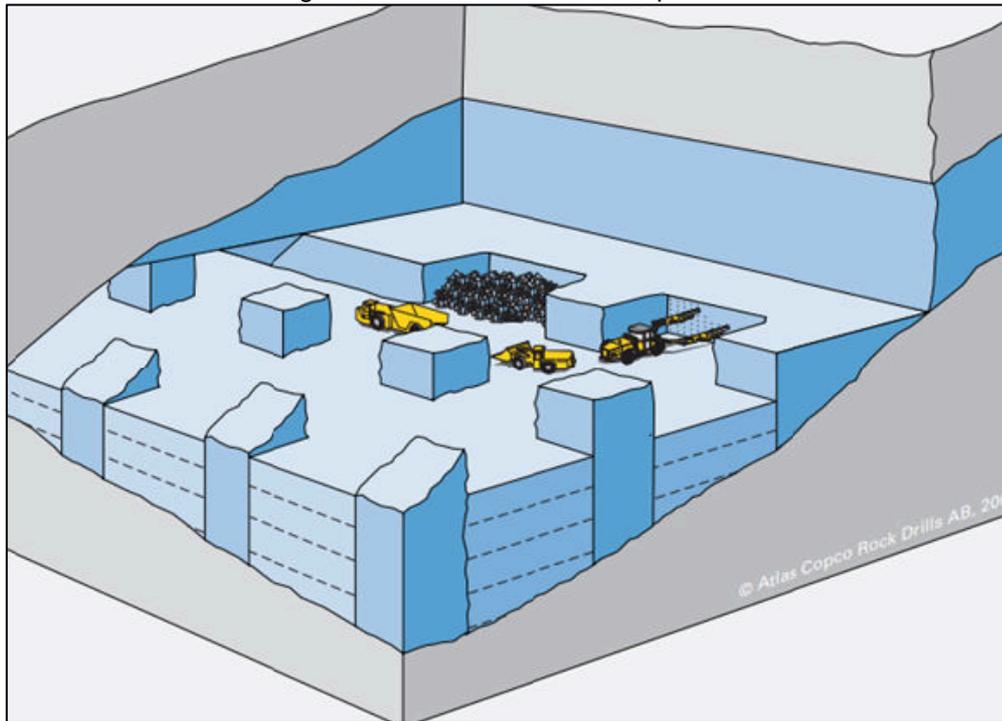
Fonte: Adaptado de Brady; Brown, 1985.

A seção a seguir apresenta os principais métodos de lavra subterrânea.

### 2.2.1 Câmaras e pilares

Método aplicado para corpos mineralizados tabulares de espessura limitada como folhelhos, carvão, sal e potássio, calcários e dolomitos. O método de câmara e pilares extrai os materiais em realces abertos deixando pilares de minérios com dimensões menores possíveis para dar estabilidade ao teto da mina. Utiliza elementos de suporte em alguns casos. As câmaras e pilares são projetadas em seções circulares ou quadradas com pilares não-recuperáveis. A quantidade de minério lavrável quando utilizado este método é medida pela tonelagem do corpo mineralizado menos a tonelagem de pilares (HUSTRULID, 2001).

Figura 4 – Lavra em câmaras e pilares

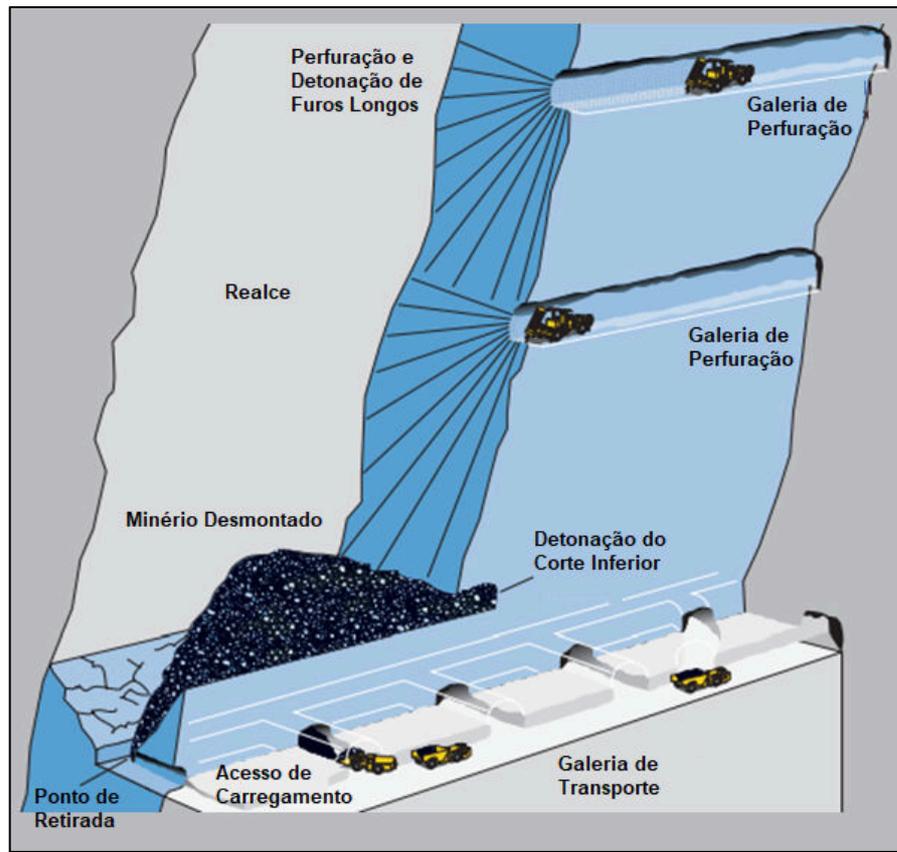


Fonte: Atlas COPCO, 2007.

### 2.2.2 Realces abertos em subníveis

Aplicado a corpos mineralizados de mergulho íngreme em que a inclinação da lapa seja maior que o ângulo de repouso, em rochas estáveis e competentes com limites das bordas de minério em geometrias regulares. Neste método o minério é recuperado em realces abertos geralmente preenchidos após lavrados. O corpo mineralizado é dividido em diversos realces separados por pilares verticais. Seções horizontais de minério, conhecidas como *crown pillars* também são deixados para dar suporte a trabalhos mineiros acima dos níveis de produção (HUSTRULID, 2001).

Figura 5 – Lavra em realces abertos em subníveis

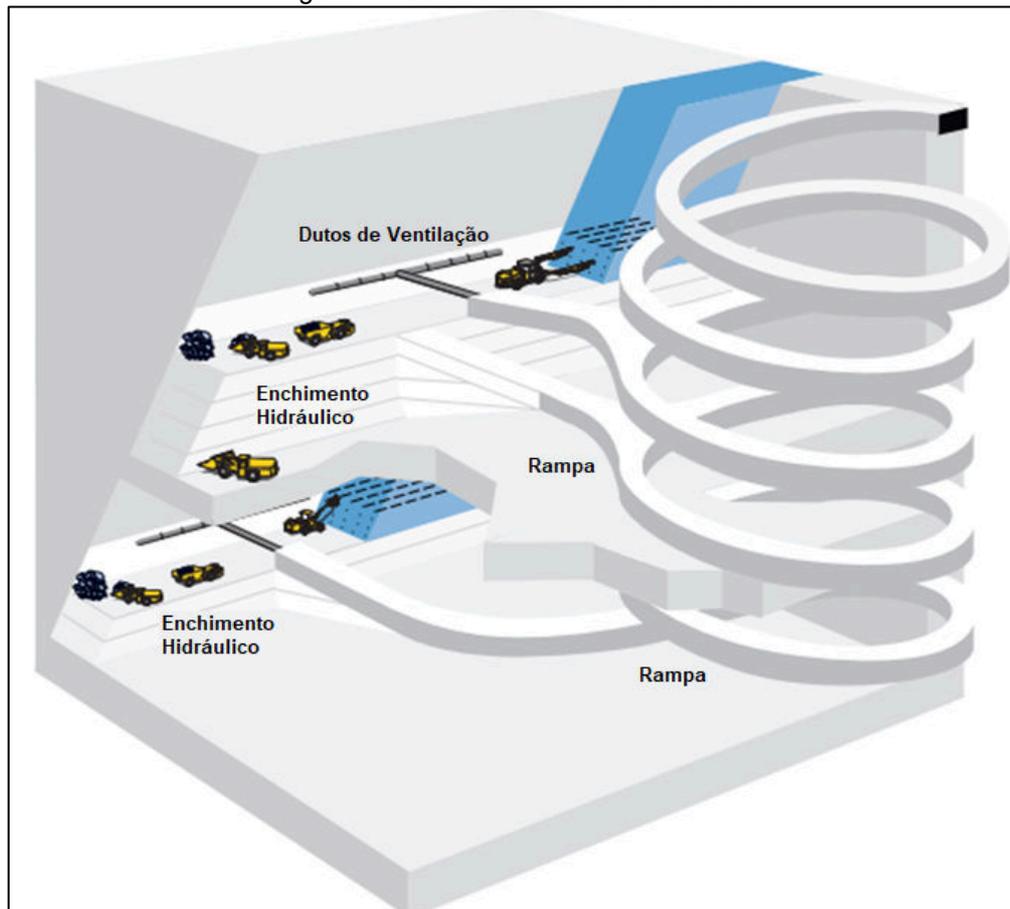


Fonte: Atlas COPCO, 2007.

### 2.2.3 Corte e enchimento

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. Este método apresenta maior seletividade que outros métodos como Realces em Subníveis e VCR (HUSTRULID, 2001).

Figura 6 – Lavra em corte e enchimento

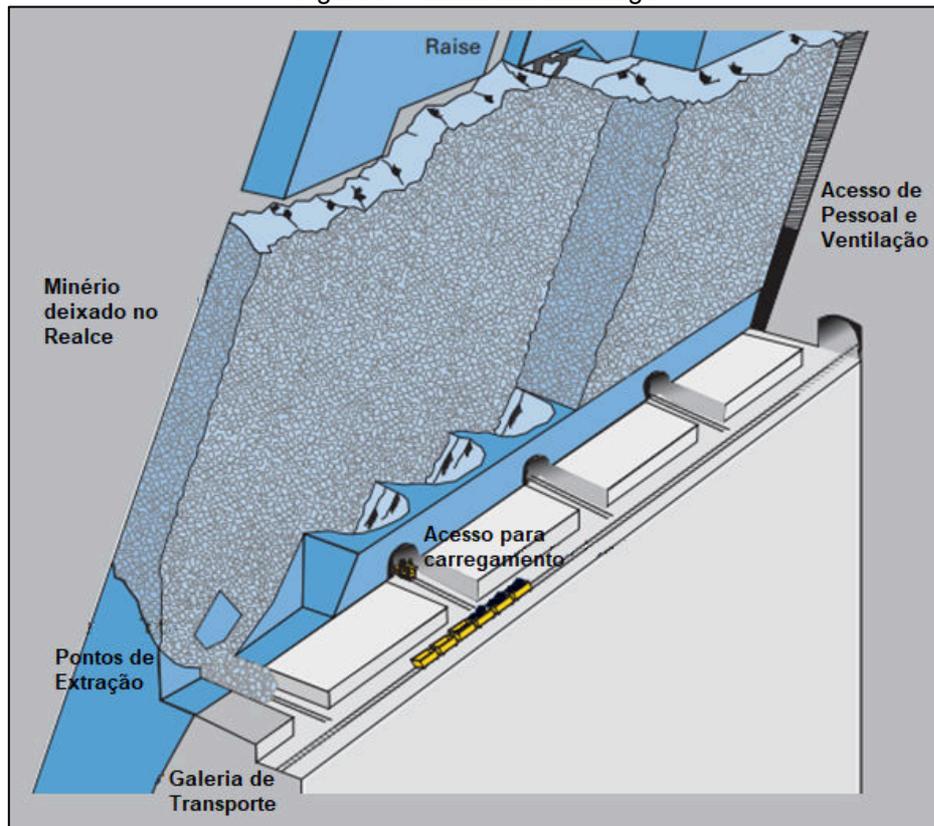


Fonte: Atlas COPCO, 2007.

#### 2.2.4 Shrinkage

Método aplicado a corpos mineralizados com mergulhos maiores que o ângulo de repouso de rochas duras, com lapa e capa estáveis, limites bem estabelecidos e regulares de minério em minérios não afetados por oxidação ou decomposição pelo estoque no próprio realce. Neste método o minério é escavado em tiras horizontais, partindo do fundo do realce e avançando para cima. Parte do minério desmontado é deixado no realce exaurido, servindo de plataforma de trabalho para lavar o minério acima e de suporte para as paredes do realce. Após desmontadas, as rochas aumentam seu volume em cerca de 50%, portanto deve-se retirar material continuamente para que haja espaço suficiente entre o teto do realce e o topo do minério desmontado. Corpos de minério menores podem ser lavrados em um único realce, enquanto que realces maiores são divididos em realces separados por pilares deixados para estabilizar a rocha encaixante. Tais pilares podem ser posteriormente recuperados (HUSTRULID, 2001).

Figura 7 – Lavra em shrinkage



Fonte: Atlas COPCO, 2007.

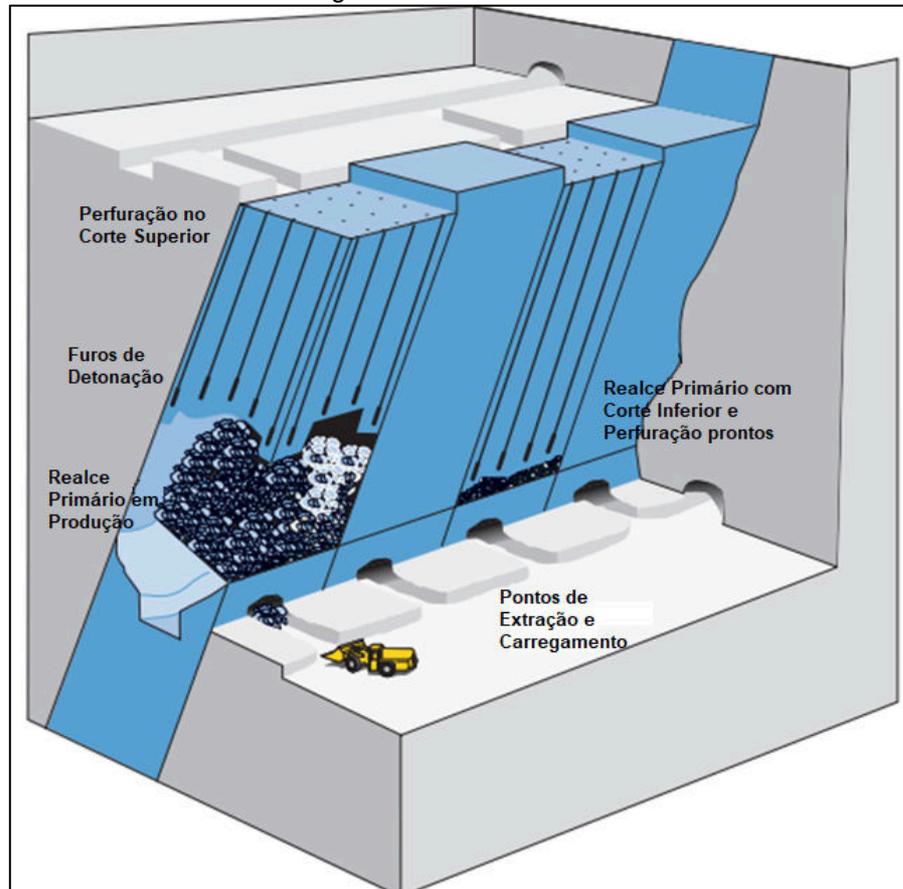
### 2.2.5 Lavra em Recuo Vertical ou Vertical Retreat Mining (VCR)

Método originalmente desenvolvido pela mineradora Canadense INCO, hoje é disseminado mundialmente, utilizado em rochas competentes, com corpos de minério e rocha encaixante de mergulhos íngremes. O método é baseado na detonação de crateras com cargas explosivas poderosas colocadas em furos de diâmetro grande. Parte do material desmontado permanece no realce durante o ciclo de produção, servindo de suporte temporário para as paredes do realce. O minério em um bloco de realce é perfurado por cima, utilizando martelos *in the hole*. Furos verticais são sempre preferíveis quando possível (HUSTRULID, 2001).

Esse método teve uma grande importância na mineração por ter permitido, pela primeira vez, a recuperação de pilares, aumentando as recuperações na lavra. Exige, antes, que os realces sejam suportados com enchimento de rocha ou pasta com cimento. A perfuração neste método é feita sempre descendente, exigindo que se façam furos, acima de 115mm, bem direcionados, utilizando-se martelos de fundo de furo. A carga e transporte são feitos com equipamentos convencionais. Na aplicação do método, cria-se uma face livre horizontal e são feitas as detonações de cargas

esféricas, proporcionando a formação de efeitos crateras. Tal método foi experimentalmente aplicado na mina Caraíba com consultoria sul-africana (GERMANI, 2002).

Figura 8 – Lavra em VCR



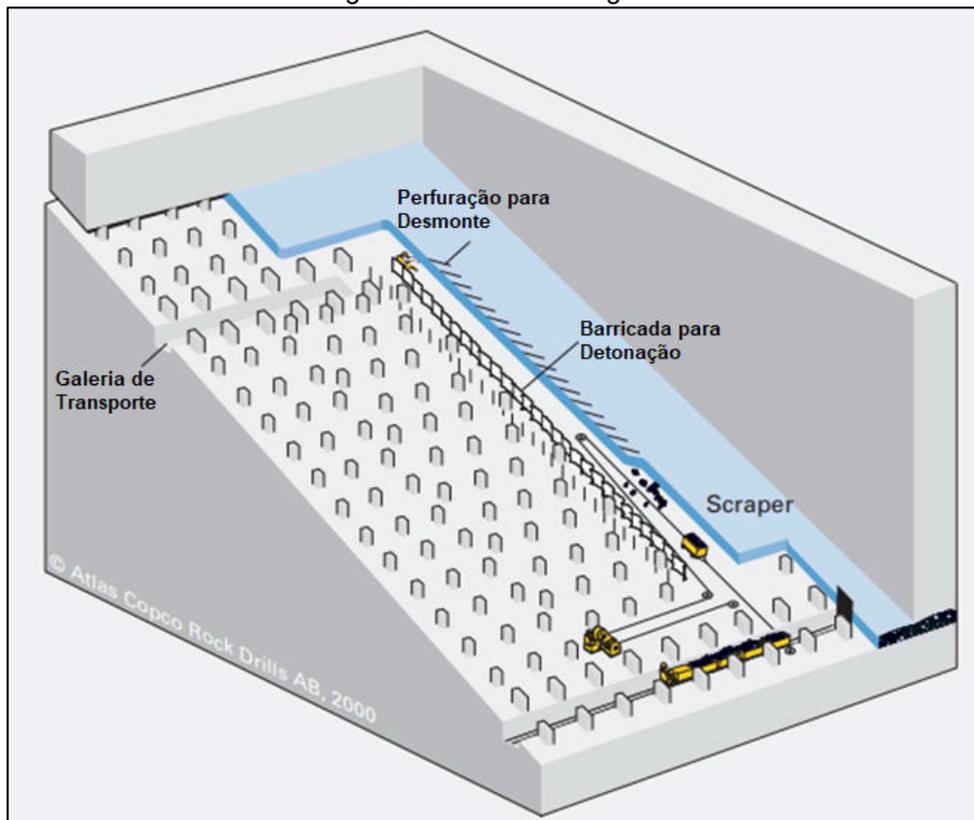
Fonte: Atlas COPCO, 2007.

É comum uma variante (VRM – Vertical Retreat Mining) em que a face livre é aberta através de crater blasting, ao longo de toda a extensão vertical do realce e os demais furos são detonados por inteiro, como no LHOS. O método e sua variante tipo LHOS são empregados na Mina Caraíba, de cobre, da Mineração Caraíba, em Jaguarari, na Bahia. Os realces são enchidos com rejeito cimentado (até 5% de cimento), tipo pasta (*paste fill*), após a sua lavra. Os realces são pequenos, permitindo alta velocidade de lavra e melhores condições de estabilidade. A sequência de lavra é em tabuleiro de xadrez, provendo maior recuperação graças ao uso do enchimento. Este tipo de enchimento permite recuperações acima de 83%, e só se tem uma única operação no Brasil (GERMANI, 2002).

### 2.2.6 Longwall

O método *Longwall* aplica-se a depósitos de carvão, potássio, conglomerados em corpos uniformes em camadas finas de espessura horizontal extensa. Pode ser aplicado em rochas que necessitem ou não de suporte artificial. O minério é extraído em uma frente reta com uma extensão longitudinal grande, geralmente não sendo necessário o uso de explosivos (HUSTRULID, 2001).

Figura 9 – Lavra em longwall



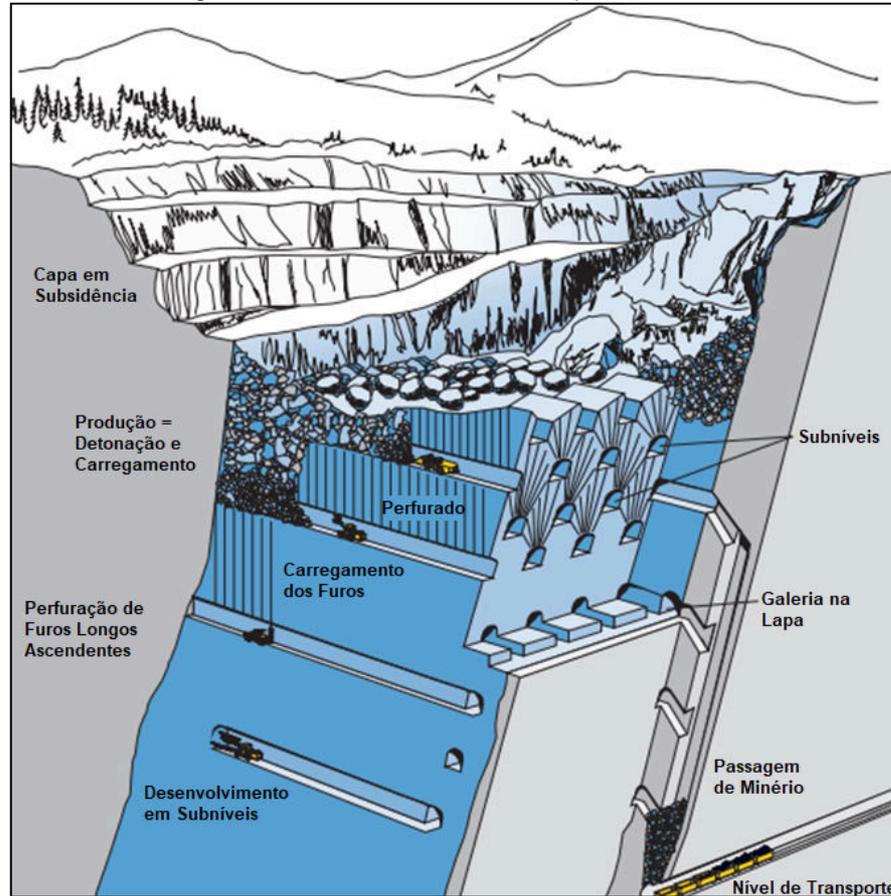
Fonte: Atlas COPCO, 2007.

### 2.2.7 Abatimento por subníveis

Utilizado em corpos de minérios grandes com mergulho íngreme em maciços rochosos suficientemente estáveis para permitir que os acessos em subníveis permaneçam abertos com uso pontual de reforço. A rocha encaixante é fraturada e entra em colapso junto com a cava, e a superfície acima da mina sofre subsidência. Nesse método, o minério é extraído através de subníveis desenvolvidos no minério em intervalos regulares. Cada subnível tem um leiaute sistemático com acessos paralelos ao longo ou através do corpo mineralizado (HUSTRULID, 2001).

O abatimento em subníveis requer um maciço rochoso em que o corpo mineralizado e a encaixante se fraturem em condições controladas. Conforme lavra-se o minério, a encaixante continua a se fraturar nos vazios, movendo o minério (HUSTRULID, 2001).

Figura 10 – Lavra em abatimento por subníveis

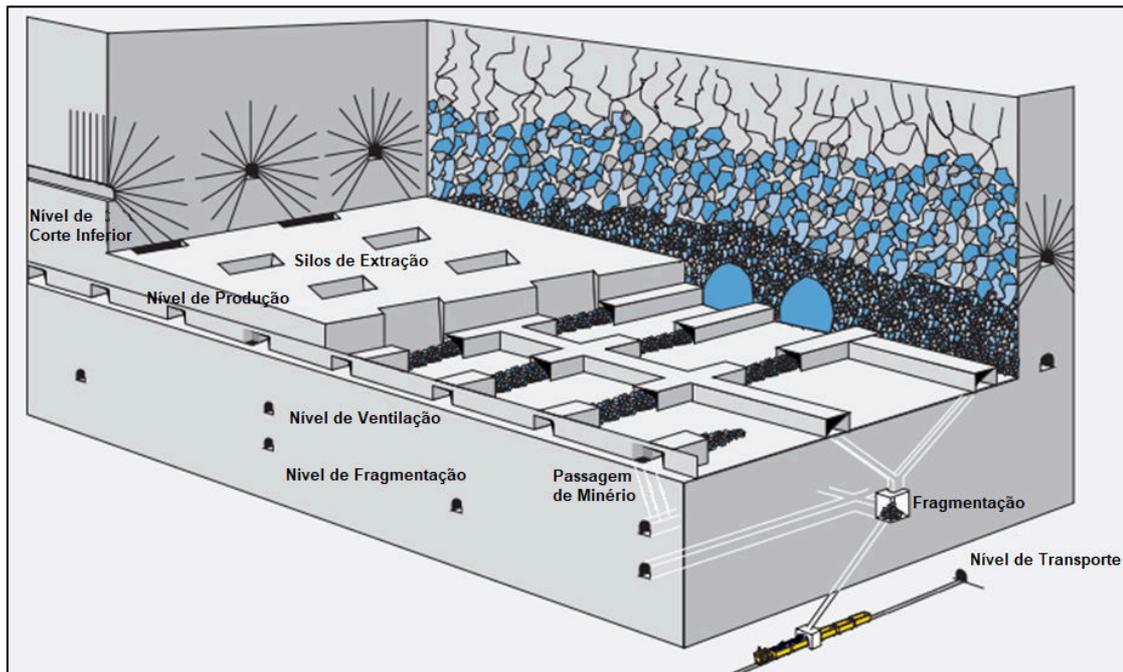


Fonte: Atlas COPCO, 2007.

### 2.2.8 Abatimento em blocos

Aplicado em corpos mineralizados massivos de baixo teor em produções de grande escala. Método em que se utiliza da gravidade em conjunto com tensões internas da rocha para fraturar e quebrar o maciço rochoso em fragmentos que possam ser transportados. Os blocos são divididos em seções grandes de minério com tamanho superior a mil metros quadrados. O abatimento dos blocos é induzido por detonações nas partes inferiores das seções que fazem com que a camada superior à detonada perca sustentação e as forças da gravidade ajam no bloco (HUSTRULID, 2001).

Figura 11 – Lavra em Abatimento por Blocos



Fonte: Atlas COPCO, 2007.

### 2.3 ENCHIMENTO DE MINA

Na indústria extrativa mineral, quando se lava os corpos mineralizados, são criados grandes vazios que muitas vezes devem ser preenchidos. As estratégias de enchimento utilizadas frequentemente fazem uso de rejeitos e estéreis, resultando em uma maneira eficiente de dispor esses materiais. O enchimento também tem sua importância relacionada a melhorias na estabilidade regional da mina de modo a permitir uma lavra mais segura e eficiente (SIVAKUGAN, 2006).

No passado, o desenvolvimento de métodos de lavra 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 em 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).

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

Os métodos de lavra aderentes ao enchimento de mina são, de maneira geral, os de suporte artificial. Dentro desses métodos, uma variedade de enchimentos tem sido utilizada para satisfazer diversos objetivos de engenharia (POTVIN, 2005).

Buscando melhorias nos métodos de lavra que utilizam do enchimento de mina, diversos estudos têm sido realizados a respeito dos tipos de sistemas de enchimento, disponibilidade e suprimento de materiais, procedimentos de preparação incluindo as consistências desejadas para transporte e entrega, o uso de agentes cimentícios alternativos, métodos de transporte, entrega, consolidação/estabilização e análise de estabilidade a partir de modelagem numérica (ANNOR, 1999).

Os materiais de enchimento, quando utilizados apenas para preencher vazios, sem função de melhorar a gestão da estabilidade do maciço, requerem uma resistência à compressão uniaxial mínima para garantir apenas que não haja liquefação. Porém, se o enchimento utilizado for exposto como pilar, face ou teto, a resistência à compressão uniaxial, deve ser projetada para variar de 0,5 a 4 MPa. A adição de quantidades de cimento Portland em 3 a 6% do peso do enchimento permite o desenvolvimento do autossuporte e de maior força coesiva. A característica de autossuporte tem como principal objetivo otimizar o planejamento de lavra da mina, permitindo a recuperação de pilares e aumentando a vida útil da mina. Os custos do enchimento de mina têm como fundamental elemento o conteúdo de cimento, que gira em torno de 50 a 75% do custo total, visto que os outros materiais componentes são, geralmente, disponíveis na mina. Quando o enchimento é utilizado como plataforma de trabalho, sendo necessário ter capacidade para suportar tráfego de pessoas e equipamentos, geralmente, não é necessária a aplicação de cimento (GRICE, 1998).

### **2.3.1 Métodos de Lavra com Enchimento**

Os métodos de lavra subterrânea que utilizam das técnicas de enchimento são amplamente aceitos na mineração e existem em grande variedade. As tecnologias de enchimento são utilizadas quando as escavações não podem permanecer abertas após o minério ser lavrado. Nos métodos de corte e enchimento, este último é colocado logo após um ciclo de mineração, enquanto que em métodos de lavra de realces abertos em subníveis, o enchimento é colocado após o realce ser completamente lavrado. Os métodos de lavra utilizando enchimento podem ser classificados em métodos cíclicos e atrasados. Dentro dos cíclicos tem-se os de corte

e enchimento ascendente e descendente e, nos atrasados, os métodos de realces em subníveis, *shrinkage*, câmaras e pilares e suas variações (MASNIYOM, 2009).

### **2.3.2 Histórico do Enchimento de Mina**

A prática de enchimento de 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 de processamento transportados hidráulicamente também solucionou as dificuldades associadas ao transporte e à entrega de enchimento seco. Contudo, tal prática dependia da capacidade de bombear a água disponível na mina. O sucesso do enchimento hidráulico devia-se ao fato de aliviar os problemas de transporte e entrega do enchimento seco. Sua próxima evolução foi nos anos 1950 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. Em vista disso, diversos estudos foram realizados resultando no desenvolvimento de massas de enchimento estáveis a custo e quantidades de cimento baixas, dada a necessidade de expor os enchimentos cada vez maiores (POTVIN; THOMAS; FOURIE, 2005).

### 2.3.3 Funções do Enchimento de Mina

A lavra de minérios movimenta materiais rochosos de forma seletiva com objetivo de extrair e processar aquelas com valor econômico de forma a movimentar o menor volume possível de materiais não-econômicos. De maneira geral, a maior parte da rocha movimentada no início de um projeto mineiro é material estéril, seja esta a camada de solo orgânico, capeamento ou rocha encaixante. Ao passo que uma mina se desenvolve e atinge o corpo de minério, o material sem valor econômico ainda deve ser movimentado para abertura de acessos e construção de infraestrutura de mina. Ou seja, durante a vida útil de um empreendimento mineiro, o trabalho em rocha estéril é constante e necessário.

O volume acumulado de materiais não-econômicos é normalmente descartado em pilhas de material estéril a céu aberto. Atualmente, desde a concepção de projetos mineiros, são estudadas aplicações diversas para os materiais não aproveitados. Dentre elas está o uso de material para brita na construção civil, formulação de argamassas, e aplicação de rejeitos como elemento estrutural de enchimento de mina.

A tecnologia de enchimento de minas é utilizada desde o princípio das atividades mineiras com finalidade principal de preencher escavações. Em lavras de minas subterrâneas, o enchimento tem sua aplicação direcionada aos métodos artificialmente suportados. Segundo Potvin (2005), as principais funções do enchimento de mina são: garantir a estabilidade regional no longo prazo, limitar exposição das escavações, e dispor estéreis e rejeitos.

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

- a) Recuperação de Pilares;
- b) Plataforma de Trabalho;
- c) Estabilidade do Maciço Rochoso;
- d) Disposição de Estéreis e Rejeitos;
- e) Lavrar acima, ao lado ou abaixo do enchimento.

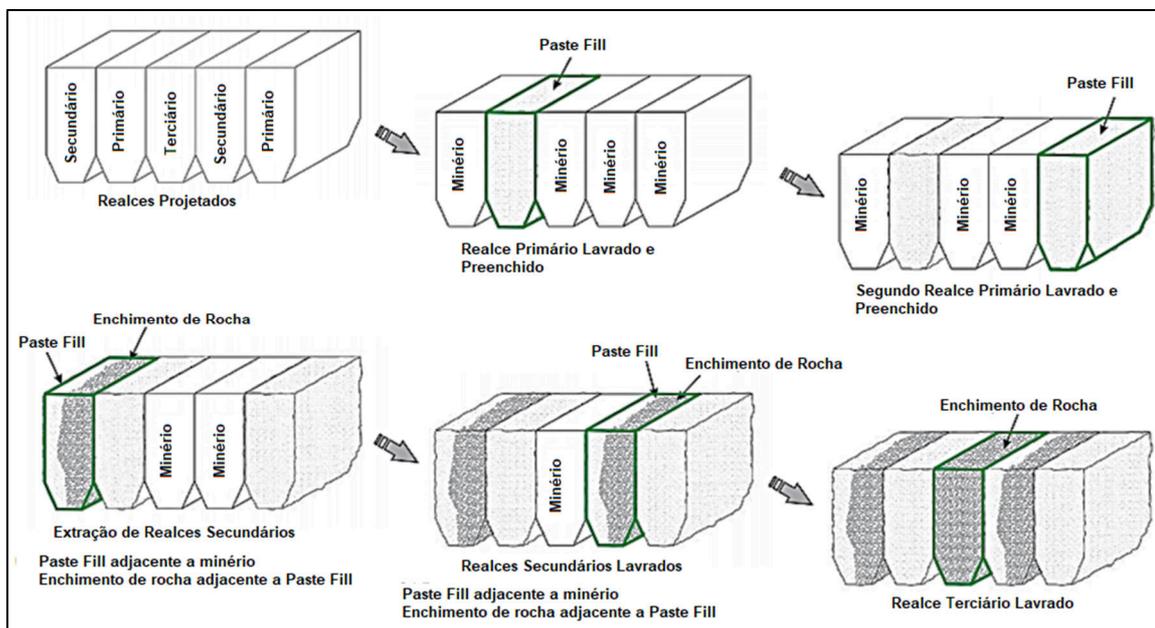
Annor (1999) resume em 4 as funções do enchimento de mina em um ciclo de mineração:

- a) Na recuperação de pilares, o enchimento deve agir como pilar autoportante com uma altura significativa. Quanto mais resistente o enchimento, maior a altura vertical não-suportada.

- b) Fornecer suporte regional no controle de convergência. Nesse papel, 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.
- c) 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.
- d) 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.

A figura a seguir exemplifica uma lavra otimizada utilizando enchimento de mina.

Figura 12 – Sequenciamento de lavra subterrânea otimizada com enchimento de mina



Fonte: Atlas COPCO, 2007.

## 2.4 TIPOS DE ENCHIMENTO DE MINA

Os sistemas de enchimento são planejados de acordo com o material que será utilizado e as funções requeridas ao enchimento. Cada aplicação é controlada pelas características geotécnicas do enchimento, e características mecânicas do maciço rochoso e pelos aspetos produtivos desejados que, por sua vez, vão definir os sistemas de transporte até às bancadas vazias.

Os enchimentos classificam-se de acordo com o material utilizado e o sistema de transporte. Os principais tipos de enchimento são os hidráulicos, de rocha ou de pasta ou *Paste Fill*.

### 2.4.1 Enchimento Hidráulico

Enchimento hidráulico de vazios de mineração envolve o uso de água como meio de transporte de sólidos. Os componentes típicos de um sistema de enchimento hidráulico incluem uma planta de mistura para elaboração da lama, bombas e tubulação de distribuição. Esse tipo de enchimento requer grandes quantidades de cimento (10%), 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 e bombeamento se não transportado por água de maneira ágil. Alguns materiais adicionais, como cinza volante, são utilizados junto à composição do enchimento hidráulico para prevenir a consolidação precoce através 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 lama no momento da entrega (MASNIYOM, 2009).

Figura 13 – Enchimento Hidráulico



Fonte: Masniyom, 2009.

A disponibilidade de água na mina é fator limitante para o uso desse enchimento. Comparativamente, requer mais água para ser transportado que o enchimento do tipo *paste fill*, sendo necessário remover as partículas finas para que a água seja drenada de forma mais efetiva. O enchimento hidráulico pode não atender aos requisitos de resistência para ser auto-portante ou formar paredes em grandes áreas. Outro fator limitante da referida tecnologia é a infraestrutura e a energia gasta para drenar o excesso de água da mina para superfície (CAVALCANTE et. al., 2013).

#### 2.4.1.1 Vantagens e desvantagens do enchimento hidráulico

##### Vantagens:

- a) Sistema relativamente simples de instalar;
- b) Pode-se evitar bombeamento do enchimento otimizando o leiaute da tubulação de transporte;
- c) Utiliza rejeitos em sua composição.

##### Desvantagens:

- a) Água excessiva a ser retirada dos realces e bombeada para superfície;
- b) Resistência geral do enchimento pode ser reduzida devido à segregação do cimento por excesso de água na composição da mistura;
- c) Lamas produzidas durante a drenagem do realce são custosas e demoradas a limpar.

### 2.4.2 Enchimento de Rocha

A técnica de enchimento de rocha cimentado tem sido utilizada por vários anos. As minerações subterrâneas têm escolhido tal tipo de enchimento devido à abundância de material estéril adequado às especificações técnicas requeridas. Em outros casos, esse enchimento se mostrou vantajoso ainda que a rocha seja extraída em pedreiras das redondezas. A principal razão de se usar o enchimento de rocha se deve à possibilidade de atingir altas resistências, acima de 7 MPa, que em vários casos exclui o uso de qualquer outro tipo de enchimento. A preparação é limitada ao peneiramento e britagem para remover os materiais finos, grosseiros ou ambos. Se a britagem é necessária para uma grande quantidade de material, a operação pode se tornar cara. Há minas que estão limitadas na quantidade de material estéril disponível e utilizam material proveniente de uma pedreira externa. Nesse caso, o custo por tonelada do enchimento pode aumentar consideravelmente (POTVIN; THOMAS; FOURIE, 2005).

Existem três tipos de sistema de distribuição de enchimento de rocha: correias transportadoras, caminhões ou a combinação dos dois. Para minas grandes com grande produção e grandes distâncias de transporte, a opção de correias é frequentemente mais econômica operacionalmente, ainda que o custo capital de um sistema de correias grande seja alto. Quando utilizadas as correias, o acesso principal geralmente utiliza uma correia permanente, em que os realces individuais são acessados via correias temporárias, que devem ser facilmente desmontadas e reconstruídas conforme a sequência da mina avança. A lama cimentada é adicionada ao enchimento de rocha através de um spray posicionado próximo aos realces. A lama pode ser preparada na superfície e transportada via gravidade até o ponto de descarga, ou o cimento pode ser transportados por correias até uma planta subterrânea de lama cimentada (POTVIN; THOMAS; FOURIE, 2005).

O transporte por caminhões é mais flexível e adequado a minas menores que podem usar enchimento de forma intermitente, o que não exclui o uso em minas de alta produção. Em vários casos, o enchimento de rocha é entregue via passagens para vários níveis da mina e então carregado em caminhões via tremonha. O caminhão passa então por baixo de um chuveiro de lama cimentada, alimentado pela planta de lama cimentada. A planta pode estar na superfície ou em subsolo. A mistura da lama cimentada e material estéril se dará durante o descarregamento no realce. A qualidade do enchimento de rocha é dependente de um número de diferentes

parâmetros. A granulometria, conteúdo de aglomerante, tipo de aglomerante e a mistura enchimento de rocha e aglomerante são os mais críticos. As resistências alcançáveis podem ser bastante altas, de 1-2 MPa até valores mais altos como 7 MPa. Alguns problemas podem ocorrer devido à disposição em forma de cone e subsequente segregação do enchimento assim que este entra no realce. Isso leva à proliferação de vazios dentro dos realces preenchidos. O desmonte de realces adjacentes pode resultar em problemas de diluição (POTVIN; THOMAS; FOURIE, 2005).

O enchimento de rocha requer uma maior frota de equipamentos em subsolo, interferindo diretamente na produção e nos custos com ventilação (CAVALCANTE ET. AL., 2013).

#### 2.4.2.1 Vantagens e Desvantagens do Enchimento de Rocha

Vantagens:

- a) Alta resistência;
- b) Flexível quando utilizado transporte por caminhão;
- c) O investimento capital não é alto se uma grande frota de caminhões já foi comprada para transporte de minério;
- d) Não é recomendado depender no retorno de caminhões com *backfill* para uma capacidade de colocação de *rockfill* confiável. A melhor estimativa é entre 1.5 e 1.8 vezes o número de caminhões de minério para transporte de minério e *backfill*. Em vários casos uma frota separada de caminhões é necessária dependendo da operação e da proximidade do transporte de minério e de enchimento subterrâneo;
- e) Se não for necessária britagem, a preparação de material estéril é simples com baixo custo.

Desvantagens:

- a) Alto investimento capital associado com correias;
- b) A disposição do material em formato de cone na entrada do realce pode gerar áreas frágeis no próximo realce;
- c) Passagens de material em subsolo são caras;

- d) O conteúdo de cimento é entre 5 e 10%, embora esse valor seja associado a altas resistências em que o enchimento de rocha é utilizado;
- e) Diluição entre 2 e 5%;
- f) Britagem de material estéril é frequentemente necessária antes de transportar para a mina.
- g) Transporte com caminhões tem um alto custo operacional associado com mão-de-obra, combustível e manutenção.
- h) Caminhões adicionais serão necessários resultando numa maior demanda por ventilação.

### **2.4.3 Enchimento de pasta ou *Paste Fill***

Segundo Araújo et. al. (2003), pasta mineral é um sistema coloidal, ou quase coloidal, que se apresenta como um fluido homogêneo, no qual não ocorre a segregação granulométrica das partículas, e que, se disposto de forma suave em superfícies estáveis, não apresenta drenagem significativa de água. Sua conformação e consistência durante sua disposição podem ser determinadas através dos métodos tais como o teste de Slump.

A tecnologia de enchimento de mina do tipo pasta ou *Paste Fill*, como conhecida na engenharia, é atualmente a mais aceita na indústria da mineração. 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), são cinco os critérios para um *Paste Fill*:

- a) Conter pelo menos 15% de passante em 20 microns;
- b) Quando entregue não produz água;
- c) Não segrega;
- d) Em termos reológicos, é descrito como fluido não-newtoniano ou como uma pasta;
- e) Apresenta abatimento menor que 230 mm ou 9 polegadas.

O *Paste Fill* é 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 aglomerante 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. A porcentagem de sólidos em um *Paste Fill* gira em torno de 70 a 80%, com valores próximos a 80%, preferíveis (HORN, A.; THOMAS, E.G., 2014).

A sua preparação precede de processos convencionais de espessamento e filtragem com objetivo de eliminar a água. 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).

O *Paste Fill* deve ser projetado para garantir uma saída suave e ininterrupta do sistema de tubulação para o realce a ser preenchido. É essencial que o sistema de distribuição 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 resumir o fluxo rapidamente. A permanência de *Paste Fill* parado na tubulação permite a hidratação do cimento, o que pode gerar custos por atrasos na produção, desperdício de cimento, e custo de limpeza das tubulações. Os atrasos na produção são os impactos mais significantes (HORN, A.; THOMAS, E. G., 2014).

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 *Paste Fill* 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 *Paste Fill*. 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 pela resistência ao cisalhamento entre o *Paste Fill* e o pilar de minério. A quarta e maior demanda de resistência se dá quando se desenvolvem acessos no enchimento. Nesses casos, o *Paste Fill* 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 esta uma grande vantagem sobre o enchimento de rocha. Há redução significativa na quantidade de água e de sólidos enviados às barragens de rejeito com o uso dessa tecnologia (CAVALCANTE et. al., 2013).

#### 2.4.3.1 Vantagens e desvantagens do Paste Fill

##### Vantagens

- a) Utiliza rejeitos de processamento, reduzindo a disposição destes materiais em superfície;
- b) Pouco ou nenhum excesso de água a ser drenada dos realces;
- c) Menos cimento que enchimento hidráulico para atingir os mesmos valores de resistência.

##### Desvantagens

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

#### 2.5 SELEÇÃO DE ENCHIMENTO DE MINA

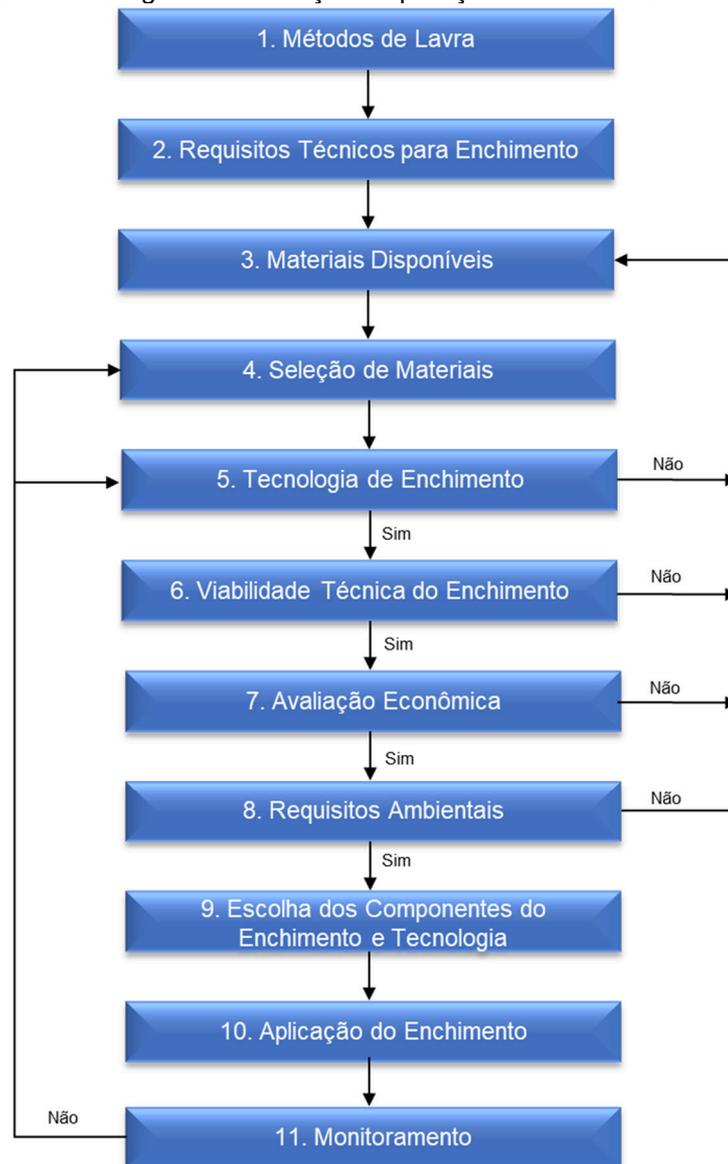
O sistema ótimo de enchimento de mina é aquele que contribui para a maximização de valor para a operação como um todo, não necessariamente o de menor custo capital ou por tonelada. Desse modo, a seleção do sistema não pode ser feita de maneira isolada, mas integrada ao projeto da mina. Masniyom (2009)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

- a) Fonte primária de componentes do enchimento presente na mina;
- b) 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;

- c) Diluição minimizada pela resistência adequada para suportar exposição.
- d) Contribuição do enchimento para a estabilidade geral da mina;
- e) Possibilidade de ajustes na composição do enchimento de modo a aproveitar oportunidades e materiais que reduzam o custo e aumentem a resistência;
- f) Custo-benefício do sistema para atingir os parâmetros técnicos, operacionais e ambientais;
- g) Testes preliminares de composição química, análises granulométricas, resistências que atendem aos parâmetros reológicos necessários para distribuição e entrega.

Figura 14 – Diagrama de seleção e aplicação de sistema de enchimento



Fonte: Adaptado de Masniyom, 2009.

## 2.6 REQUISITOS DE RESISTÊNCIA PARA 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 em acordo com as especificações da mina e seu método de lavra (MASNIYOM, 2009).

## 2.7 MINA CARAÍBA – MINERAÇÃO CARAÍBA S/A

Na década de 1960, o grupo industrial paulista Pignatari realizou pesquisas geológicas detalhadas na região da Mina Caraíba, mas sua incapacidade financeira para a implantação do projeto levou o governo federal, através do sistema BNDE-FIBASE, a assumir o controle do projeto. A partir de 1975, a FIBASE contratou a DOCEGEO, subsidiária da CVRD, para reavaliar as pesquisas anteriores e executar trabalhos complementares. Contratou também a MILDER KAISER (MDK) para concomitantemente proceder os estudos de engenharia básica, visando a implantação do projeto mineiro. Dos serviços executados pela DOCEGEO, constaram: a perfuração de mais de 55.000m de sondagem a diamante; 2.300m de trincheiras; 950m de serviços de subsuperfície e 4.000m de sondagem a percussão (até 15m de profundidade) para detectar a reserva do minério oxidado. Dos trabalhos supracitados resultou uma estimativa de reserva global da ordem de 120 milhões de toneladas, sendo 70 milhões para serem lavradas a céu aberto e 50 milhões para serem lavradas no subsolo, parâmetros básicos usados pela MDK para a montagem do projeto minério-metalúrgico de Caraíba Metais S.A., pertencente a FIBASE. A implantação do projeto foi concluída em 1980, tendo-se investido cerca de US\$ 800 milhões.

Em julho de 1994, com sua privatização, seu controle acionário passou para a Caraíba Metais. Atualmente com um faturamento anual bruto da ordem de US\$ 120 milhões e de recolhimento de US\$ 16 milhões de impostos, constitui-se como o maior empreendimento mineiro da região Nordeste do Brasil. Com a aplicação de técnicas de gerenciamento moderno, através do Controle da Qualidade Total, vem obtendo excelente performance nos índices operacionais.

Em fevereiro de 1996, o controle acionário da Caraíba Metais S/A passou para o grupo Paranapanema S/A, permanecendo a Mineração Caraíba S/A com o controle dos antigos acionistas da metalurgia.

Entre 1979 e 1998, a Mineração Caraíba lavrou a mina a céu aberto, deixando uma cava com dimensões de aproximadamente 1.300 m de comprimento, 700 m de largura e 300 m de profundidade. Concomitantemente, a mina subterrânea entrou em operação em 1986, lavrando o mesmo corpo de minério, que se estendia em profundidade. O projeto concebido previa a exaustão conjunta da mina a céu aberto e da mina subterrânea no segundo semestre de 1998.

O método de lavra adotado na época para a mina subterrânea foi o *sublevel stoping*, tendo como sua qualidade a grande variação na sua aplicação, podendo

possuir perfurações descendentes, ascendentes ou radiais. Foram utilizados nos painéis I e II da Mina Caraíba, com arranjos clássicos longitudinais dotados de estruturas com pontos de carga na base dos painéis. Os realces poderiam alcançar dimensões de até 95 x 35 x 80m. A operação não foi bem sucedida devido aos deslocamentos que aumentavam a diluição em até 30%. O alto índice de *overbreak* obtido na lavra dos painéis I e II, bem como as condições estruturais e de tensões, intensificados com a profundidade, suportaram a recomendação da não mais adoção do *sublevel stoping*. Foram adotados posteriormente realces com altura de 55 metros para o III painel, 60 metros de altura para o IV e V painéis e 37 metros para o VI painel. O método de lavra então escolhido foi o VRM (Vertical Retreat Mining) ou Lavra em Recuo Vertical, embora o arranjo do desenvolvimento permita a adaptação para outros métodos (FREITAS, 2016).

A partir de 1995, foi decidido implementar um programa de pesquisa geológica para aprofundamento da mina subterrânea. Em 1996 iniciou-se um estudo de viabilidade técnico econômico do aprofundamento da mina, desenvolvido pelo pessoal próprio da Caraíba. O projeto, depois de pronto, foi auditado por uma empresa canadense para verificar sua consistência. Foi implementado em 1997, com o desenvolvimento da continuidade da rampa principal de acesso até o final do corpo mineralizado, de forma a garantir a continuidade operacional da extração do minério de cobre, sem interrupção nos resultados financeiros da empresa.

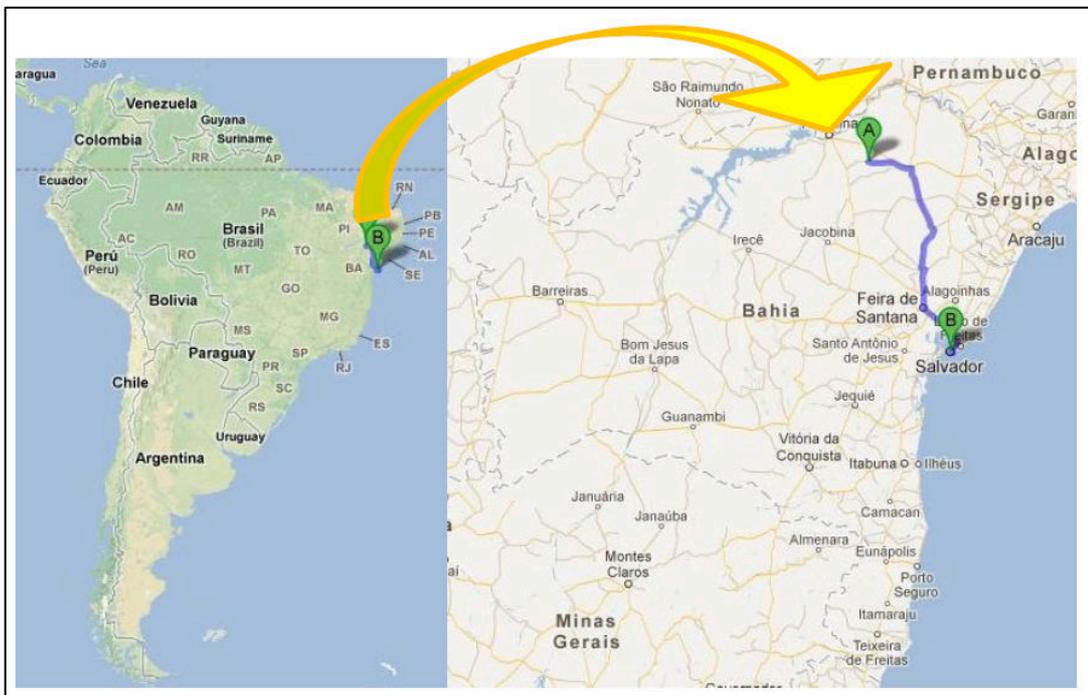
A redução na escala geral de produção, anteriormente garantida pela operação conjunta das minas a céu aberto e subterrânea, foi compensada com o aumento na produção da mina subterrânea de cerca de 80.000 para 100.000 t/mês, bem como pelo aumento do teor médio de cobre, obtido na parte mais profunda da mina.

Mudanças significativas foram introduzidas no novo projeto da mina subterrânea, com o aporte de novos métodos, equipamentos e tecnologias, muitas delas inéditas no Brasil, para fazer frente às diferentes condições adversas que o aprofundamento da lavra causou.

### 2.7.1 Localização

A Mineração Caraíba S.A. está localizada no Vale do Rio Curaçá, Município de Jaguararí, região norte-nordeste do estado da Bahia/BA, distando 465 km de Salvador, 125 km de Petrolina/PE e 108 km de Senhor do Bonfim/BA. O acesso, a partir de Petrolina/PE, é feito pela BR-407, para sul, em um percurso de 80 km até o povoado de Barrinha. A partir daí, segue-se rumo a leste por 45 km pela BR-314, até o acesso à mina Caraíba. É possível chegar ao local também a partir de Senhor do Bonfim/BA, para norte, pela BR-407, em um percurso de 60 km até Barrinha.

Figura 15 – Localização da Mineração Caraíba



Fonte: Cavalcanti & Palkovits, 2013.

### 2.7.2 Geologia

A Mina encontra-se numa sequência de rochas básica/ultrabásica 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. O Vale do Curaçá 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 o a 30o para N-NW, caracterizada por zonas de cisalhamento, dobras

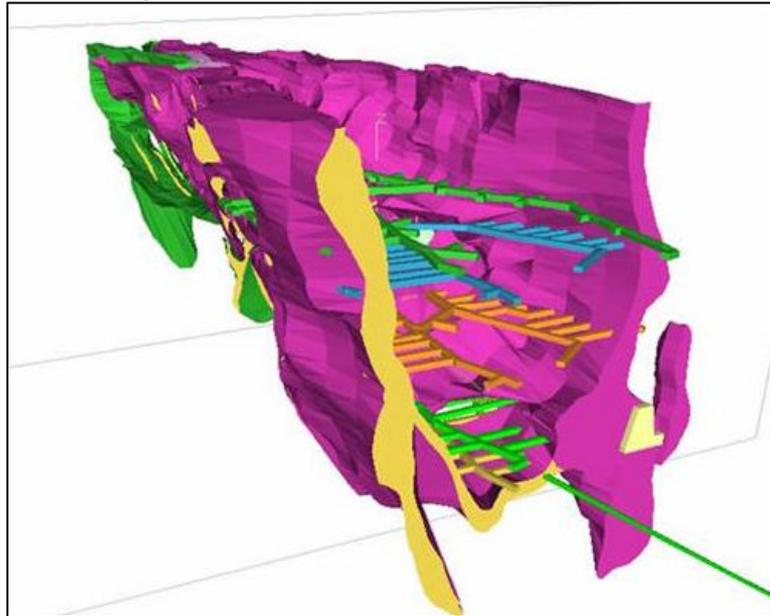
e falhas, condicionando a segmentação de primeira grandeza. As zonas de falhas são marcadas por grandes falhas longitudinais, normalmente de médio a alto mergulho, estando presentes entre elas falhas menores e juntas de orientações diversas. Além dessas feições, aparecem famílias de juntas e falhas menores de atitudes variadas, impondo uma segmentação de segunda grandeza no maciço. Os contatos geológicos também constituem zonas de instabilidades potenciais, principalmente quando associadas com falhamentos (Geologia de Longo Prazo da Mineração Caraíba 2013).

O minério é composto de sulfetos de cobre (calcopirita e bornita), que ocorrem principalmente em piroxenitos, sendo presentes em zonas maciças, remobilizadas, disseminadas e secundariamente, em fraturas. O teor do minério é extremamente heterogêneo em sua distribuição espacial, não se verificando uma continuidade lateral, longitudinal ou vertical nos diversos níveis. Mapas de isotores mostram que houve concentração de sulfetos de cobre nas charneiras das dobras da 2ª fase. As zonas ricas constituídas de corpos cilíndricos horizontais foram posteriormente verticalizadas pela fase 3. Além do conhecimento estrutural, o minério tem um controle litológico bem definido, em que os sulfetos de cobre estão contidos nos piroxenitos e melanoritos. O teor de cobre tende a diminuir com o aumento do plagioclásio e clinopiroxênio, justamente nos noritos, gabro-noritos e gabros. O corpo da Caraíba, apresenta teores mais elevados que os outros depósitos do Vale do Curaçá, pois enquanto tem aproximadamente 1,00% de Cu, os outros oscilam entre 0,60 % a 0,80 % de Cu (Geologia de Longo Prazo da Mineração Caraíba 2013).

A seguir, constam as principais características do minério de cobre da Mineração Caraíba:

- a) Rocha Encaixante: Gnaisses e migmatitos;
- b) Rocha hospedeira: Piroxenios e Melanoritos e rochas calcossilicáticas subordinadas;
- c) Mineral Minério: Calcopirita e Bornita;
- d) Esteril: Ortopiroxênio, magnetita e ilmenita de forma subordinada;
- e) Densidade do Minério: 3,13 t/m<sup>3</sup>;
- f) Densidade do Esteril: 2.98 t/m<sup>3</sup>;
- g) Empolamento: 60 %.

Figura 16 – Corpo de Minério da Mina Caraíba



Fonte: Mineração Caraíba S/A, 2013.

### 2.7.3 Acesso

A Mina Subterrânea, com 800m de profundidade, possui dois acessos, uma via rampa com cerca de 4800 m com 15 a 20 % de inclinação e outra via *shaft* com 640 m de profundidade e 6 metros de diâmetro, que possui dois *skips* com capacidade de transportar 15 t de minério cada e uma gaiola com dois decks com capacidade para transportar 25 pessoas em cada deck.

### 2.7.4 Método de lavra

Os primeiros painéis da mina subterrânea foram extraídos a partir do método de lavra por subníveis. Foram observados índices expressivos de sobre-escavação, com diluição em 30% resultando no aumento dos custos de extração e beneficiamento. Com o aprofundamento da mina e a intensificação das tensões e maior complexidade de condições estruturais, o principal método de lavra a ser utilizado foi o de lavra em recuo vertical – VRM (*Vertical Retreat Mining*) com desenvolvimento que permite adaptação para outros métodos. O sistema que passou a ser adotado pela Mina Caraíba consiste em realces com altura de 55 m para o terceiro painel, 60 m de altura para o quarto e quinto painéis e 37 m para o sexto painel (ANDRADE, 2002).

Para se obter uma maior recuperação de lavra e reduzir os efeitos negativos do aprofundamento da mina no que tange a estabilidade regional da mina, o método

de lavra empregado *Sublevel Stopping* foi substituído pelo VRM *Vertical Retreat Mining*. Esta alteração permitiu a redução da relação metro desenvolvido por tonelagem liberada, assim como impôs a aquisição de equipamentos de maior capacidade, dentre eles os caminhões com capacidade para 50 toneladas e carregadeiras do tipo LHD (10 jd<sup>3</sup>) com controle remoto.

Para a aplicação do método VRM, são projetados realces primários de 15m e 20m de largura, permanecendo entre eles pilares de 15m de largura. Após a conclusão da lavra de cada realce, é feito o enchimento com *Paste Fill*. Os pilares são lavrados obedecendo a critérios da sequência de lavra e em observância ao tempo de cura da pasta. A qualidade da pasta é medida através de sua resistência à compressão uniaxial. Desde que iniciou a lavra através do VRM, a Mineração Caraíba já recuperou 22 pilares. Destes, 07 apresentaram diluição com *Paste Fill*.

A lavra em recuo vertical tem como vantagens:

- a) Diminuição no custo de desenvolvimento;
- b) Melhorias na fragmentação do material desmontado;
- c) Alta mecanização em alta produtividade;
- d) Baixa diluição;
- e) Boas condições de segurança.

Como desvantagens tem-se:

- a) Decréscimo na produtividade;
- b) Exposição da LHD a deslocamentos;
- c) Apenas um ponto de extração acarretando na necessidade de vários realces em lavra simultaneamente;
- d) Diminuição da acuidade da perfuração para furos longos (maiores que 35 m).

O VRM, método largamente utilizado nas minas do Canadá, Austrália e África do Sul foi empregado pela primeira vez no Brasil na mina subterrânea da Mineração Caraíba S. A. O VRM constitui uma evolução do VCR (*Vertical Crater Retreat*), método este alternativo para recuperação de pilares e lavra em corpos de pequena espessura. O VRM é um método de alta produtividade e permite intenso grau de mecanização.

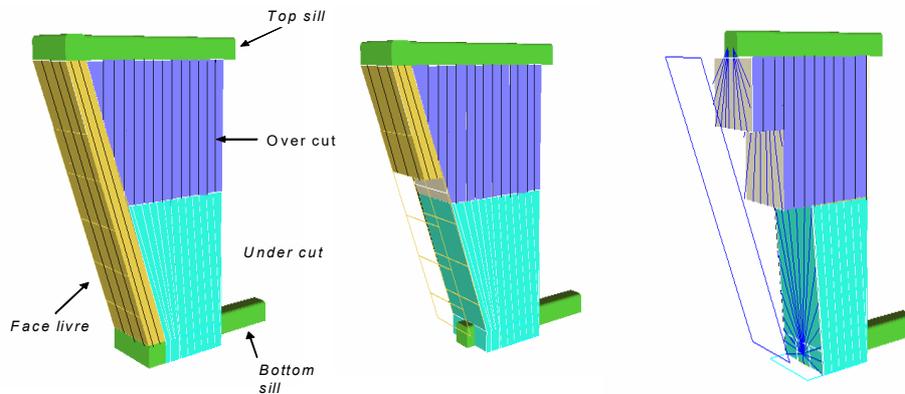
O método comporta o uso de recalque na extração, de forma que, nos pontos de extração, a cada detonação, é retirada apenas a quantidade de material

correspondente ao empolamento da fatia detonada, procedimento que garante a sustentação das paredes pelo material detonado e a ausência de detonações primárias na fase de esvaziamento, minimizando os deslocamentos por vibrações do maciço. Este procedimento atualmente não é adotado pela Mineração Caraíba.

O VRM consiste de dois níveis operacionais: o nível superior de perfuração caracterizado por uma ou duas galerias, conforme a largura do realce. Neste nível é executada a perfuração descendente, normalmente furos longos, sempre que possível, paralelos, com diâmetros de 4 ½ “para os leques e 6 ½” para as travessas de face-livre e chaminés.

No nível inferior, nível de extração, é aberta a galeria de recolhimento onde se procede à perfuração ascendente, em leque de 3 ½ “de diâmetro. Os furos descendentes (*over cut*), são perfurados por equipamento tipo ITH - *in the hole*, capazes de executar furos longos e de grandes diâmetros com menores desvios (2%) e operam com 300 psi de pressão, consumindo cerca de 750 cfm de ar com produtividade variando de 6 a 8 metros por hora. A acurácia da perfuração é fundamental para o sucesso do desmonte, principalmente na perfuração da chaminé de face-livre, onde cuidados especiais devem ser adotados, tais como: precisão no *set-up* da máquina e emboque cuidadoso. É fundamental o paralelismo entre os furos da chaminé. Os furos ascendentes (*under cut*) são executados por perfuratrizes com martelo de topo (*top-hammer*) e têm comprimentos variando de 15 a 25 metros, não tendo calha coletora, sendo a perfuração radial e o realce com base reta.

Figura 17 – Representação em 3D da sequência de extração do método VRM (Vertical Retreat Mining)



Fonte: Andrade, 2002.

No alargamento da travessa a partir da chaminé, é utilizado explosivo menos nobre, tipo ANFO, com baixa densidade ( $0,8 \text{ g/cm}^3$ ), baixa velocidade de detonação ( $3000 \text{ m/s}$ ) com grande expansão gasosa. A coluna de explosivos, neste caso é de 4 metros.

O desmonte do *under cut*, com perfuração ascendente de  $3 \frac{1}{2}$ " de diâmetro é feito com emulsão explosiva bombeada de densidade de  $1,15 \text{ g/cm}^3$  e razão linear de carregamento de  $7 \text{ kg/m}$ .

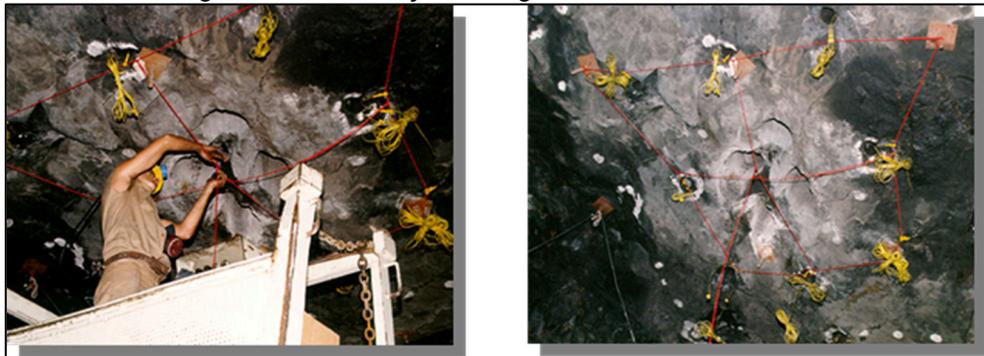
O desmonte do *over cut*, com perfuração descendente de  $4 \frac{1}{2}$ " é feito com o explosivo ANFO, conforme a sequência de desmonte mostrada na figura 2. Os fundamentos básicos para adoção desta sequência são: aproveitar ao máximo as faces livres verticais e horizontais e durante o desmonte minimizar a área dos blocos remanescentes em balanço para evitar deslocamentos. A coluna carregada pode ser de até 12 m, em caso de furos com água, onde é usada a emulsão explosiva ( $1,15 \text{ g/cm}^3$ ), em caso de furos secos, sem água usa-se o ANFO. Neste caso a coluna carregada com explosivo, pode chegar até 16 metros. A quantidade ideal de explosivos por furo é um fator importante no controle da diluição dos realces, pois as paredes são menos afetadas devido as detonações, razão pela qual existe um controle severo na obediência à carga máxima por espera adotada pela MCSA ( $150 \text{ kg/espera}$ ) obtida a partir de medições sismográficas para controle das vibrações das detonações.

A fim de evitar a diluição, deslocamentos e promover um melhor controle das paredes é preciso lavar o realce o mais rápido possível e com o menor número de detonações. Portanto, faz-se necessário utilizar, sempre que possível, um explosivo de baixa razão linear de carregamento (baixa densidade), tornando as colunas de explosivo maiores, porém, sem ultrapassar a carga máxima por espera adotada.

São utilizados dois tipos de carregamento com explosivos na mina Subterrânea. Estes carregamentos tanto podem ser feitos com Anfo (0,7 g/t) ou com Emulsão Bombeada (1,15 g/t), dependendo dos sentidos dos furos (ascendentes ou descendentes).

Nos furos ascendentes, ocorre o soerguimento de dois Blasteres através do equipamento chamado Getman, embaixo do leque, é posicionado o reforçador (*booster*) ligado ao cordel na ponta da mangueira de bombeamento. Faz-se o bombeamento da emulsão até o preenchimento total do furo, fixado o *booster* no fundo do furo. O tamponamento da carga com variável (*Spider*), faz-se à amarração da malha e as verificações e realiza-se o desmonte com o acionamento do estopim geralmente 20 a 30 min após o termino de cada turno.

Figura 18 – Amarração de fogo em furos ascendentes

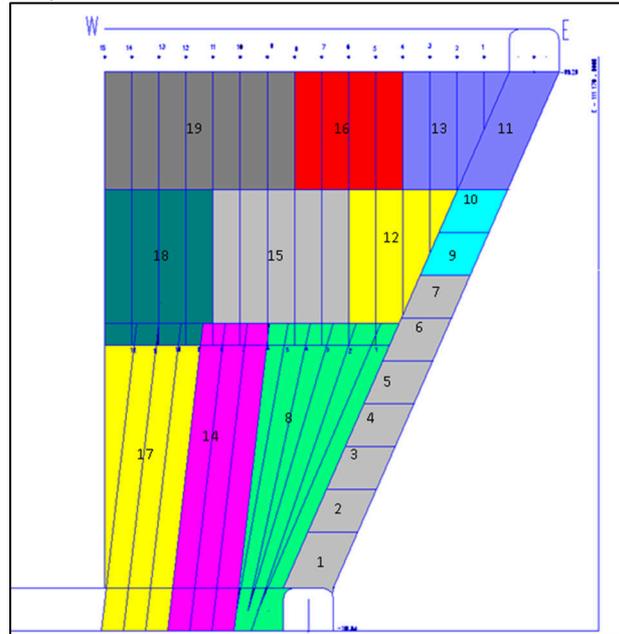


Fonte: Mineração Caraíba S/A, 2013.

Para os furos descendentes, primeiramente, há um bloqueio no fundo do furo através de um tampão ou por cunhas de madeira (plugs), que são contrapostas. Então, com o furo devidamente tamponado, faz-se um enchimento de aproximadamente 10 ou 15 cm do fundo do furo com resto de fragmentos de perfuração (areia ou brita fina). Assim, o posicionamento do tampão e do enchimento define a altura de carregamento. O próximo passo é o carregamento da metade da carga, colocação do reforçador (*Booster*) com a espoleta e carregamento do restante da carga.

O tamponamento da carga é variável de 1m a 2m de brita ou areia. Logo depois se faz a amarração da malha e as verificações. E, após a verificação da segurança do local, no tempo determinado, é acionado o estopim.

Figura 19 – Sequenciamento de desmonte em método de lavra VRM



Fonte: Mineração Caraíba S/A 2013.

A Mineração Caraíba S/A é detentora de 05 unidades de carregadeiras TORO 650 DL as quais 04 trabalham na lavra e 01 no desenvolvimento. A máquina tem como objetivo carregar, transportar e descarregar única e exclusivamente material rochoso nas dependências da mina subterrânea.

O método de lavra da mineração Caraíba exige a utilização de controle remoto nas carregadeiras TORO para extração de material dos realces, uma vez que a exposição do operador dentro do realce é impraticável devido ao perigo de deslocamento de material, podendo gerar um acidente com consequências graves.

Figura 20 – Carregadeira TORO 650 DL na MCSA



Fonte: Mineração Caraíba S/A, 2013.

O transporte do minério proveniente dos níveis de produção até o “ore-pass” é realizado por caminhão específico para minerações subterâneas , denominado MT-5000. A capacidade de carga do MT-5000 é de aproximadamente 50 toneladas.

Quando o material está com uma granulometria grossa, utiliza-se 4 conchas de material da carregadeira para encher o caminhão MT-5000. Se fino, carrega-se com apenas 3 conchas.

Por regra, o número de conchas da carregadeira tem de ser entre 3 e 4 conchas para uma total adequação entre a carregadeira e o caminhão.

Figura 21 – Caminhão MT-5000



Fonte: Mineração Caraíba S/A, 2013.

### 2.7.5 Planta de *Paste Fill*

Em 1995, devido à proximidade de exaustão de sua mina a céu aberto, a Mineração Caraíba S/A iniciou os trabalhos de pesquisa geológica em profundidade, visando aumentar a sua reserva lavrável e, por conseguinte, prolongar a vida útil da sua mina subterrânea. Após a confirmação de uma reserva de 13,4 milhões de toneladas de sulfeto de cobre, com teor de 2,84%, um novo projeto foi elaborado com o propósito de adequar o sistema produtivo às novas exigências impostas pelo aprofundamento da mina, bem como pela necessidade de um aumento da produção oriunda da mina subterrânea.

A introdução da tecnologia de enchimento de realces com *Paste Fill* possibilitou a Mineração Caraíba S/A adotar novos métodos de lavra, tendo como principais benefícios o aumento da recuperação da reserva lavrável através da possibilidade de lavra dos pilares deixados sistematicamente entre realces primários. A técnica de enchimento em *Paste Fill* permite maior estabilidade do maciço rochoso por meio do uso de preenchimento de vazios como suporte permanente de escavações. Consequentemente, tem-se o aumento da reserva lavrável da mina utilizando-se leiautes com realces intercalados por pilares, redução do impacto ambiental na superfície gerado pela grande redução da necessidade de deposição de rejeitos em barragem e maior recuperação de água usada na usina de beneficiamento.

As características dos materiais utilizados e da pasta produzida são:

- a) Polpa de Rejeito: 68% de sólidos;
- b) Polpa Filtrada e Condicionada: 78% de sólidos;
- c) Conteúdo de Cimento: 1 a 6%;
- d) Slump: 6 – 8 ½ “;
- e) Tempo de cura: 28 a 56 dias;
- f) Tempo crítico de permanência para obstrução da tubulação: 15 min;
- g) Resistência à Compressão Uniaxial Mínima: 0,35 Mpa.

Figura 22 – Planta de Paste Fill da Mineração Caraíba S/A



Fonte: O Autor, 2018.

O sucesso no projeto de aprofundamento da Mina Caraíba se deu principalmente pela aplicação da tecnologia de *Paste Fill*, a partir da qual foi possível lavrar pilares, dobrando a reserva mineral. O *payback* da planta foi de aproximadamente 2 anos.

#### 2.7.5.1 Processo Produtivo de Paste Fill

As etapas de produção da pasta são listadas a seguir:

- a) Armazenamento e Mistura de Polpa de Rejeitos;
- b) Bombeamento e Distribuição;
- c) Filtragem a Disco;
- d) Condicionamento de Polpa (Maxcrete);
- e) Armazenamento de Polpa;
- f) Adição de Cimento e mistura (Mixer);
- g) Armazenamento da Pasta;
- h) Testes de abatimento e coleta de amostra;
- i) Distribuição para o Subsolo;
- j) Entrega nos Realces.

A polpa de rejeito que alimenta a planta de *Paste Fill* é armazenada em tanque misturador com cerca de 68% de sólidos. Em seguida, é bombeada para o topo da planta onde se encontra um distribuidor que alimenta dois filtros a disco. A água passante nos filtros é armazenada e retorna à planta de processamento de minérios,

enquanto que o material filtrado, com porcentagem de sólidos em torno de 78%, 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 MAXCRETE. No condicionador, são adicionados polpa de rejeito do tanque misturador e água ao material filtrado quando há necessidade de corrigir a porcentagem de sólidos.

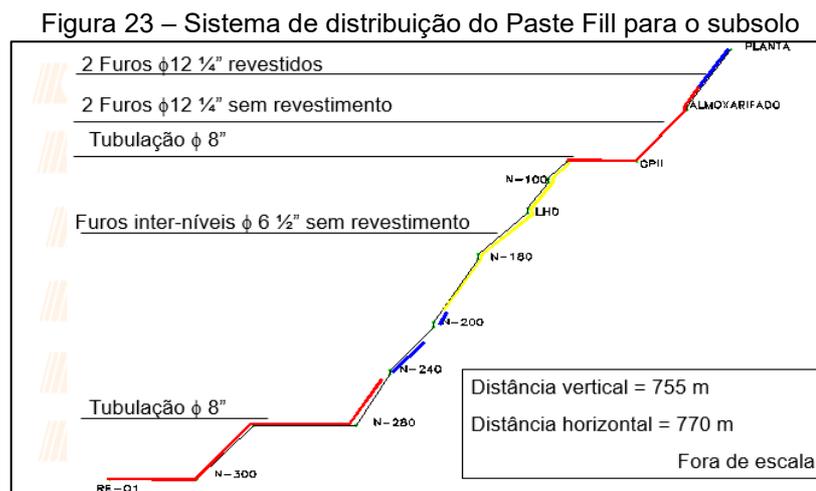
Após condicionada, a polpa segue para um silo com capacidade de 8,5 toneladas para então ser despejada no misturador, onde é adicionado cimento em concentrações de 1 a 6% em massa de polpa a depender da finalidade do enchimento.

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 diversos (*Slump*, UCS) para determinar as características da pasta e adequá-la conforme as necessidades nas bateladas seguintes.

O produto final é transportado por gravidade através de tubulações para o subsolo onde é distribuído e despejado nos realces.

A pasta percorre a maioria do caminho até a entrega por furos verticais em rocha sem revestimento. Estima-se que para cada 30 metros verticais, pode-se estender uma tubulação horizontal por 100 metros.

O esquema a seguir representa a distribuição das tubulações em subsolo.



Fonte: Mineração Caraíba S/A, 2013.

Figura 24 – Fluxograma de produção de Paste Fill



Fonte: O Autor, 2019.

### 3 PROGRAMA EXPERIMENTAL

O programa experimental aqui apresentado foi desenvolvido em parceria com o Programa de Pós-graduação em Engenharia Mineral (PPGEminas), através do Laboratório de Ensaio Não-destrutivos (LEnD – DEMINAS/UFPE) com a Mineração Caraíba S/A (MCSA) e Laboratório de Tecnologia dos Aglomerantes (LabTag – DECIV/UFPE).

O programa foi dividido em cinco fases: caracterização dos materiais utilizados; replicação do enchimento de mina tipo *Paste Fill* utilizado na MCSA; produção de enchimento de mina simulando a co-disposição de *Paste Fill* e material estéril; uso de aditivos superplastificantes; e substituição parcial e total de Cimento Portland por Cimento de Escória.

Na primeira etapa, foi realizada a preparação das amostras e caracterização dos componentes dos enchimentos.

A segunda fase teve como objetivo reproduzir o *Paste Fill* da MCSA e verificar o comportamento do enchimento quanto a sua consistência e resistência frente a variações de conteúdo de cimento e da porcentagem de sólidos. O enchimento replicado deveria atender aos requisitos mínimos de resistência a compressão uniaxial para ser auto-portante, 0,35 MPa proposto pela MCSA e 0,50 MPa em GRICE (1998), e de transporte para fluir por gravidade pelas tubulações sem risco de entupi-las, com abatimento entre 6,0 e 9,0 polegadas (MCSA).

Primeiramente, optou-se por utilizar dois valores de conteúdo de cimento no *Paste Fill*, 1 e 5% de massa de rejeitos. No entanto, devido ao enchimento a 1% de cimento mostrar resistência insatisfatória (~0,10 MPa), os ensaios nessa porcentagem foram reprogramados utilizando o valor fixo de 4,6 % para o *Paste Fill* e enchimentos de composição alternativa propostas, possibilitando uma comparação entre os diferentes tipos de enchimento.

Para a porcentagem de sólidos, inicialmente fixou-se 78% de sólidos para a polpa. Este valor gerou *slumps* muito baixos (5,0 polegadas), inferiores aos estabelecidos para transporte da pasta independentemente da quantidade de cimento utilizada. Optou-se então por ajustar a pasta, a partir da porcentagem de cimento pré-definida, até serem atingidos os requisitos mínimos de consistência. A partir daí, replicou-se os enchimentos alternativos com base nos parâmetros do *paste fill* satisfatório.

Na terceira etapa, buscou-se reproduzir em laboratório a co-disposição de material estéril e *Paste Fill* em um realce e observar os ganhos em resistência à compressão uniaxial.

A co-disposição consistiu na preparação de *Paste Fill*, respeitando os requisitos de consistência e resistência, e adição de material estéril em quantidade igual de massa, formando um enchimento co-disposto com relação 1:1 de *Paste Fill* e estéril. Os traços de co-disposição utilizaram composições de *Paste Fill* já elaborados para permitir comparar os ganhos de resistência entre os dois tipos de enchimentos.

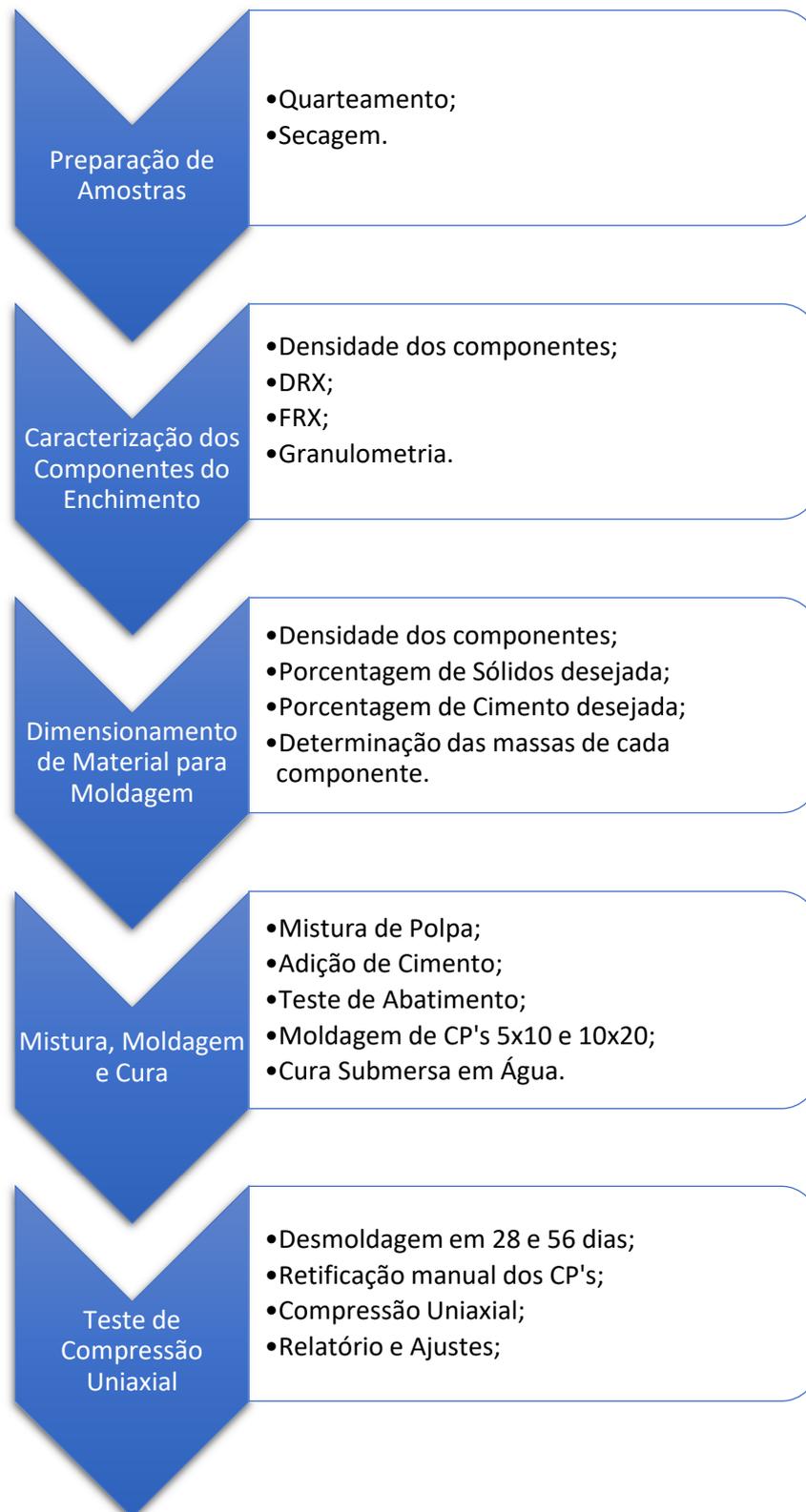
A quarta fase teve como objetivo avaliar os efeitos do uso de aditivos. Esperava-se aumentar o abatimento e diminuir a relação água/cimento com ganhos de resistência à compressão uniaxial. Utilizou-se de solução de aditivo de 1 a 2% em massa de cimento.

Na quinta etapa, substituiu-se parcialmente e totalmente o Cimento Portland CP II F40 INTERCEMENT por Cimento de Escória de Alto-forno com o objetivo de oferecer composição alternativa ao *Paste Fill*, proporcionando melhorias no desempenho da pasta.

O programa experimental permitiu a comparação entre os diferentes enchimentos produzidos. Pôde-se analisar os parâmetros relação água/cimento e consumo de cimento em cada situação proposta e conseqüentemente indicar economias em cimento, que é o componente de maior custo, já que os outros geralmente estão disponíveis nas minas, e limites de composição para atingir a resistência requerida.

A seguir, apresenta-se fluxograma que resume os procedimentos experimentais deste trabalho.

Figura 25 – Fluxograma de Ensaios da Dissertação



Fonte: O Autor, 2019.

### 3.1 PREPARAÇÃO DAS AMOSTRAS

A preparação das amostras objetivou garantir a uniformidade do material utilizado na caracterização e nos experimentos através do uso de técnicas de quarteamento com formação de pilhas cônicas e pilhas alongadas. Para os rejeitos em menores quantidades, estes foram dispostos em 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 26 – Formação de pilhas cônicas e quarteamento



Fonte: O Autor, 2018.

Para os rejeitos em maiores quantidades, seguindo procedimentos similares aos mencionados acima, formou-se uma primeira pilha cônica. A partir desta, formou-se uma segunda pilha. A segunda pilha foi utilizada para formar uma pilha alongada, com movimentos de despejo de material nos dois sentidos de sua direção. Em seguida, a pilha alongada foi dividida em 22 incrementos.

Figura 27 – Formação de pilha cônica para homogeneização das amostras



Fonte: O Autor, 2018.

Figura 28 – Pilha alongada



Fonte: O Autor, 2018.

As alíquotas foram guardadas em sacos plásticos fechados dispostos em local coberto, arejado e livre de umidade. Ao serem separadas para utilização, as alíquotas foram deixadas em forno a 100 graus célsius por 24 horas.

### 3.2 CARACTERIZAÇÃO DOS MATERIAIS UTILIZADOS

Para realização do estudo experimental, utilizou-se como componentes do *paste fill* os rejeitos de processamento de cobre das minas Surubim, Sussuarana, Mina Subterrânea e Mina Vermelhos, cimento Portland CP-II F40 da Intercement e água de abastecimento urbano da COMPESA, com intuito de replicar e variar as características do enchimento produzido na MCSA.

Devido à necessidade de implementar o uso de materiais alternativos à composição comum do *Paste Fill* em busca de melhorias na resistência à compressão uniaxial, na consistência e redução de custos, foram empregados material estéril disponível na mina da MCSA codispuesto com *Paste Fill*, aditivos superplastificantes e cimento de escória de alto-forno.

As massas específicas dos materiais utilizados nos ensaios foram mensuradas no Laboratório de Tecnologia dos Aglomerantes (LabTag) do Departamento de Engenharia Civil da UFPE.

A caracterização mineralógica por difração por raios-x e caracterização granulométrica foram realizadas no Laboratório de Tratamento de Minérios (LTM) do Departamento de Engenharia de Minas da UFPE

A caracterização química dos materiais por fluorescência de raios-X foi realizada no Laboratório de Isótopos Estáveis do Núcleo de Estudos Geoquímicos (NEG-Labise) do Departamento de Geologia da UFPE.

Os estudos de caracterização propostos objetivaram entender propriedades físicas e químicas dos rejeitos utilizados na composição do *Paste Fill*.

A Difração por Raios X permitiu identificar os minerais presentes nos rejeitos e nas diferentes composições de pasta. A Fluorescência de Raios X quantificou os óxidos presentes, indicando a composição química do material analisado. As granulometrias sugerem quão bem distribuídos os materiais estão e permitiram comparações com faixas granulométricas de outros rejeitos e materiais já aplicados como *Paste Fill*.

As seções a seguir apresentam as características dos materiais empregados.

### 3.2.1 Rejeitos de Processamento de Minério de Cobre

Principal componente do enchimento de mina tipo *Paste Fill* utilizado na MCSA, o rejeito do processo de flotação é utilizado em forma de polpa. 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 disposição dos rejeitos em subsolo, diminuindo custos e o impacto ambiental causado.

As especificações dos rejeitos estão apresentadas nas tabelas a seguir:

REJEITO	MASSA ESPECÍFICA (kg/dm <sup>3</sup> )
Mina Subterrânea	2,920
Surubim	2,840
Sussuarana	3,085
Vermelhos	2,835

Fonte: O Autor, 2018.

Tabela 2 – Minerais identificados nos rejeitos disponibilizados pela MCSA

AMOSTRA	COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA
<b>Mina Subterrânea</b>	Quartzo;
	Biotita;
	Hornblenda;
	Labradorita;
	Grenalita;
	Talco.
<b>Surubim</b>	Quartzo;
	Biotita;
	Hornblenda;
	Labradorita;
	Grenalita.
<b>Sussuarana</b>	Quartzo
	Biotita;
	Hornblenda;
	Labradorita;
	Grenalita;
	Talco.
<b>Vermelhos</b>	Quartzo;
	Biotita;
	Hornblenda;
	Labradorita;
	Grenalita;
	Antigorita.

Fonte: O Autor, 2018.

Tabela 3 – Óxidos presentes nos rejeitos disponibilizado pela MCSA

<b>ÓXIDO</b>	<b>MSB</b>	<b>SURUBIM</b>	<b>SUSSUARANA</b>	<b>VERMELHOS</b>
<b>SiO<sub>2</sub></b>	50,70	50,76	46,81	51,31
<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	13,43	15,68	12,70	11,35
<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>t</b>	12,36	10,76	14,94	8,96
<b>MgO</b>	9,74	7,90	11,42	12,92
<b>CaO</b>	4,41	4,66	4,81	1,69
<b>K<sub>2</sub>O</b>	2,36	3,05	1,95	3,88
<b>Na<sub>2</sub>O</b>	1,75	1,92	1,90	1,34
<b>TiO<sub>2</sub></b>	0,94	1,22	1,00	0,53
<b>SO<sub>3</sub></b>	0,51	0,21	1,26	2,31
<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	0,46	0,33	0,41	0,13
<b>CuO</b>	0,30	0,13	0,19	0,57
<b>Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	0,26	0,13	0,26	0,67
<b>MnO</b>	0,18	0,11	0,31	0,09
<b>BaO</b>	0,06	0,09	0,08	0,05
<b>NiO</b>	0,06	0,03	0,07	0,22
<b>V<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	0,05	0,06	0,06	nd
<b>SrO</b>	0,04	0,03	0,03	0,01
<b>ZrO<sub>2</sub></b>	0,04	0,03	0,02	0,04
<b>ZnO</b>	0,02	0,02	0,02	0,03
<b>Rb<sub>2</sub>O</b>	0,01	0,01	0,01	0,02
<b>Co<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	0,01	0,01	0,01	0,01
<b>Y<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	Tr	Tr	Nd	0,01
<b>ThO<sub>2</sub></b>	Nd	Nd	Nd	0,01
<b>P.F</b>	2,31	2,87	1,73	3,85
<b>Total</b>	100,00	100,00	100,00	100,00

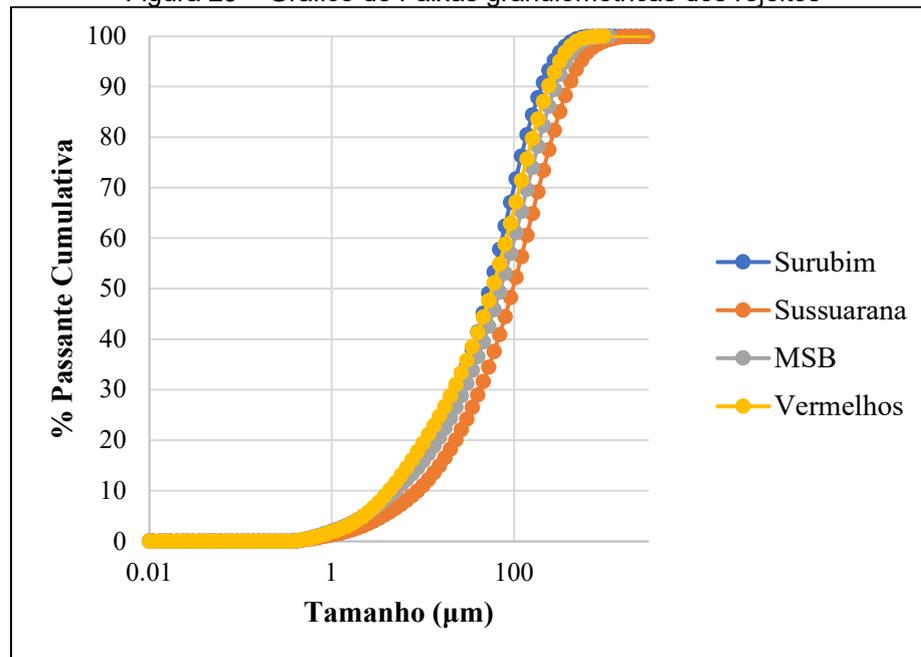
Fonte: O Autor, 2018.

Tabela 4 – Faixas granulométricas dos rejeitos

	<b>D10 (µm)</b>	<b>D30 (µm)</b>	<b>D60 (µm)</b>	<b>D90 (µm)</b>	<b>Cu</b>	<b>Cc</b>
<b>Surubim</b>	5,57	26,30	62,07	230,88	14,24	1,56
<b>Sussuarana</b>	10,02	45,70	111,29	452,22	13,76	1,50
<b>MSB</b>	5,67	30,20	81,42	323,54	18,45	1,51
<b>Vermelhos</b>	4,88	22,91	66,22	273,09	18,68	1,17

Fonte: O Autor, 2018.

Figura 29 – Gráfico de Faixas granulométricas dos rejeitos



Fonte: O Autor, 2018.

### 3.2.2 Material Estéril da MCSA

O material estéril é proveniente das operações de desenvolvimento da mina. Este foi fornecido pela MCSA em forma de brita com o objetivo de ser testado em caráter laboratorial a co-disposição com o *paste fill* no momento de entrega no realce. Os custos associados a este material na formulação de enchimento de mina co-disposto são referentes à cominuição (quando necessário), transporte e pessoal e equipamentos adicionais utilizados. O objetivo do uso de material estéril é reduzir o consumo de cimento para encher um realce com ganhos na resistência.

As tabelas a seguir apresentam as características do material estéril.

Tabela 5 – Minerais identificados no material estéril disponibilizado pela MCSA

AMOSTRA	COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA
<b>Estéril</b>	Quartzo;
	Biotita;
	Hornblenda;
	Calcita;
	Labradorita;
	Grenalita;
	Albita.

Fonte: O Autor, 2018.

Tabela 6 – Óxidos presentes estéril disponibilizado pela MCSA

<b>ÓXIDO</b>	<b>ESTÉRIL</b>
<b>SiO<sub>2</sub></b>	57,25
<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	15,40
<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3t</sub></b>	7,30
<b>K<sub>2</sub>O</b>	4,09
<b>CaO</b>	5,18
<b>MgO</b>	3,88
<b>Na<sub>2</sub>O</b>	2,73
<b>TiO<sub>2</sub></b>	1,00
<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	0,64
<b>SO<sub>3</sub></b>	0,49
<b>BaO</b>	0,15
<b>CuO</b>	0,12
<b>SrO</b>	0,06
<b>ZrO<sub>2</sub></b>	0,05
<b>Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	0,03
<b>NiO</b>	0,01
<b>Rb<sub>2</sub>O</b>	0,01
<b>ZnO</b>	0,01
<b>Co<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	Nd
<b>MnO</b>	Nd
<b>V<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	Nd
<b>ThO<sub>2</sub></b>	Nd
<b>Y<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	Tr
<b>P.F</b>	1,59
<b>Total</b>	100,00

Fonte: O Autor, 2018.

Tabela 7 – Faixas Granulométricas de Estéril

<b>MATERIAL</b>	<b>MASSA ESPECÍFICA (kg/dm<sup>3</sup>)</b>
Estéril	2,540

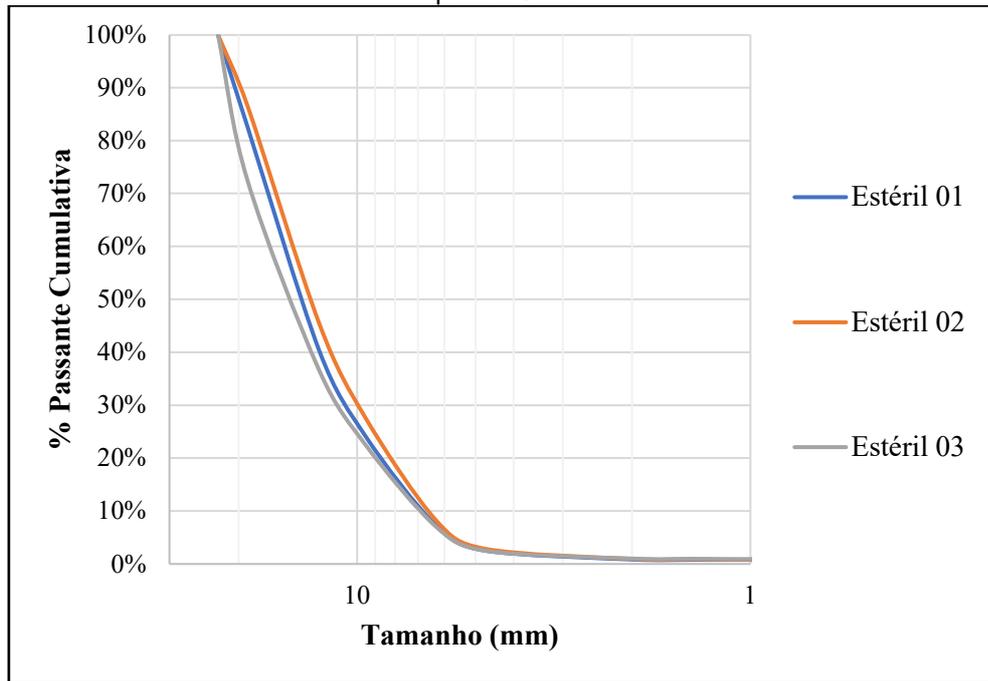
Fonte: O Autor, 2018.

Tabela 8 – Faixas Granulométricas de Estéril

	<b>D10 (mm)</b>	<b>D30 (mm)</b>	<b>D50 (mm)</b>	<b>D60 (mm)</b>	<b>D90 (mm)</b>	<b>Cu</b>	<b>Cc</b>
<b>Estéril</b>	7,30	11,50	15,20	16,50	21,30	2,26	1,10

Fonte: O Autor, 2019.

Figura 30 – Gráfico de distribuição granulométrica de três alíquotas de Material Estéril disponibilizado pela MCSA



Fonte: O Autor, 2019.

### 3.2.3 Cimento Portland Intercement CP II-F-40

O aglomerante utilizado na composição dos enchimentos foi o cimento CP II-F-40 INTERCEMENT fornecido pela MCSA. Segundo o fabricante, esse cimento apresenta secagem rápida e resistência inicial e final elevada, formando concretos e argamassas com menor trabalhabilidade, sem prejuízo nas demais propriedades.

### 3.2.4 Aditivo Superplastificante

O aditivo superplastificante utilizado foi o Hyperkem<sup>TM</sup> 42, fornecido pela NOVAKEM. Segundo a fabricante, ele é um aditivo redutor de água tipo SP II, isento de cloretos, sendo recomendado para a produção de concretos de alto desempenho, podendo promover o aumento do abatimento e a redução de mais de 40% do consumo de água em concretos com alto consumo de cimento, com ganhos de resistência à compressão, iniciais e finais sem efeito sobre o tempo de pega.

As características físico-químicas do Hyperkem<sup>TM</sup> 42 estão expostas na tabela a seguir:

Tabela 9 – Especificações técnicas do aditivo superplastificante Hyperkem™ 42

<b>PROPRIEDADE</b>	<b>ESPECIFICAÇÃO</b>
Coloração	Líquido laranja
Aspecto Visual	Solução homogênea
Teor de sólidos (%)	48,0
Massa específica (g/cm <sup>3</sup> )	1,12
pH	4,2

Fonte: NOVAKEM (2018).

### 3.2.5 Cimento de Escória de Alto-Forno

Objetivando a substituição parcial e total do cimento Portland, bem como visando oportunidades na elaboração do *paste fill*, utilizou-se cimento de escória de alto-forno. As características químicas e físicas do referido material encontram-se nas tabelas a seguir.

Tabela 10 – Caracterização Química da Escória de Alto-Forno

<b>ÓXIDOS</b>	<b>MÉDIA</b>
<b>CaO</b>	42,33
<b>SiO<sub>2</sub></b>	38,46
<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	10,50
<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	0,40
<b>MgO</b>	6,96
<b>K<sub>2</sub>O</b>	0,10
<b>Na<sub>2</sub>O</b>	0,10

Fonte: O Autor (2018).

Tabela 11 – Caracterização Física da Escória de Alto-Forno

<b>ENSAIOS</b>	<b>MÉDIA</b>
Massa Específica (kg/dm <sup>3</sup> )	2,89
Finura Blaine (m <sup>2</sup> /kg)	457,2
Índice de Finura - # 200 (%)	0,07
Resíduo na Peneira - # 325 (%)	1,33

Fonte: O Autor (2018).

### 3.2.6 Silicato de Sódio

Em composições de *paste fill* de cimento de escória de alto-forno, utilizou-se de silicato de sódio como elemento ativador da escória. O silicato de sódio foi fornecido pela Pernambuco Química S/A com um módulo de sílica (relação  $\text{SiO}_2/\text{Na}_2\text{O}$ , em massa) igual a 1,73. As especificações técnicas fornecidas pela empresa estão apresentadas a seguir.

Tabela 12 – Especificações Técnicas do Silicato de Sódio

DETERMINAÇÃO	RESULTADO
Estado Físico (25°C)	Líquido
$\text{Na}_2\text{O}$ (%)	16,50
$\text{SiO}_2$ (%)	28,50
Sólidos Totais (%)	45,00
Relação $\text{Si}_2\text{O} / \text{Na}_2\text{O}$	1,73

Fonte: Pernambuco Química S/A (2018).

### 3.2.7 Água

A água utilizada na produção do *paste fill* e de suas variações foi de abastecimento local do município de Recife/PE, realizado pela Companhia Pernambucana de Saneamento (COMPESA).

## 3.3 DIMENSIONAMENTO DE COMPONENTES DO PASTE FILL

O dimensionamento dos materiais a serem utilizados a cada traço é feito para evitar desperdício de material e garantir quantidade de corpos-de-prova suficiente para análises de desempenho. Depende das variáveis porcentagem de sólidos, densidade do rejeito utilizado, porcentagem de cimento em relação à massa de rejeito, da quantidade e do tamanho dos corpos-de-prova a serem moldados, e é limitado pela capacidade da cuba do equipamento de mistura dos componentes da pasta e pela quantidade de rejeitos disponíveis para os ensaios laboratoriais.

Primeiramente, estabelece-se uma quantidade de massa de pasta a ser produzida condizente com a capacidade de cuba. A cuba utilizada neste trabalho possui capacidade de 8,0 litros, suficiente para aproximadamente 20 kg de *Paste Fill* (densidade real  $\sim 3,0 \text{ kg/dm}^3$ ). Para calcular as massas dos componentes de uma massa 20 kg de pasta, com 78% de sólidos e 5% de cimento, temos os cálculos a seguir:

Polpa (p) = Rejeito (r) + Água (a)

Pasta (P) = Rejeito (r) + Água (a) + Cimento (c)

Ou

$$p = r + a$$

e

$$P = r + a + c$$

Em que:

$$r = 78\%.p$$

$$a = 22\%.p$$

$$c = 5\%.r = 5\%.78\%.p$$

$$P = 20 \text{ kg}$$

Então,

$$P = r + a + c$$

$$20 \text{ kg} = 78\%.p + 22\%.p + 5\%.78\%.p$$

$$20 \text{ kg} = p + 0,039.p$$

$$p = 20 \text{ kg} / 1,039$$

$$p = 19,25 \text{ Kg}$$

Ou, de maneira geral:

$$p = P / (1 + c)$$

A partir da massa total de polpa determinada pelos cálculos acima, tem-se a massa de rejeito e água a serem utilizados, como demonstra a tabela a seguir.

Tabela 13 – Dimensionamento de materiais para produção de Paste Fill (continua)	
<b>TRAÇO MSB - 78% - 5%</b>	
% de Sólidos	78,00
% de Cimento	5,00
Massa do Traço (kg)	20,00
Densidade do Rejeito	2,92

Densidade do Cimento	3,11
<b>RESULTADOS</b>	
Massa de Polpa (kg)	19,25
Massa de Rejeito (kg)	15,01
Massa de Água (kg)	4,23
Massa de Cimento (kg)	0,75
MASSA TOTAL (kg)	20,00
Densidade da Polpa	2,52
Volume da Polpa (L)	7,93
Volume Moldável (L) (75%)	5,95
2 unidades de CP's 5x10 – 28 dias	0,39
2 unidades de CP's 5x10 – 56 dias	0,39
3 unidades de CP's 10x20 – 56 dias	4,71
Volume Moldado (L)	5,50
Moldável – Moldado (L)	0,45

Fonte: O Autor, 2017.

### 3.4 PROCEDIMENTOS DE ENSAIO

Os tópicos a seguir listam os procedimentos de preparo dos enchimentos e dos ensaios realizados.

#### 3.4.1 Preparo do Paste Fill

O *Paste Fill* foi preparado com porcentagem de sólido entre 74 e 78% e conteúdo de cimento em 1 a 5% de massa de rejeito de quatro minas diferentes. A mistura é feita em equipamento misturador de argamassa mecânico em velocidade baixa, adicionando-se primeiramente 90% da quantidade de água e em seguida o rejeito. A polpa é misturada por 5 minutos e o restante de água é adicionado gradativamente durante a mistura. Passados os 5 minutos, o cimento é adicionado. Mistura-se o enchimento *Paste Fill* por mais 5 minutos em velocidade baixa.

Figura 31 – Misturador de Argamassa com cuba para 20 litros



Fonte: O Autor, 2019.

A tabela a seguir expressa as composições de enchimento de mina tipo *Paste Fill* elaboradas.

Tabela 14 – Traços de Paste Fill elaborados

PASTE FILL		TRAÇO UNITÁRIO			RELAÇÕES EM MASSA		CONSISTÊNCIA
Traço	Mina	Cimento	Rejeito	Água	%Sólidos	%Cimento	Slump (")
T02	MSB	1	20,00	6,68	74,97	5,00	9,60
T03	MSB	1	100,00	29,12	77,45	1,00	6,30
T04	MSB	1	20,00	6,29	76,06	5,00	7,50
T05	MSB	1	20,00	6,44	75,66	5,00	9,30
T06	MSB	1	100,00	29,78	77,05	1,00	6,30
T10	MSB	1	33,33	11,01	75,16	3,00	7,90
T18	MCA1	1	21,74	7,59	74,12	4,60	7,50
T21	MCA2	1	21,74	7,57	74,18	4,60	-
T25	MSB	1	21,74	6,86	76,00	4,60	7,30
T30	VERM	1	25,00	6,25	75,13	4,60	6,70
T35	MCA12	1	21,74	7,56	74,20	4,60	8,70

Fonte: O Autor, 2018.

Legenda:

- Mina: MSB = Mina Subterrânea; MCA1 = Surubim; MCA2 = Sussuarana; VERM = Vermelhos;
- % de sólidos em massa da polpa;
- % de cimento em relação a massa de rejeito;
- % de aditivo em relação a massa de cimento;
- % de escória em relação a massa de rejeito.

### 3.4.2 Preparo de enchimento codisposto

No preparo de enchimento de mina codisposto, segue-se os mesmos procedimentos de preparação de *Paste Fill*, porém com seus componentes em quantidade 50% inferior. Após preparado, verifica-se sua consistência pela mesa de índice de consistência (*Flow table*) e devolve-se o enchimento para a cuba. Em seguida, adiciona-se material estéril em massa igual à presente na cuba gradativamente por 30 segundos enquanto o misturador trabalha em velocidade baixa. A mistura entre pasta e material estéril também dura 5 minutos.

Os traços de co-disposição de estéril e *Paste Fill* são expressos na tabela abaixo.

Tabela 15 – Traços de Co-disposição de material estéril e Paste Fill

CO-DISPOSIÇÃO		TRAÇO UNITÁRIO				RELAÇÕES EM MASSA		
Traço	Mina	Cimento	Rejeito	Estéril	Água	%Sólidos	%Cimento	Flow Table(cm)*
T07	MSB	1	20,00	27,28	6,28	76,10	5,00	-
T19	MCA1	1	21,74	29,60	7,59	74,18	4,60	29,25
T22	MCA2	1	21,74	30,31	7,57	74,18	4,60	38,00
T26	MSB	1	21,74	29,60	6,86	76,00	4,60	30,25
T29	VERM	1	25,00	38,98	6,25	75,07	4,60	30,50

Fonte: O Autor, 2018.

\**Paste Fill* antes de adição de material estéril.

### 3.4.3 Preparo de Paste Fill com Aditivo

O preparo de *Paste Fill* com aditivo segue os mesmos procedimentos de preparação de *paste fill* comum, sendo o aditivo adicionado logo após ao cimento. A tabela abaixo mostra os traços elaborados de *paste fill* com aditivo superplastificante.

Tabela 16 – Traços de Paste Fill com aditivo superplastificante

Traço	ADITIVO		TRAÇO UNITÁRIO					RELAÇÕES EM MASSA		CONSISTÊNCIA	
	Mina	Cim.	Rej.	Água	%Sól.	%Cim.	%Ad.	Slump (")	Flow Table (cm)		
T15	MSB	1	27,03	5,14	84,01	3,70	14,00	-			
T16	MSB	1	28,99	8,60	77,12	3,45	1,03	7,30			
T20	MCA1	1	21,74	7,57	74,16	4,60	2,00	8,10	31,00		
T23	MCA2	1	21,74	5,45	79,95	4,60	2,00	8,10	32,50		
T28	MSB	1	21,74	6,86	76,00	4,60	2,00	-	34,25		

Fonte: O Autor, 2018.

#### 3.4.4 Preparo de *Paste Fill* com Cimento de Escória de Alto-Forno

O uso de cimento de escória de alto-forno objetivou a substituição parcial e total do cimento portland como alternativa de algerante na composição do enchimento. O preparo do enchimento seguiu os mesmos procedimentos de preparação do *Paste Fill*, misturando-se os cimentos *portland* e de escória quando da substituição parcial, e utilizando somente cimento de escória quando da substituição total. Foram elaborados ainda enchimentos com cimento de escória ativada por silicato de sódio. Este foi adicionado por último no misturador em situação semelhante ao uso de aditivos.

A tabela abaixo expressa a composição do *Paste Fill* com substituição parcial e total do cimento *Portland* por cimento de Escória de Alto-Forno.

Tabela 17 – Traços de Paste Fill com cimento de Escória

Traço	Mina	Cim.	Esc.	Rej.	Água	%Sól.	%Cim.	%Esc.	Slump (")
T24	MCA2	-	1	3,33	1,18	73,84	-	30,00	-
T27	MSB	-	1	3,33	1,15	76,00	-	30,00	6,10
T31	MSB	0,60	0,40	21,59	6,82	76,00	2,76	1,84	7,70
T33	MSB	0,53	0,47	25,51	7,35	77,80	2,45	2,15	7,50
T34	MCA2	-	1	23,98	6,84	77,80		4,17	8,30

Fonte: O Autor, 2018.

### 3.4.5 Consistência dos Enchimentos Produzidos

A consistência dos enchimentos produzidos foi medida pelo abatimento do tronco de cone, conforme procedimento estabelecido pela ABNT NBR NM 67:1998. O procedimento consiste em preencher um tronco de cone oco em três camadas de enchimento de igual altura. Aplica-se 25 golpes com uma haste após colocada cada camada. Em seguida, retira-se o molde e mede-se o abatimento do enchimento determinado pela diferença entre a altura do molde e a altura do enchimento assentado, conforme a figura a seguir.

Figura 32 – Abatimento de Enchimento Paste Fill



Fonte: O Autor, 2018.

Para efeito de comparação e economia de material, também foi utilizada mesa para índice de consistência (*flow table*), seguindo os procedimentos estabelecidos na ABNT NBR 7215:2019. O procedimento consiste em dispor o enchimento em forma de tronco de cone oco em três camadas de igual altura e golpeá-las 15, 10 e 5 vezes uniformemente a cada camada, sobre mesa horizontal lisa e plana de metal. Terminado o preenchimento, retira-se a forma e move-se a manivela do aparato fazendo com que a mesa caia 30 vezes em aproximadamente 30 segundos. O índice de consistência é medido pela média de duas medidas de diâmetros ortogonais.

Figura 33 – Mesa para Índice de Consistência (Flow table)



Fonte: O Autor, 2018.

#### 3.4.6 Moldagem dos Corpos-de-Prova

Os moldes são previamente verificados quanto a condições de fechamento e cobertos em seu interior por desmoldantes. Estes são dispostos em superfície plana para receberem o enchimento imediatamente após sua produção. O preenchimento dos moldes foi realizado em duas camadas golpeadas 12 vezes uniformemente com soquete. Preenchidas as camadas, faz-se o rasamento com auxílio de espátula e identifica-se cada corpo-de-prova.

#### 3.4.7 Cura dos Corpos-de-Prova

Após preenchidos, os moldes são levados cuidadosamente para câmara úmida na temperatura de 23°C e umidade a 95%, na qual permanecem por 24h. Em seguida, os corpos-de-prova são destampados e colocados submersos em água até o dia de cura determinado. A cura submersa tem como objetivo simular a presença de água sob o *Paste Fill*, proveniente de *flushes* nos realces. Terminado o período de cura, os corpos-de-prova são cuidadosamente removidos de seus moldes e levados ao teste de resistência à compressão uniaxial.

Figura 34 – Corpos-de-Prova submersos em água



Fonte: O Autor, 2018.

Figura 35 – Corpos-de-prova desmoldados



Fonte: O Autor, 2018.

### 3.4.8 Teste de Resistência à Compressão Uniaxial

Para obter as resistências à compressão uniaxial dos enchimentos formulados, seguiu-se a norma ABNT NBR 5739:2018. O equipamento utilizado para os traços de resistência esperada entre 0,10 e 1,00 MPa foi o TESTOP RONALD TOP USBS 004. O equipamento consiste de estrutura metálica com base fixa e aparato para anel de carga. Na base fixa, há um disco metálico móvel que é elevado de modo a exercer força contra a corpo de prova e a célula de carga, com velocidade regulada por motor elétrico.

Na execução do ensaio, os corpos-de-prova são posicionados no centro da base fixa do equipamento alinhados com a célula de carga de 500 KN. A compressão se dá com deslocamento da base a 0,64 mm/min. Iniciado o ensaio, os valores de carga e deslocamento são apresentados em leitores analógicos para gerar uma curva de tensão x deformação.

Figura 36 – Equipamento TESTOP RONALD TOP USBS 004 utilizado para teste de compressão uniaxial



Fonte: O Autor, 2018.

Para os enchimentos elaborados com composições especiais, como 14% de aditivo e 30% de escória, em que a resistência à compressão superaria os 1,00 MPa, utilizou-se de máquina universal para ensaios mecânicos, da marca INSTRON, modelo 5598, eletromecânica, microprocessada e com célula de carga com capacidade de 3000 KN (ou 300000 kgf). Os corpos de prova foram rompidos à compressão nas idades preestabelecidas. A aplicação de carga nos corpos de prova foi realizada de forma contínua, com velocidade de carregamento de 0,6 MPa/s.

Figura 37 – Equipamento INSTRON modelo 5598 utilizado para teste de compressão uniaxial



Fonte: O Autor, 2018.

## 4 RESULTADOS E DISCUSSÃO DO PROGRAMA EXPERIMENTAL

Esta seção apresenta os resultados dos testes de propostos no programa experimental. Os parâmetros influenciadores das resistências obtidas também são discutidos nesta seção.

### 4.1 CARACTERIZAÇÃO DOS MATERIAIS UTILIZADOS

Os tópicos a seguir abordam os ensaios de caracterização tecnológica dos materiais empregados neste trabalho.

#### 4.1.1 Difração por Raios-X e Fluorescência de Raios-X

A mineralogia dos rejeitos disponibilizados pela MCSA é semelhante, fato que se deve pelas minas estarem no mesmo ambiente geológico. Os gráficos com os picos característicos analisados neste ensaio encontram-se em anexo.

Os materiais apresentaram composição química bastante semelhante, tendo como principal componente a Sílica. As maiores diferenças entre os materiais estão na menor porcentagem de MgO do material estéril com relação aos demais, e na maior quantidade de SO<sub>3</sub> nos rejeitos de Sussuarana e Vermelhos.

Todos os materiais apresentam uma concentração de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> acima de 10%, o que sugere uma resistência menor nos períodos iniciais de cura. Apesar dos teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> serem elevados em todos os rejeitos, indicando uma melhor resistência, este fator não compensa a perda de resistência inicial, como relatado em relatórios da Golder.

Wu (2018) sugere que rejeitos com concentração de enxofre de 6% causem deterioração na resistência do *paste fill* passados 28 dias de cura. As composições de pastas ensaiadas tiveram uma redução na resistência à compressão dos 28 aos 56 dias. No entanto, dentre os rejeitos da MCSA, o que mais apresenta enxofre é o da mina Vermelhos com 2,31% de SO<sub>3</sub>, portanto, é possível que tal efeito se deva a outros fatores que serão discutidos posteriormente.

#### 4.1.2 Granulometria

O tamanho das partículas e sua distribuição granulométrica são parâmetros importantes nas propriedades mecânicas e comportamento do enchimento de mina. O objetivo primário de otimizar a distribuição das partículas é alcançar uma boa

classificação de modo a atingir uma porosidade ótima e, por consequência, reduzir o consumo de aglomerantes e custos associados.

As análises granulométricas realizadas neste trabalho tiveram como objetivo conhecer as faixas de tamanho em que os rejeitos e estéril estão distribuídos, e compará-los a materiais utilizados como enchimento em minas australianas, como publicado no artigo de Sivakugan em 2006.

Os parâmetros coeficiente de uniformidade  $C_u$  (1), e coeficiente de curvatura  $C_c$  (2), assim como o  $D_{10}$ , ou são indicativos utilizados para caracterizar e quantificar a distribuição dos tamanhos de partículas de materiais de enchimento.

$$C_u = \frac{D_{60}}{D_{10}} \quad (1)$$

$$C_c = \frac{(D_{30})^2}{(D_{10})(D_{60})} \quad (2)$$

As tabelas a seguir apresentam porcentagens passantes, o coeficiente de uniformidade ( $C_u$ ) e coeficiente de curvatura ( $C_c$ ) dos rejeitos e de material estéril.

Tabela 18 – Faixas granulométricas dos rejeitos

	<b>D<sub>10</sub> (µm)</b>	<b>D<sub>30</sub> (µm)</b>	<b>D<sub>60</sub> (µm)</b>	<b>D<sub>90</sub> (µm)</b>	<b>C<sub>u</sub></b>	<b>C<sub>c</sub></b>
<b>Surubim</b>	5,57	26,30	62,07	230,88	14,24	1,56
<b>Sussuarana</b>	10,02	45,70	111,29	452,22	13,76	1,50
<b>Mina Subterrânea</b>	5,67	30,20	81,42	323,54	18,45	1,51
<b>Vermelhos</b>	4,88	22,91	66,22	273,09	18,68	1,17

Fonte: O Autor, 2018.

Tabela 19 – Faixas granulométricas do material estéril

	<b>D<sub>10</sub> (mm)</b>	<b>D<sub>30</sub> (mm)</b>	<b>D<sub>50</sub> (mm)</b>	<b>D<sub>60</sub> (mm)</b>	<b>D<sub>90</sub> (mm)</b>	<b>C<sub>u</sub></b>	<b>C<sub>c</sub></b>
<b>Estéril</b>	7,30	11,50	15,20	16,50	21,30	2,26	1,10

Fonte: O Autor, 2018.

Sivakugan (2006) estipula que o diâmetro efetivo de partículas, ou o  $D_{10}$ , típico de *Paste Fill* é valor próximo a 5 micrômetros, valores observados para os rejeitos de

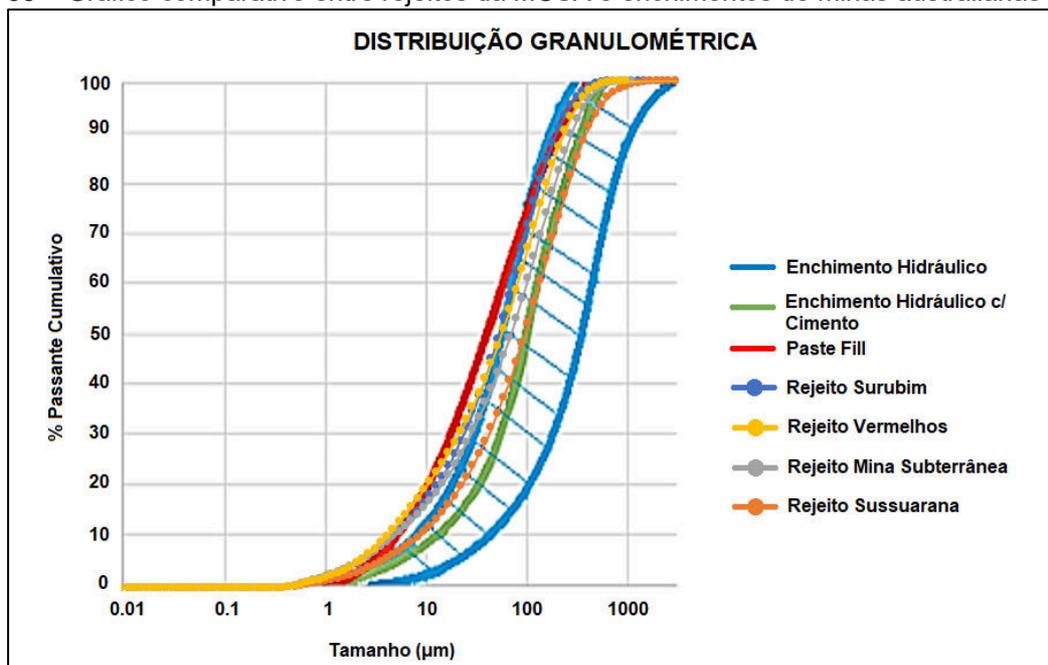
Surubim, Mina Subterrânea e Vermelhos. Os rejeitos de Sussuarana apresentam-se mais grosseiros que o demais.

Um coeficiente de uniformidade acima de 6 e o coeficiente de curvatura entre 1 e 3 indicam um material bem selecionado (ANNOR, 1999), que resulta em um número de poros reduzido e conseqüente menor consumo de aglomerantes para se obter maiores resistências.

Todos os rejeitos apresentam-se bem selecionados. Por outro lado, o material estéril disponibilizado apresenta  $C_u = 2,26$ , o que indicaria um material mal selecionado e poros em excesso. Porém, o material estéril aqui analisado tem como finalidade ser co-disposto com *Paste Fill*, formando um material resultante de matriz bem selecionada.

O gráfico a seguir é composto pelas faixas de distribuição granulométrica de rejeitos da MCSA e médias de enchimentos de minas australianas. As faixas sólidas representam médias de materiais utilizados nas composições de enchimentos; a rachura entre linhas azuis representa o intervalo de materiais de enchimento hidráulico; a linha verde a média de tamanhos de materiais para enchimento hidráulico cimentado; e a linha vermelha a média de tamanho de partículas utilizadas em *Paste Fill*.

Figura 38 – Gráfico comparativo entre rejeitos da MCSA e enchimentos de minas australianas



Fonte: Adaptado de Sivakugan, 2006.

Comparativamente, os rejeitos da MCSA são ligeiramente mais grosseiros que os materiais de enchimento tipo *Paste Fill* e mais finos que os de enchimento hidráulico cimentado. Encontram-se na porção fina dos enchimentos hidráulicos, com os rejeitos de surubim e vermelhos apresentando-se mais finos em algumas faixas.

Ainda no sentido de verificar a adequabilidade dos materiais componentes do enchimento, utilizou-se de curvas de Talbot para comparação com a distribuição granulométrica do material estéril. Tais curvas representam distribuições ideais de granulometria para maximizar a densidade do agregado com objetivo de obter melhor resistência em concretos (CARTWRIGHT, 2011). A curva é definida pela seguinte fórmula:

$$P = 100 \times \left(\frac{d}{D}\right)^n$$

Em que:

P = % passante em massa;

d = tamanho da peneira;

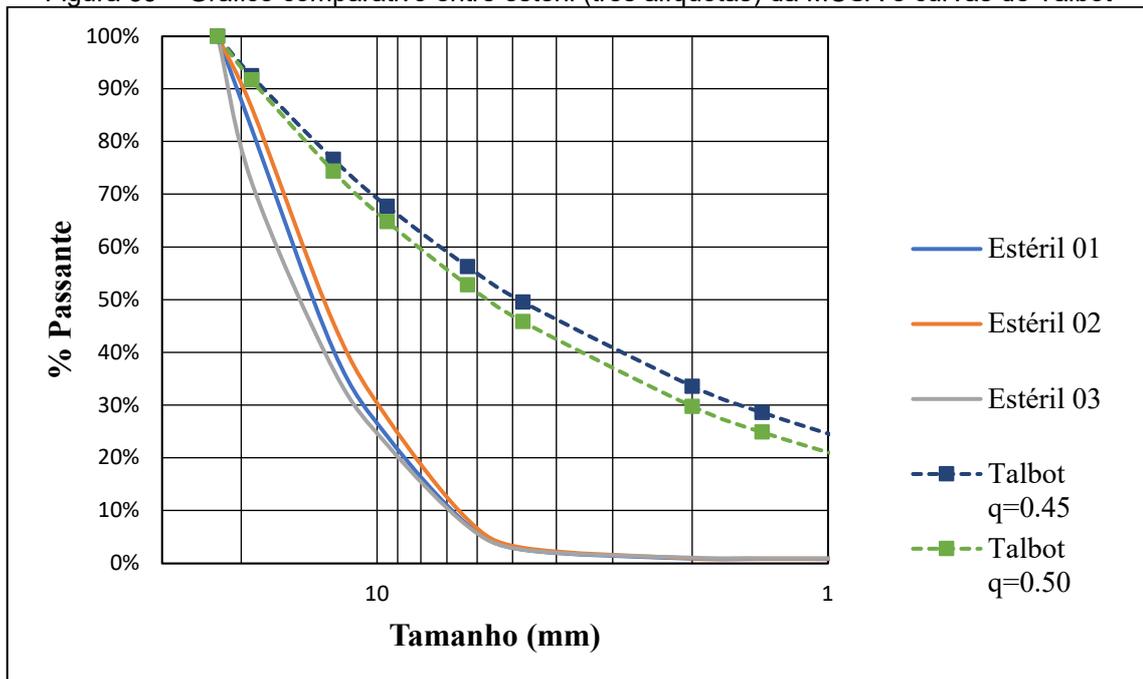
D = maior peneira

n = fator de classificação

A escolha do fator “n” em valor 0,35 produzirá uma curva de densidade máxima para material arenoso, enquanto que o valor 0,55, um material grosseiro (PANCHALAN AND RAMAKRISHNAN, 2007). Lee (2017) considera um envelope entre as curvas de Talbot 0,45 e 0,50 como distribuição ideal para a co-disposição de *Paste Fill* e material estéril, faixas utilizadas nesta análise.

O gráfico a seguir apresenta a distribuição granulométrica de três amostras do material estéril e curvas de talbot com fator “n” 0,45 e 0,50.

Figura 39 – Gráfico comparativo entre estéril (três alíquotas) da MCSA e curvas de Talbot



Fonte: O Autor, 2018.

Após peneiradas três amostras homogêneas de material estéril, constatou-se que sua distribuição está além da curva de Talbot de fator de classificação 0,50. Tal condição é aderente ao observado quanto o coeficiente de uniformidade, ou seja, o material estéril apresenta-se mal selecionado fora de sua densidade máxima. A tendência conforme o objetivo do uso de estéril é que, quando disposto junto ao enchimento tipo *Paste Fill*, o material resultante tenha sua curva de distribuição aproximada a de densidade máxima, satisfazendo assim as condições de porosidade.

As condições acima citadas refletem nos resultados de laboratório. Na prática, pode-se utilizar de material estéril em dimensões decimétricas e estes formarão enchimentos resistentes, desde os vazios entre o material estéril seja preenchido por *Paste Fill* (LEE et al. 2017).

Em suma, os rejeitos e estéril enviados pela MCSA para elaboração deste trabalho se apresentam em faixas granulométricas adequadas para produção dos enchimentos sugeridos.

#### 4.2 RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL DE ENCHIMENTO TIPO PASTE FILL

Os enchimentos de mina tipo *Paste Fill* produzidos neste trabalho objetivaram replicar o enchimento produzido na MCSA e entender os efeitos da variação de seus parâmetros. Os traços serviram de referência para comparações com as variações de enchimento elaboradas.

A seguir são apresentados os resultados dos ensaios de compressão uniaxial de enchimento tipo *Paste Fill*.

Tabela 20 – Resultados dos testes de resistência à compressão uniaxial de enchimento de mina tipo *Paste Fill*

<b>PASTE FILL</b>		<b>C.P. 5x10 cm</b>		<b>C.P. 10x20 cm</b>	
<b>Traço</b>	<b>Mina</b>	<b>UCS 28</b>	<b>UCS 56</b>	<b>UCS 28</b>	<b>UCS 56</b>
<b>T02</b>	MSB	0,35	0,32	0,27	-
<b>T03</b>	MSB	0,19	0,09	0,10	0,07
<b>T04</b>	MSB	0,36	0,31	0,46	0,20
<b>T05</b>	MSB	0,31	0,36	0,30	0,24
<b>T06</b>	MSB	0,12	-	0,09	-
<b>T10</b>	MSB	0,21	0,17	0,18	0,14
<b>T18</b>	MCA1	0,23	0,2	0,18	0,15
<b>T21</b>	MCA2	0,31	-	0,27	0,25
<b>T25</b>	MSB	-	0,41	0,27	0,32
<b>T30</b>	VERM	0,27	0,23	0,20	0,20
<b>T35</b>	MCA12	0,18	0,16	0,21	0,17

Fonte: O Autor, 2019.

#### 4.3 RESISTÊNCIA A COMPRESSÃO UNIAXIAL DE CO-DISPOSIÇÃO DE PASTE FILL E MATERIAL ESTÉRIL

A elaboração de enchimento do tipo co-disposto teve como objetivo comparar a resistência de uma pasta comum com uma pasta combinada com estéril em razão 1:1. Ou seja, um realce seria preenchido, em massa, por metade de pasta e metade de estéril de maneira co-disposta para garantir um enchimento uniforme. Essa proposta tem implicações operacionais que serão discutidas nas seções a seguir.

Abaixo os resultados da compressão uniaxial da co-disposição de *Paste Fill* e material estéril em razão 1:1.

Tabela 21 – Resultados dos testes de resistência à compressão uniaxial de enchimento de mina tipo codisposto

<b>CO-DISPOSIÇÃO</b>		<b>C.P. 10x20 cm</b>	
<b>Traço</b>	<b>Mina</b>	<b>UCS 28</b>	<b>UCS 56</b>
<b>T07</b>	MSB	0,41	0,44
<b>T19</b>	MCA1	0,26	0,22
<b>T22</b>	MCA2	0,35	0,32
<b>T26</b>	MSB	0,38	0,35
<b>T29</b>	VERM	0,39	0,34

Fonte: O Autor, 2019.

#### 4.4 RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL DE PASTE FILL COM ADITIVO SUPERPLASTIFICANTE

O uso de aditivo superplastificante ao *Paste Fill* teve como objetivo promover o aumento da consistência do enchimento para situações em que são utilizadas porcentagens de sólidos mais elevadas. A tabela a seguir demonstra os resultados dos ensaios de compressão e os parâmetros das pastas aditivadas.

Tabela 22 – Resultados dos testes de resistência à compressão uniaxial de enchimento de mina tipo Paste Fill com aditivo superplastificante

<b>PASTE FILL / ADITIVO</b>		<b>C.P. 5x10 cm</b>		<b>C.P. 10x20 cm</b>	
<b>Traço</b>	<b>Mina</b>	<b>UCS 28</b>	<b>UCS 56</b>	<b>UCS 28</b>	<b>UCS 56</b>
<b>T15</b>	MSB	0,91	-	0,93	0,88
<b>T16</b>	MSB	0,33	0,24	0,30	0,24
<b>T20</b>	MCA1	0,27	0,19	0,22	0,13
<b>T23</b>	MCA2	0,36	-	0,36	0,17
<b>T28</b>	MSB	0,33	0,30	0,23	0,17

Fonte: O Autor, 2019.

#### 4.5 RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL DE *PASTE FILL* COM SUBSTITUIÇÃO PARCIAL E TOTAL DE CIMENTO PORTLAND POR CIMENTO DE ESCÓRIA DE ALTO FORNO

Ainda na busca de alternativas à composição comum do *Paste Fill*, utilizou-se de cimento de escória em substituição parcial e total do cimento comum. Os traços T24 e T27 foram elaborados com substituição total do cimento Portland por cimento de escória a 30% de massa de rejeitos. Em T31 e T33 fez-se substituição parcial do cimento por escória ativada com silicato de sódio; T34 foi elaborado com substituição total de cimento por cimento de escória não-ativado a 4,17%. As tabelas a seguir demonstram os resultados de compressão uniaxial para os enchimentos elaborados com cimento de escória.

Tabela 23 – Parâmetros e resistência à compressão uniaxial dos traços elaborados com cimento de escória (\* = Escória ativada; \*\* = Retração de 2,5 cm; \*\*\* Retração de 1,5 a 2,0 cm)

<b>PASTE FILL I</b>		<b>C.P. 5X10 cm</b>		<b>C.P. 10X20 cm</b>	
<b>ESCÓRIA</b>					
<b>Traço</b>	<b>Mina</b>	<b>MPa 28</b>	<b>MPa 56</b>	<b>MPa 28</b>	<b>MPa 56</b>
<b>T24</b>	MCA2	6,31**	-	10,75***	-
<b>T27</b>	MSB	3,56**	-	13,90***	-
<b>T31*</b>	MSB	0,63	0,59	0,50	0,55
<b>T33*</b>	MSB	0,41***	1,19	0,81***	1,57
<b>T34</b>	MCA2	-	1,25	0,82***	0,88***

Fonte: O Autor, 2019.

#### 4.6 CURA SUBMERSA

Dentre as opções diversas de cura dos corpos-de-prova produzidos neste trabalho, optou-se pela cura submersa por mais se aproximar da situação operacional da MCSA. Na referida situação, para evitar a obstrução das tubulações de transporte do *Paste Fill*, é adotado o procedimento de injetar água e ar em altas pressões (*flushes*) para limpeza de tubulação, com o ônus de despejar grandes quantidades de água em realces com enchimento em fase de cura.

Na cura submersa, os corpos-de-prova permaneceram nos seus moldes sem a tampa, estando a parte superior do enchimento em contato com a água durante todo o período. Tal situação fez com que os corpos-de-prova ensaiados se rompessem a

partir da parte exposta a água, visivelmente menos resistente que o resto do material, como demonstram as figuras a seguir.

Figura 40 – Parte superior do corpo-de-prova úmida durante compressão



Fonte: O Autor, 2018.

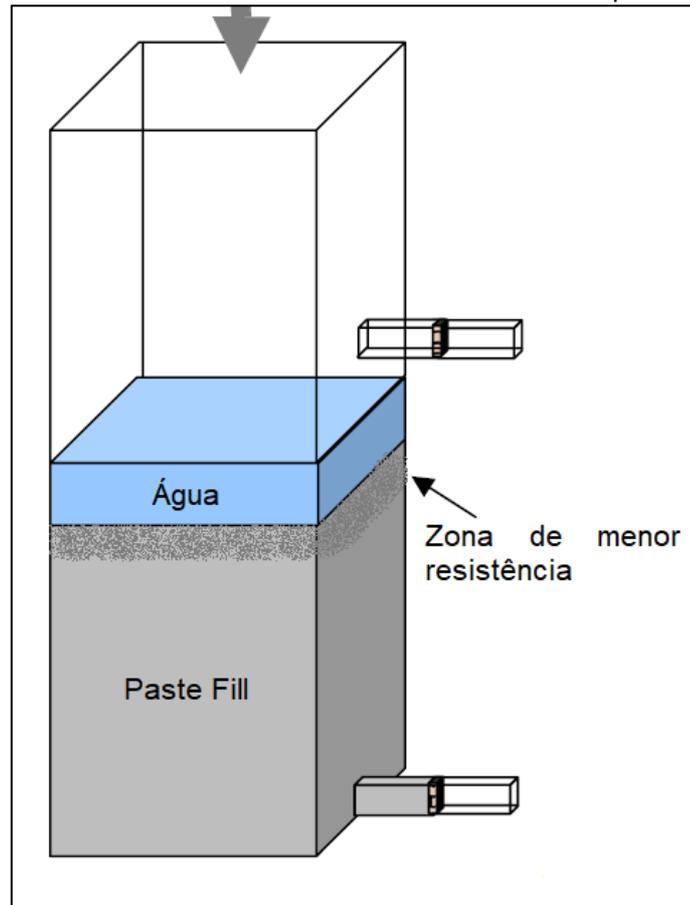
Figura 41 – Parte superior de corpo-de-prova 10x20 cm demonstra menor resistência na compressão uniaxial



Fonte: O Autor, 2018.

A partir do observado em laboratório, pôde-se inferir que a injeção de água de limpeza de tubulação nos realces, procedimento chamado de *flush*, cria uma zona de menor resistência devido a infiltração de água na porção superior do enchimento, alterando suas características iniciais. A figura a seguir representa um realce com *Paste Fill* e água.

Figura 42 – Realce com zona de menor resistência devido à presença de água



Fonte: Adaptado de Sivakugan, 2006.

Recomenda-se que nas bateladas anteriores aos *flushes* seja diminuída a relação água/cimento do enchimento para compensar o efeito deletério da presença de água. Pode-se ainda lançar material estéril no realce, se operacional.

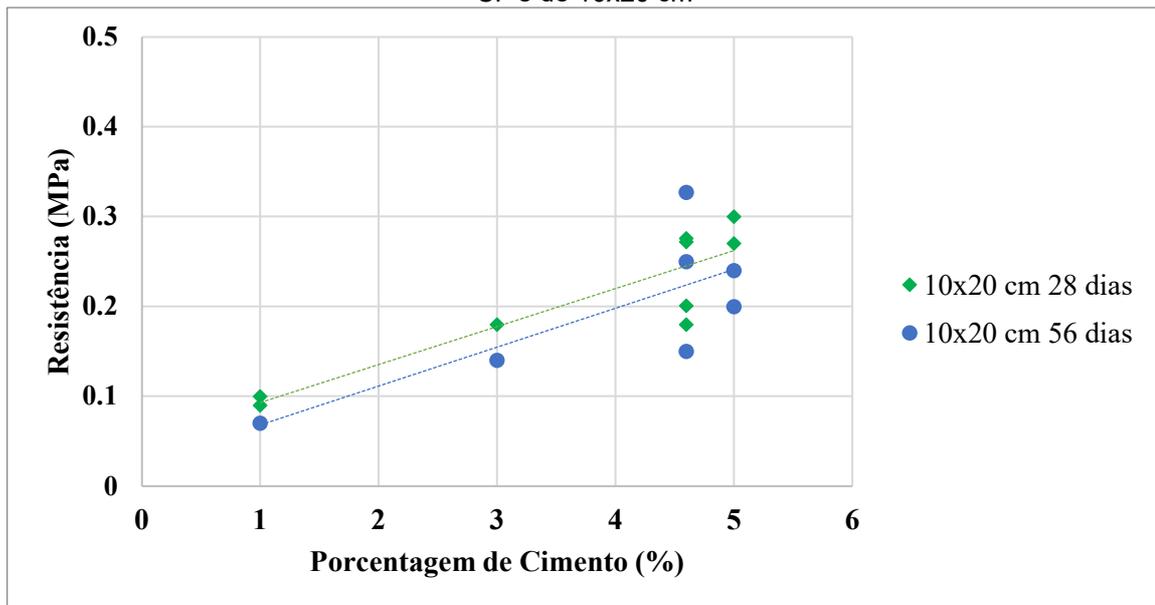
#### 4.7 TEMPO DE CURA: 28 DIAS X 56 DIAS

Os traços elaborados tiveram um decréscimo médio de 0,04 MPa nos corpos-de-prova 5x10 cm e 0,03 MPa nos de 10x20 cm do período de cura de 28 para 56 dias. A dispersão é maior nos corpos-de-prova maiores, com desvio padrão de 0,06 contra 0,04 para os 5x10 cm.

Em artigo publicado no evento *Paste 2018*, Wu sugere que rejeitos com concentração de enxofre de 6% causem deterioração na resistência do *Paste Fill* passados 28 dias de cura. As composições de pastas ensaiadas tiveram uma redução na resistência à compressão dos 28 aos 56 dias. No entanto, dentre os rejeitos da MCSA, o que mais apresenta enxofre é o da mina Vermelhos com 2,31% de  $\text{SO}_3$ , portanto. A principal hipótese aqui considerada para diminuição da resistência é a maior infiltração de água nos corpos-de-prova devido ao tipo de cura utilizado, alterando as características do enchimento produzido, mesmo que superficialmente como citado na seção anterior.

O gráfico a seguir ilustra a comparação das resistências de enchimentos tipo *Paste Fill* com cura em 28 e 56 dias.

Figura 43 – Gráfico Porcentagem de Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial de Paste Fill para CP's de 10x20 cm



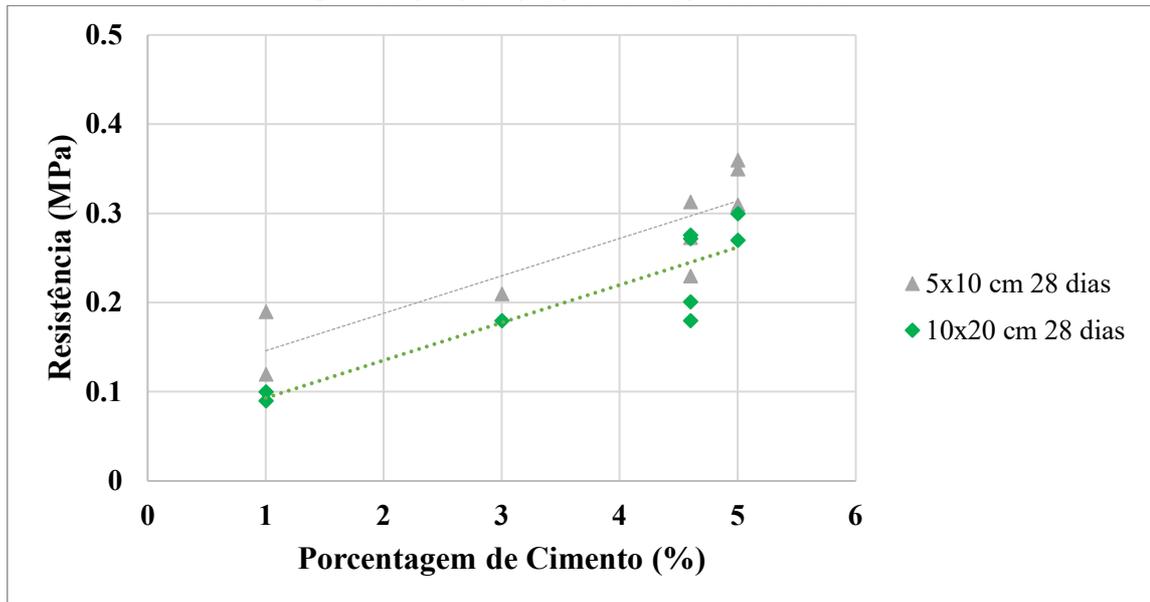
Fonte: O Autor, 2018.

#### 4.8 TAMANHO DOS CORPOS-DE-PROVA: 5X10 CM X 10X20 CM

As resistências entre os corpos-de-prova de 5x10 cm e 10x20 cm mostraram diferença média de 0,07 MPa a menos para os CP's tamanho 10x20 cm. Os resultados dos tamanhos maiores são mais confiáveis por apresentarem mais imperfeições, aproximando da realidade, e por serem mais utilizados na indústria e academia.

Os CP's 5x10 cm são recomendados para ensaios em que haja quantidade reduzida de material e que sejam utilizados para dar mais consistência a resultados de poucos CP's 10x20 cm feitas as devidas correções.

Figura 44 – Gráfico Porcentagem de Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial de Paste Fill para CP's de 5x10 e 10x20 cm em 28 dias de cura



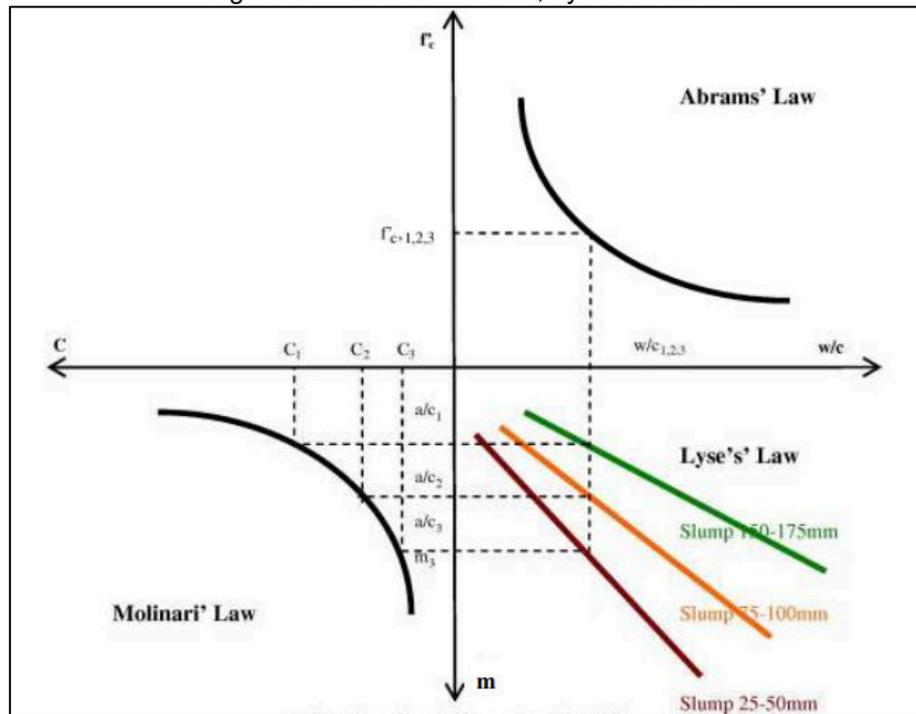
Fonte: O Autor, 2019.

#### 4.9 PARÂMETROS DO ENCHIMENTO DE MINA

A avaliação da variação dos parâmetros de controle da pasta produzida na MCSA torna-se mais clara quando observada a composição do traço unitário. Parâmetros como relação água-cimento, relação água-secos, e consumo de cimento permitem entender quais traços e quais variações na composição da pasta permitem melhorias na resistência à compressão uniaxial.

As leis de Abrams, Lyse e Molinari demonstram as possibilidades e limitações a partir da variação da composição de concreto aplicável ao *Paste Fill*, como demonstra o diagrama a seguir.

Figura 45 – Leis de Abrams, Lyse e Molinari



Fonte: Ferreira, 2018.

A partir do diagrama acima, podemos tirar algumas conclusões a respeito do comportamento do enchimento frente às variações em sua composição.

A curva de *abrams* apresenta a relação entre as resistências à compressão e as respectivas relações água/cimento. No quadrante de *Abrams*, quanto maior for a relação água/cimento ( $w/c$ ), menor será a resistência do enchimento ( $f_c$ ).

No quadrante de Lyse, para uma relação água/cimento fixa, o aumento de agregados na mistura diminui o *slump*.

E, por fim, mantendo-se a relação  $a/c$  constante e consequentemente a resistência do enchimento, ao aumentar o *slump*, diminuindo-se a quantidade de agregados (rejeitos) na composição, aumenta-se o consumo de cimento.

O controle de parâmetros utilizados na MCSA leva em consideração a porcentagem de sólidos na polpa, porcentagem de cimento em relação à massa de rejeito, o abatimento por *slump* e a resistência à compressão uniaxial.

Comparando-se a metodologia de traço unitário e a utilizada na MCSA, nesta última, um ajuste na porcentagem de sólidos da polpa para fins de aumentar o *slump*, aumenta a relação  $a/c$  e compromete a resistência da pasta, ainda que mantida a porcentagem de cimento em relação ao rejeito da polpa.

Para manter a resistência frente a esse ajuste, é necessário corrigir a porcentagem de cimento a partir da divisão da nova quantidade de água pela relação água/cimento do traço inicial. A tabela abaixo simula três correções de *slump* em um traço de *Paste Fill*.

Tabela 24 – Simulação de correção na porcentagem de cimento frente a ajuste de slump

	<b>TRAÇO</b>		<b>SLUMP 1</b>		<b>SLUMP 2</b>		<b>SLUMP 3</b>	
	<b>%</b>	<b>kg</b>	<b>%</b>	<b>kg</b>	<b>%</b>	<b>kg</b>	<b>%</b>	<b>Kg</b>
<b>Sólidos</b>	78,00%	78	76,00%	76	74,00%	74	72,00%	72
<b>Água</b>	22,00%	22	24,00%	24	26,00%	26	28,00%	28
<b>Cimento</b>	5,00%	3,9	5,00%	3,8	5,00%	3,7	5,00%	3,6
<b>a/c</b>	5,64	-	6,32	-	7,03	-	7,78	-
<b>Correção Cimento</b>	-	-	5,60%	4,25	6,23%	4,61	6,89%	4,96
<b>a/c final</b>	-	-	5,64	-	5,64	-	5,64	-

Fonte: O Autor, 2019.

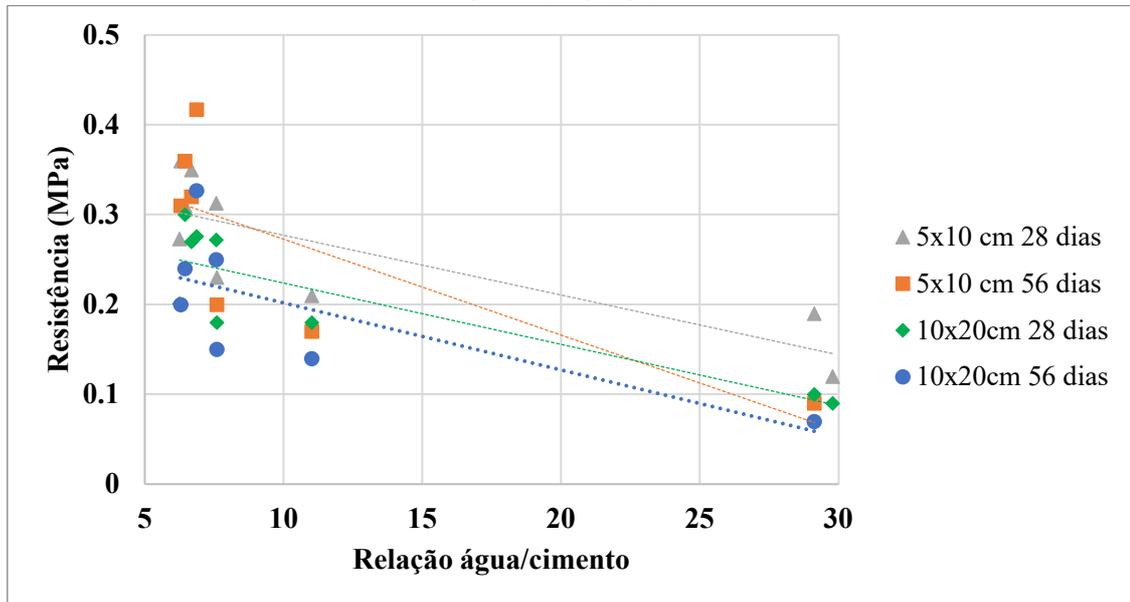
Na simulação pode-se observar que ao diminuir a porcentagem de sólidos e manter a porcentagem de cimento, há um aumento da relação água/cimento e consequente redução da resistência da pasta. A porção inferior da tabela mostra o percentual e massa de cimento ajustados para manter a relação a/c inicial.

As subseções a seguir discutem a influência das variações dos parâmetros dos enchimentos de mina produzidos.

#### 4.9.1 Relação água/cimento

A relação água/cimento é diretamente proporcional à resistência do enchimento produzido. Dentre os traços moldados de *Paste Fill*, observou-se que para atingir valores de resistência à compressão uniaxial maiores que 0,35 Mpa, a relação a/c deve ser menor que 7,0, como demonstrado no gráfico a seguir.

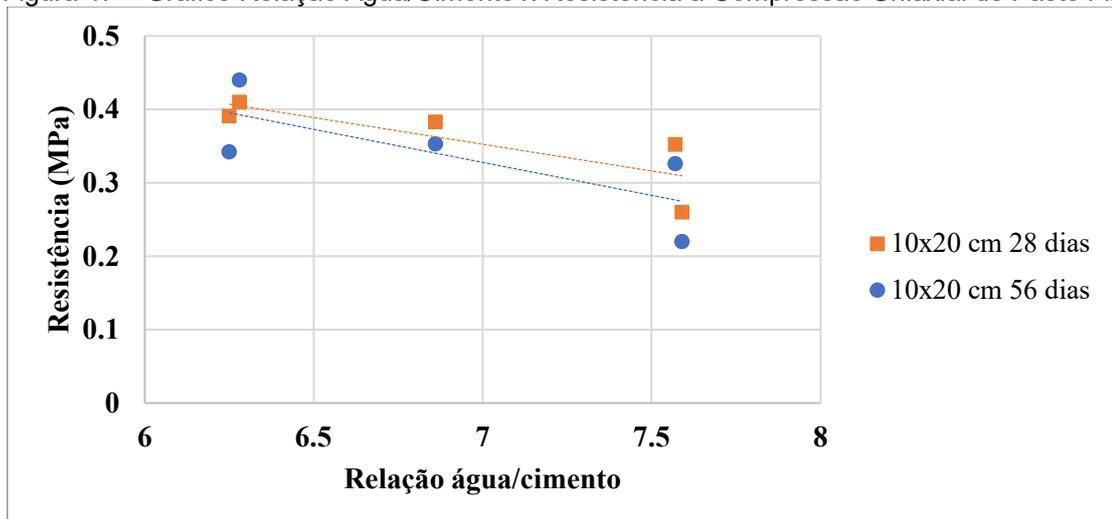
Figura 46 – Gráfico Porcentagem de Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial de Paste Fill para CP's de 10x20 cm



Fonte: O Autor, 2019.

Nas composições de enchimentos codispostas com material estéril e *Paste Fill*, pode-se obter resistências superiores a 0,35 MPa utilizando relações água/cimento próximas a 7,5, que representa economia no uso de cimento. O gráfico a seguir apresenta a relação a/c de enchimento codisposto e sua resistência.

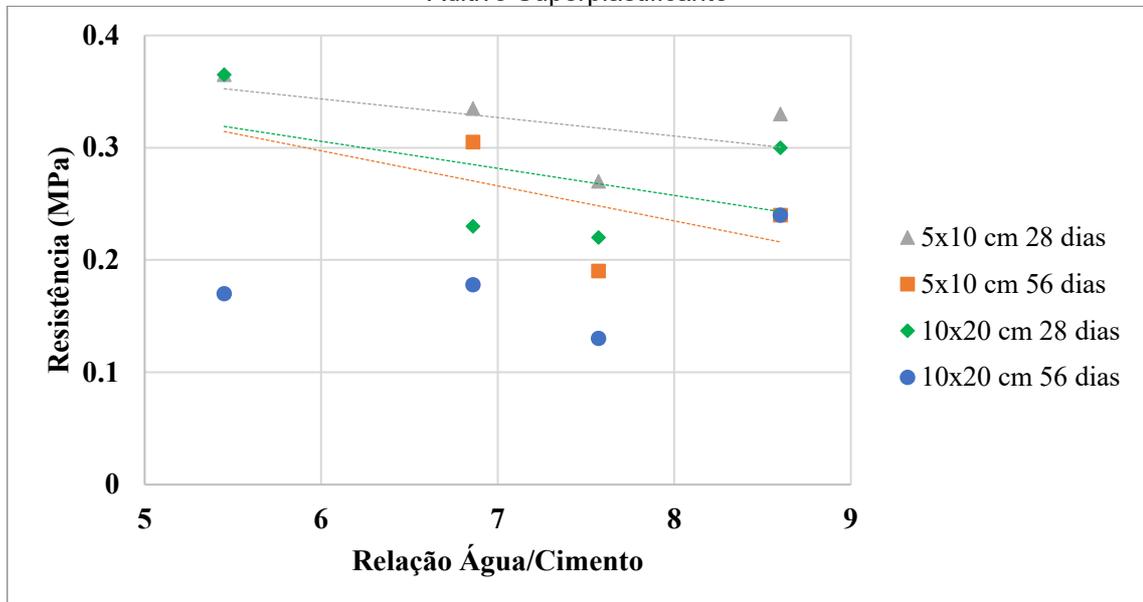
Figura 47 – Gráfico Relação Água/Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial de Paste Fill



Fonte: O Autor, 2019.

O uso de aditivo superplastificante permitiu ir além de 8,0 de relação a/c para atingir valores de resistência de 0,30 MPa na cura em 28 dias, como demonstrado no gráfico abaixo.

Figura 48 – Gráfico Relação Água/Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial de Paste Fill com Aditivo Superplastificante

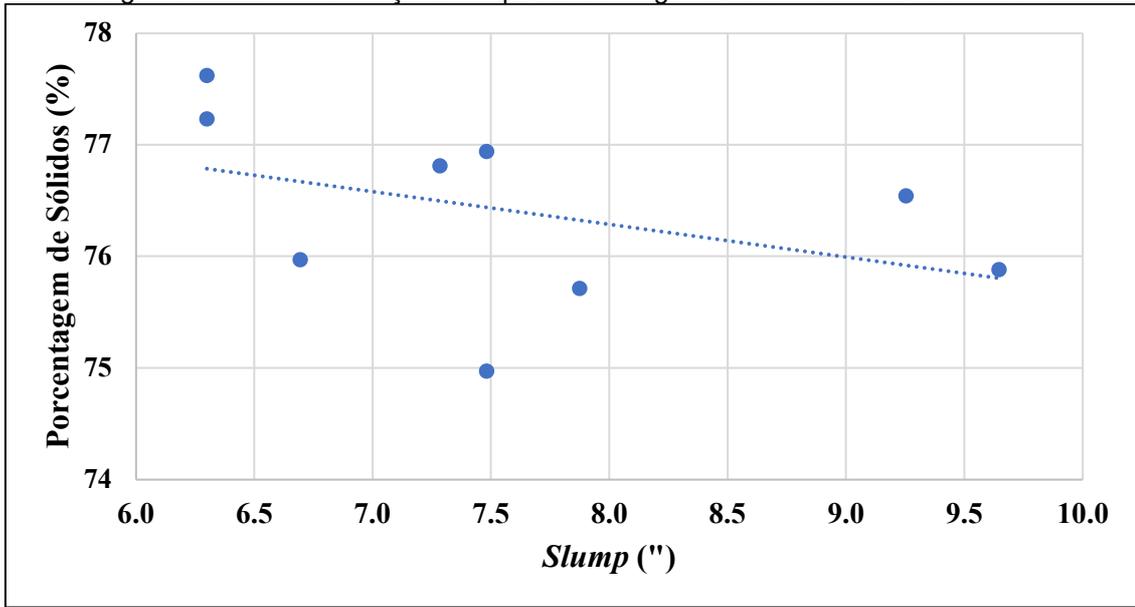


Fonte: O Autor, 2019.

#### 4.9.2 Consistência da pasta: slump e flow table

A partir das moldagens do enchimento de mina tipo *Paste Fill*, pode-se concluir que para *slumps* entre 6,0 e 9,0 polegadas, a porcentagem de sólidos final da pasta deve estar entre 75 e 78%. Isso requer uma polpa com porcentagem de sólidos entre 74 e 77%, dado que a adição de cimento é em pequenas quantidades e pouco altera a consistência da pasta.

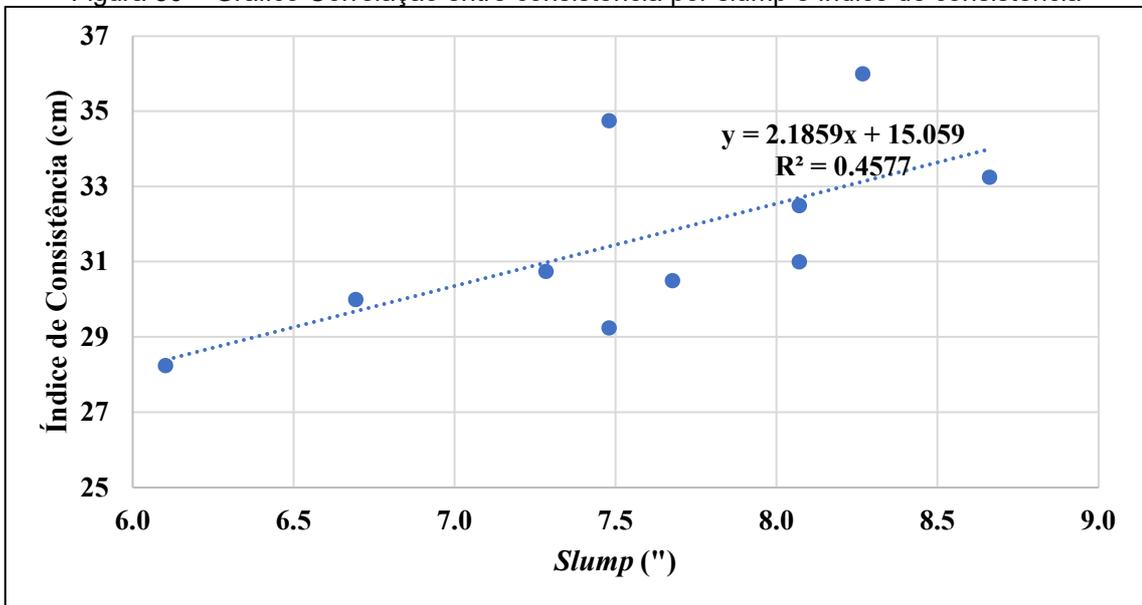
Figura 49 – Gráfico Relação Slump e Porcentagem de sólidos final de Paste Fill



Fonte: O Autor, 2019.

A utilização do índice de consistência ou *Flow Table* para medir a consistência de uma pasta se mostrou correlação satisfatória com o teste de abatimento ou *Slump*. A referida opção requer menos material, servindo de opção adicional em laboratório.

Figura 50 – Gráfico Correlação entre consistência por slump e índice de consistência



Fonte: O Autor, 2019.

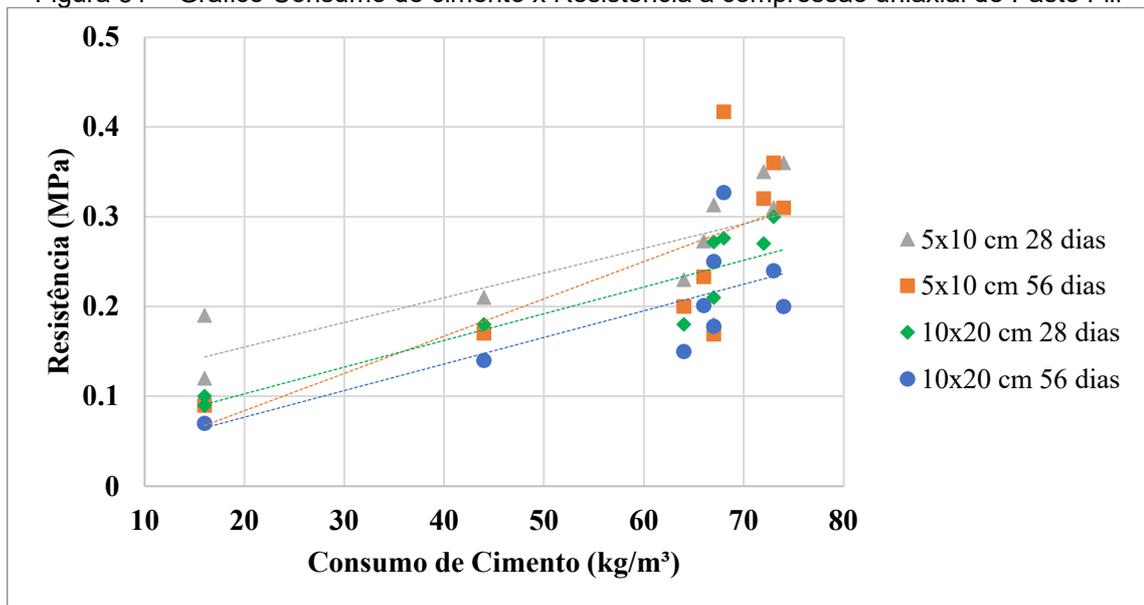
Recomenda-se verificar a relação para o mesmo tipo de enchimento para poder utilizar o índice de consistência quando houver limitação de material para testes laboratoriais.

### 4.9.3 Consumo de cimento

No parâmetro consumo de cimento, fica mais clara a economicidade de cada enchimento produzido, pois este quantifica o cimento a ser utilizado por volume de realce a ser preenchido para atingir determinada resistência, possibilitando uma comparação entre os diferentes enchimentos.

No enchimento tipo *Paste Fill* é necessário um consumo de cimento acima de 65 kg/m<sup>3</sup> para alcançar resistências superiores a 0,35 MPa.

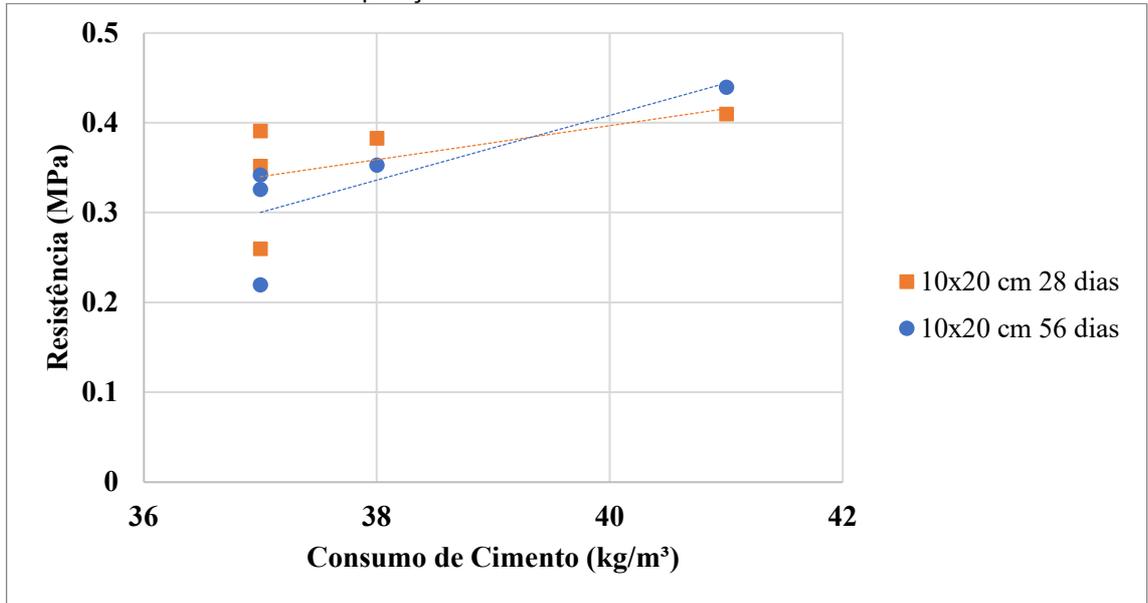
Figura 51 – Gráfico Consumo de cimento x Resistência à compressão uniaxial de Paste Fill



Fonte: O Autor, 2019.

Já nos enchimentos codispostos, o consumo de cimento reduz drasticamente, sendo necessários 37 kg/m<sup>3</sup> para atingir os mesmos valores de resistência de *paste fill* a 68 kg/m<sup>3</sup>, e 40 kg/m<sup>3</sup> para superar os 0,40 MPa. Apesar da economia em cimento e ganho em resistência, ainda devem ser considerados os parâmetros operacionais da co-disposição para concluir sobre qual dos enchimentos é mais econômico.

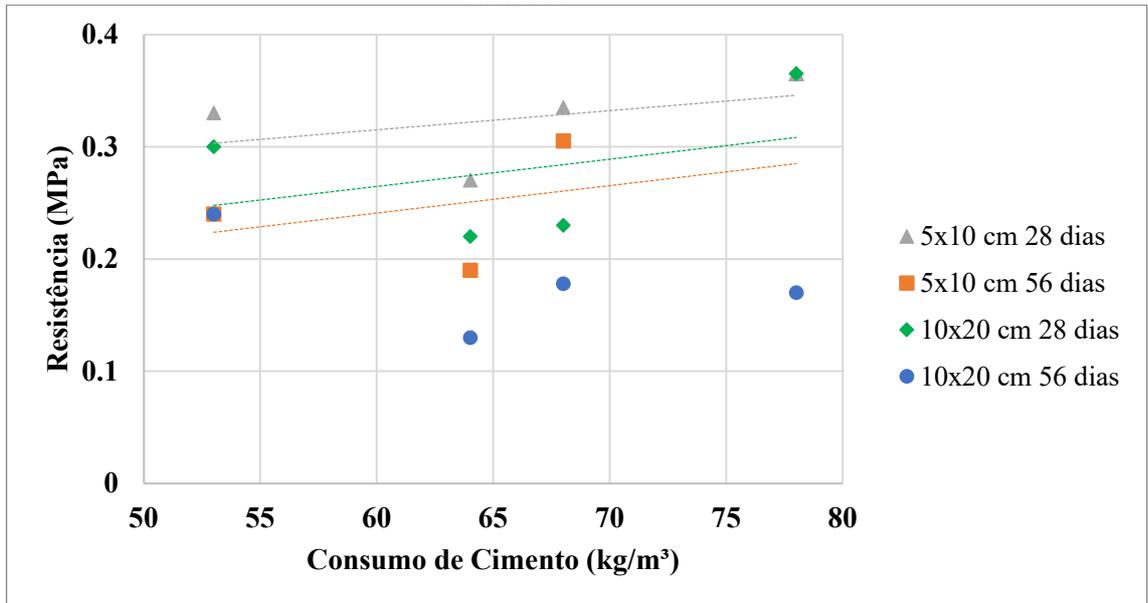
Figura 52 – Gráfico Relação Consumo de Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial de Co-disposição de Paste Fill e estéril



Fonte: O Autor, 2019.

Os enchimentos aditivados não mostraram relação clara com a variação do consumo de cimento. Valores entre 53kg/m³ e 76 kg/m³ resultaram em diferença de 0,10 MPa.

Figura 53 – Gráfico Relação Consumo de Cimento x Resistência à Compressão Uniaxial em *Paste Fill* Aditivado



Fonte: O Autor, 2019.

#### 4.10 CO-DISPOSIÇÃO DE PASTA E ESTÉRIL: OPERACIONALIDADE E MELHORIAS

A co-disposição de *Paste Fill* comum e estéril se dá no momento da entrega no realce. Custos de transporte de material estéril do subsolo para a superfície podem ser evitados se utilizados como enchimento, permitindo maior produtividade dos equipamentos de transporte em minério.

Ainda há outros fatores a serem considerados, como o aumento de tráfego de maquinário, ventilação, pessoal e equipamentos adicionais.

De acordo com Lee (2017), a co-disposição ideal:

- a) Entrega estéril em realces primários em que o custo de enchimento é o mais alto;
- b) Mantém ou aumenta a resistência do *Paste Fill* pela incorporação de material estéril;
- c) Elimina custos de transporte de material estéril para a superfície;
- d) Tem esforço operacional reduzido para incorporar material estéril no *Paste Fill*, sem aumento significativo de equipamentos, britagem ou transporte adicional;
- e) Permite a co-disposição a todo tempo, sem necessidade de armazenamento ou transporte adicional.

O material estéril utilizado é de origem da MCSA e foi peneirado em tamanho passante em 12,5 mm para moldar os CP's 10x20 cm, como sugere a ASTM.

Observou-se, em média, um aumento de 40% na resistência à compressão uniaxial após adicionado material estéril em proporção 1:1, e uma redução no consumo de cimento de 55%, passando de 68 kg/m<sup>3</sup> para 37 kg/m<sup>3</sup> em média.

Especialmente para os rejeitos de vermelhos, obteve-se um aumento médio de 80% na resistência do enchimento com uma redução de 56% no consumo de cimento.

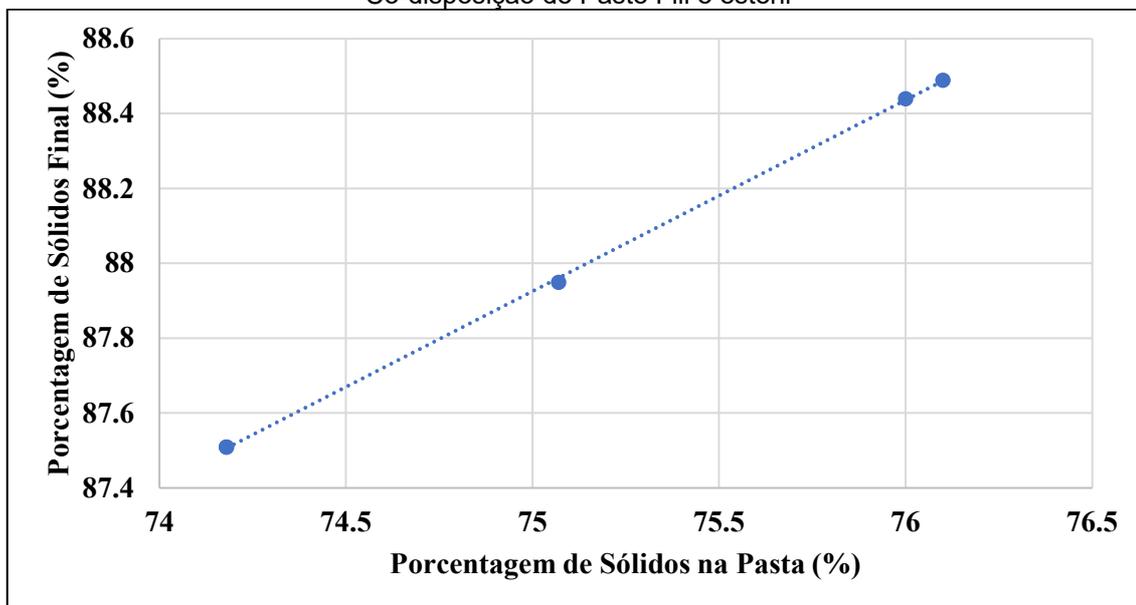
Figura 54 – Corpo-de-prova 10x20 cm de enchimento codisposto rompido



Fonte: O Autor, 2019.

A redução no consumo de cimento se dá pelo aumento considerável da porcentagem de sólidos presente no enchimento, ou diminuição da relação água/secos, como representado no gráfico abaixo

Figura 55 – Gráfico Relação Porcentagem de sólidos de Paste Fill x Porcentagem de sólido Final de Co-disposição de Paste Fill e estéril



Fonte: O Autor, 2019.

*Paste Fill* com porcentagens de sólidos entre 74 e 76%, após adicionados a 100% de sua massa em material estéril, produzem um enchimento co-disposto com porcentagem de sólidos entre 87,5 e 88,5.

Apesar das vantagens apresentadas, a co-disposição está limitada pela operacionalidade de sua aplicação no tocante à disponibilidade do material estéril em subsolo, à granulometria adequada para o transporte e aplicação, à viabilidade financeira da adaptação das operações com uso de equipamentos e pessoal adicional, e à segurança dos trabalhos em subsolo a partir da adaptação.

O equipamento utilizado para co-dispor a pasta junto ao material estéril deve-se acoplar facilmente às tubulações de pasta na entrega aos realces, portando sistema de bombeamento de pasta de entrega regulável em velocidade e direção. Para o material estéril, deve dispor de grelha classificadora que receberá o material de carregadeiras limitando a granulometria do material estéril a ser misturado com a pasta a fim de evitar segregação. Após a grelha, um sistema de esteira leva o material estéril a outra calha de entrega com regulagem de velocidade e direção em acordo com a entrega da pasta.

Figura 56 – Equipamento de co-disposição de material estéril e Paste Fill



Fonte: Lee, 2017.

Há ainda a possibilidade de entrega 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.

#### 4.11 ADITIVO SUPERPLASTIFICANTE

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 *Paste Fill* resulte em *slumps* baixos e haja risco de entupimento das tubulações.

O enchimento aditivado apresentou menor sensibilidade à adição de água em composição e ao consumo de cimento quanto aos valores de resistência à compressão. Variações de 3 unidades de relação água/cimento, 20 kg/m<sup>3</sup> de consumo de cimento e 6 % de porcentagem de sólidos resultaram em diferença de 0,10 MPa. Assim como nos outros enchimentos, houve deterioração da resistência dos 28 para 56 dias de cura.

Foi possível atingir resistências superiores a 0,30 MPa utilizando 2% de aditivo. Em concentrações maiores (14%), a resistência atingiu valores próximos a 1,00 MPa. No entanto, tal quantidade de aditivo pode tornar o enchimento antieconômico.

#### 4.12 CIMENTO DE ESCÓRIA

O uso de cimento de escória, mistura de cimento comum com cimento de escória e escória ativada mostrou resultados satisfatórios além do ideal 0,5 MPa de resistência à compressão uniaxial.

Também foi observada retração excessiva dos corpos de prova. Os CP's originalmente 10 x 20 cm apresentaram camada superior de 4 cm de material não consolidado, chegando a se desprender do CP na hora da desmoldagem.

Deve-se avaliar a retração, emanação de gases em laboratório, custos e logística para obtenção do produto.

Nos traços T24 e T27, a alta proporção de cimento de escória (30%) objetivou avaliar o comportamento do enchimento resultante numa situação extrema que demonstrasse os efeitos dessa situação. Notou-se forte odor de enxofre e a coloração verde escuro, característica da ativação química do cimento de escória.

A porção dos corpos-de-prova exposta a água, em altura de cerca de 2 cm, não reagiu com a escória permanecendo não-consolidado e em coloração cinza, como mostra a figura a seguir.

Figura 57 – C.P. 10x20 cm com 30% de escória



Fonte: O Autor, 2019.

Figura 58 – Parte superior do C.P. 10x20 cm do traço T33 não-consolidada



Fonte: O Autor, 2019.

As composições de *Paste Fill* com cimento de escória a 30% deixam a pasta com forte odor de enxofre, apesar de extremamente resistente, chegando a valores médios de 8 MPa. Tal odor pode não ser adequado a ambientes confinados como o

da MCSA. Todavia, quando utilizado em proporções menores, não foi percebido odor da escória e as resistências observadas foram satisfatórias.

Ocorreu retração excessiva dos corpos-de-prova quando utilizado cimento de escória, chegando a se perder mais de 2 cm em altura. Além da retração, a camada superior em contato com água na cura submersa com cerca de 2 cm apresentou-se não-consolidada, por vezes se separando do corpo-de-prova na desmoldagem após passado o período de cura.

Figura 59 – Parte superior do C.P. 10x20 cm retraída



Fonte: O Autor, 2019.

O contato com água da parte superior dos corpos-de-prova na cura submersa mostrou-se prejudicial em todos tipos de enchimento produzidos. Os efeitos deletérios menos pronunciados foram observados na co-disposição de pasta e estéril, e mais pronunciado no *Paste Fill* com cimento de escória.

## 5 CONSIDERAÇÕES FINAIS

O enchimento de mina apresenta várias vantagens em um projeto de mineração. A flexibilização dos métodos de lavra em grande profundidade a partir do uso de enchimento promove o aumento da recuperação de lavra, a gestão de estabilidade do maciço rochoso, o aumento da vida útil do projeto e a disposição de rejeitos e estéreis.

A partir da replicação do enchimento de mina tipo *Paste Fill* utilizado na Mineração Caraíba S/A, conclui-se que para se atingir os parâmetros satisfatórios de um enchimento auto-portante que tenha consistência para ser transportado por gravidade via tubulações do céu aberto ao subsolo, este deve ter como características uma polpa com porcentagem de sólidos entre 75 e 78% e uma relação água/cimento menor que 6,5. Nesses valores, é esperado um enchimento com abatimento entre 6,0 e 8,0 polegadas e resistência à compressão uniaxial superior a 0,35 MPa.

A co-disposição de material estéril e *Paste Fill* apresentou redução significativa no consumo de cimento para uma mesma resistência observada no *Paste Fill* isolado. Isso se deve a maior presença de agregados graúdos, formando um enchimento de distribuição granulométrica bem selecionada com poros reduzidos e menor relação água/secos. A co-disposição em proporção 1:1 estéril e *Paste Fill* obteve ganhos de resistência média de 40% com um consumo de cimento 45% menor. Apesar dos resultados satisfatórios, as condições operacionais referentes aos equipamentos adicionais, à movimentação de material estéril em subsolo, e a consequente necessidade de maior ventilação devem ser avaliadas em questões práticas e econômicas.

O uso de aditivos superplastificantes teve como objetivo observar o aumento do abatimento e suas consequências na resistência do *Paste Fill*. Foram utilizadas concentrações de 1 a 2 % em massa de cimento. O enchimento resultante teve aumento considerável no abatimento, muitas vezes chegando ao valor máximo, sendo necessária medição no *flow table*. Os ganhos em resistência foram pouco pronunciados ou inexistentes.

A substituição parcial e total do cimento portland comum por cimento de escória de alto-forno apresentou ganhos de resistência à compressão uniaxial expressivos, ainda que parte superior dos corpos-de-prova tenha se apresentado inconsolidada e tenha havido retração significativa passado o período de cura.

As alternativas apresentadas mostraram melhorias na resistência, consistência e no consumo de cimento do enchimento, devendo ser realizados estudos mais detalhados para cada opção.

## REFERÊNCIAS

ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE NORMAS TÉCNICAS. **ABNT NBR 7215**: Cimento Portland – Determinação da resistência à compressão. Rio de Janeiro, 1996.

\_\_\_\_\_. **NBR NM 67**: Concreto – Determinação da consistência pelo abatimento do tronco de cone. Rio de Janeiro, 1998.

\_\_\_\_\_. **NBR NM 52**: Agregado miúdo – Determinação da massa específica e massa específica aparente. Rio de Janeiro, 2009.

\_\_\_\_\_. **NBR NM 53**: Agregado graúdo – Determinação da massa específica, massa específica aparente e absorção de água. Rio de Janeiro, 2009.

\_\_\_\_\_. **NBR 5738**: Concreto – Procedimento para moldagem e cura de corpos de prova. Rio de Janeiro, 2015.

\_\_\_\_\_. **NBR 13276**: Argamassa para assentamento e revestimento de paredes e tetos - Determinação do Índice de consistência. Rio de Janeiro, 2016.

\_\_\_\_\_. **NBR 16605**: Cimento Portland e outros materiais em pó – Determinação da massa específica. Rio de Janeiro, 2017.

\_\_\_\_\_. **NBR 5739**: Concreto – Ensaio de compressão de corpos de prova cilíndricos. Rio de Janeiro, 2018.

ALVARENGA, J. F. **Estudo dos Índices Operacionais da Lavra Subterrânea no Brasil**. 2012. Dissertação (Mestrado em engenharia de minas) – Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2012.

ANDRADE FILHO, H. R. Aumento da recuperação de lavra da mineração caraíba – Jaguarari, Bahia. In: CONGRESSO BRASILEIRO DE MINA A CÉU ABERTO E MINA SUBTERRÂNEA, 2., 2002, Belo Horizonte. **Anais [...]**. Belo Horizonte: 2002.

ANDRADE FILHO, H. R.; SILVA, M. A.; SANTOS, C. W. O. Controle da Diluição com *Paste Fill* na Lavra Subterrânea da Mineração Caraíba S/A. In: CONGRESSO BRASILEIRO DE MINA A CÉU ABERTO E MINA SUBTERRÂNEA, 2014, Goiás. **Anais [...]**. Goiás: 2014.

ANNOR, A. B. **A Study of the Characteristics and Behaviour of Composite Backfill Material**. 1999. Tese (Doutorado engenharia de minas) – Department of Mining and Metallurgical Engineering, McGill University, Montreal, Canadá, 1999.

ARAUJO, A. C., SOUZA, C. C., AMARANTE, S. C. Rejeitos Adensados para Disposição em Superfície - Nova Tecnologia em Minério de Ferro. In: SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINÉRIO DE FERRO, 4., 2003, Ouro Preto. **Anais [...]** Ouro Preto: Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, 2003, p. 610-619.

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.

BRADY, B. G. H., BROWN, E. T. **Rock mechanics for underground mining**. Third Edition, 1985.

CARTWRIGHT, M. A. **Optimization of Aggregate Gradation Combinations to Improve Concrete Sustainability**. 2011. Dissertação (mestrado em ciência aplicada) – Department of Civil Engineering, University of Toronto, 2011.

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.

ERIKSSON, C., NYSTROM, A., **Garpenberg Mine** – 10 Years of mining with paste backfill. In: PASTE 2018, 21., 2018 Australia. **Proceedings** [...] Austrália, 2018.

FERREIRA, R. **Dosagem de Concreto**. PUC Goiás. Disponível em: [http://professor.pucgoias.edu.br/SiteDocente/admin/arquivosUpload/15030/material/puc\\_maco2\\_12\\_equacoes-abrams-lyse-molinari.pdf](http://professor.pucgoias.edu.br/SiteDocente/admin/arquivosUpload/15030/material/puc_maco2_12_equacoes-abrams-lyse-molinari.pdf). Acesso em: 20 dez. 2018.

FREITAS, J. P. S. **Elaboração do modelo geomecânico tridimensional para a reavaliação e setorização geotécnica dos realces da Mineração Caraíba**. 2016. Dissertação (Mestrado engenharia de minas) – Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2016.

GERMANI, D. J. **A Mineração no Brasil**. Relatório Final do Programa das Nações Unidas para o Desenvolvimento (PNUD). Rio de Janeiro, p. 54, 2002.

GRICE, A. Underground Mining With Backfill. In: ANNUAL SUMMMIT, 2., 1998, Brisbane. **Proceedings** [...] Brisbane: 1998.

HEIDER, M. Visão da Mineração Subterrânea no Brasil. **Revista In The Mine**, n. 66., p. 13-16, 26 de Abril de 2017. Disponível em: <https://inthemine.com.br/site/wp-content/uploads/2017/04/ITM.66.Mercado.pdf>. Acesso em: 26 nov. 2018.

HENDERSON, A., REVELL, M.B., LANDRIAULT, D., COXON, J. Paste Fill, Handbook on Mine Fill. Australian Centre For Geomechanics: Perth, Western Australia.

HORN, A., THOMAS, E. G. Paste fill delivery/distribution failures – causes, costs and mitigation/prevention. In: MINE FILL, 14., 2014, Austrália. **Proceedings** [...] Austrália: 2014.

HUSTRULID, W. A., **Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies**, 2001.

LANGILE, C. **Notas de aula da disciplina Underground Mining II**. The University of Western Australia, 2014.

MASNIYOM, M. **Systematic Selection and Application of Backfill in Underground Mines**. 2009. Tese (Doutorado engenharia de minas) - Fakultät für Geowissenschaften, Geotechnik und Bergbauder Technischen Universität Bergakademie Freiberg, Freiberg, Alemanha, 2009.

MINERAÇÃO CARAÍBA. **Geologia de longo prazo da Mineração Caraíba: Relatório Técnico**. Projeto Mina Subterrânea. (Relatório Interno) Jaguarari, 2013. 85p.

NELSON, M. G. Evaluation of Mining Methods and Systems, SME Mining Engineering Handbook, Part. 6, 2011.

OSÓRIO, C. A. H. **Efeito da Adição de Reagentes Agregantes e de Ligantes sobre Consistência de Pastas Mineraias**. 2007. Tese (Doutorado engenharia de minas) – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2007.

PANCHALAN, R. K., AND RAMAKRISHNAN, V. **Validity of 0.45 Power Chart in Obtaining the Optimized Aggregate Gradation for Improving the Strength Aspects of High-Performance Concrete**. American Concrete Institute, 2007.

POTVIN, Y., THOMAS, E., FOURIE A. **Handbook On Mine Fill**. Australian Centre For Geomechanics: The University of Western Australia, 2005.

RICHARDSON, D. N. **Aggregate Gradation Optimization** – Literature Search, Missouri Department of Transportation. University of Missouri-Rolla: Missouri, 2005.

WU, A., JIANG. G., WANG, Y., WANG, H., LI, C. Compressive strength behaviour of sulphur tailings paste backfill: effects of binders and additives. In: PASTE 2018, 21., Australian Centre for Geomechanics: Perth, Australia, 2018.