

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais
(PPGEM)

MARILIA ABRÃO ZENI

CARACTERIZAÇÃO DE BACKFILL CIMENTADO NA MINA AGUILAR

Porto Alegre

2016

MARILIA ABRÃO ZENI

CARACTERIZAÇÃO DE BACKFILL CIMENTADO NA MINA AGUILAR

Dissertação realizada no Laboratório de Pesquisa Mineral e Planejamento Mineiro da Escola de Engenharia da UFRGS, dentro do Programa de Pós Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais (PPGEM), como parte dos requisitos para a obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Orientador: Prof. Dr. André César Zingano

Porto Alegre

2016

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Reitor: Carlos Alexandre Netto

Vice-Reitor: Rui Vicente Oppermann

ESCOLA DE ENGENHARIA

Diretor: Luiz Carlos Pinto da Silva filho

Vice-Diretora: Carla Schwengber ten Caten

PROGRAMA DE PÓS GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS, METALÚRGICA E
DE MATERIAIS

Coordenador: Prof. Dr. Carlos Pérez Bergmann

Vice-Coordenador: Prof. Dr. Afonso Reguly

MARILIA ABRÃO ZENI

CARACTERIZAÇÃO DE BACKFILL CIMENTADO NA MINA AGUILAR

Esta dissertação foi julgada adequada para obtenção do título de mestre em Engenharia, área de concentração Metalurgia Extrativa/Tecnologia Mineral e aprovada em sua forma final pelo Orientador e pela Banca Examinadora do Curso de Pós Graduação.

Orientador: Prof. Dr. André Cezar Zingano

Coordenador: Prof. Dr. Carlos Pérez Bergmann

Aprovado em: 23/05/2016

BANCA EXAMINADORA:

Prof. Dr. Paulo Salvadoretti (DEMIN/UFRGS)

Prof. Dr. Jorge Dariano Gavronski (DEMIN/UFRGS)

Prof. Dr. Roberto Heemann (PUC-RS)

AGRADECIMENTOS

A Deus, por me dar forças sempre.

Aos professores do DEMIN, especialmente ao meu orientador Prof. Dr. André Zingano, que estiveram sempre dispostos a auxiliar-me.

Aos amigos e colegas que me ajudaram direta ou indiretamente, em especial a Christiane Ribeiro da Silva, Diogo Peixoto Cordova, Sarah Ribeiro Guazelli, Lauro Bundrich, Taís Câmara e Matheus Pimenta.

A minha querida irmã Melissa Abrão Zeni e ao meu namorado Ernesto Slavutsky, pelo apoio e compreensão.

A todas as pessoas que de alguma forma fizeram parte deste trabalho.

“O futuro pertence àqueles que acreditam
na beleza de seus sonhos.”
(Eleanor Roosevelt)

RESUMO

Com a crescente diminuição de recursos minerais e o alto custo envolvido na construção da estrutura de uma mina, a recuperação máxima possível de uma jazida vem se tornando fundamental. Para isso além da escolha do método de lavra ter a necessidade de ser feito cautelosamente, é possível lançar mão de métodos adicionais de recuperação, como por exemplo, a recuperação de pilares. Essa pesquisa foi baseada na determinação da caracterização do enchimento (*backfill* cimentado) utilizado nas câmaras vazias que possibilita a posterior recuperação dos pilares. A caracterização do enchimento é composta da determinação da resistência simples do *backfill* necessária para que o enchimento cumpra com seu objetivo, desenvolvimento da classificação granulométrica ótima para os agregados e dosagem de cimento e água para alcançar a resistência proposta. A metodologia desenvolvida para obter a nova caracterização é composta de várias etapas que incluem pesquisas em campo e trabalhos em laboratório. Primeiramente, foram obtidos através de análise em campo os parâmetros de dosagem de cimento e classificação granulométrica dos agregados já utilizados na planta de fabricação do enchimento, bem como sua resistência correspondente. Em seguida definições teóricas da dosagem de cimento ideal e classificação granulométrica ótima foram realizadas com base na resistência à compressão simples que foi identificada como necessária para cumprir com as solicitações geomecânicas do maciço rochoso, então posteriormente, a nova caracterização definida teoricamente foi posta à prova através da confecção de corpos de prova de *backfill*, seguido de execuções de ensaios de compressão. Durante a primeira etapa da metodologia, já se pôde identificar que os agregados possuíam um alto índice de partículas tamanho argila que estavam afetando os resultados de resistência obtidos com a caracterização empregada inicialmente. A partir disso se optou por construir a curva granulométrica ótima sem essa fração. A resistência à compressão simples calculada de 2,69 MPa, foi obtida com base no planejamento de longo prazo que prevê a total recuperação dos pilares existentes na mina. Dessa maneira toda a área que será minerada foi considerada como um único bloco. Finalmente, foi identificada a dosagem de cimento sendo de 4% em peso, que juntamente com a granulometria ótima é capaz de alcançar os valores esperados de resistência. Para que o planejamento da produção da mina durante os próximos anos de vida útil seja efetivamente cumprido, o enchimento deverá prover à mina estabilidade geomecânica local a nível de câmaras abertas com paredes verticais de *backfill* estáveis e também

estabilidade global a nível de contato entre níveis e galerias de acesso. Isso somente será alcançado se a nova caracterização for corretamente aplicada.

Palavras-chave: Enchimento. *Backfill*. Granulometria. Resistência à compressão simples.

ABSTRACT

As a consequence of the ongoing reduction of mineral resources and the high cost involved in the construction of a mine, the maximum recovery of a mineral deposit becomes a fundamental issue. Therefore, besides the need of caution on the choice of the mining method, it is possible to make use of additional recovery methods, such as the recovery of pillars. This research was based on the determination of the characterization of the fill (cemented backfill) used in avoid stopes that allows the subsequent recovery of adjacent pillars. The characterization of the fill consists of determining the uniaxial compressive strength of the backfill required for an efficient filling, developing an optimal particle-size distribution for the aggregates and finding the cement-water ratio necessary to reach the desired resistance. The methodology developed to obtain the new characterization is comprised of several steps which include field work and laboratory tests. First, cement dosing parameters and particle size of the aggregates (already used at the filling manufacturing plant), as well as their corresponding strength, were obtained through analyses in the field work. Then, theoretical definitions of the ideal cement dosing and optimal particle-size analysis were carried out based on the uniaxial compressive strength that has been identified as necessary to comply with the geomechanical requests from the rock mass, and then later, the new theoretical characterization was tested by making backfill samples, followed by execution of compression tests. During the first stage of this methodology, it has been identified a high proportion of clay particle size for the aggregates, that have affected the strength results obtained from the characterization used initially. From this point, we decided to build the optimal particle-size curve without this fraction. Uniaxial compressive strength, calculated as 2.69 MPa, was obtained from the long-term planning that determines the full recovery of the existing pillars in the mine. In this way, the entire area to be mined was considered as a single block. Finally, the cement dosing has been identified as 4% by weight, which together with the optimal particle size, is able to achieve the expected strength values. In order to effectively fulfill the mine production planning over the next years of lifespan, the filling should provide the mine local geomechanical stability at open stopes level, with vertical walls of stable backfill, and also global stability at the contacts between levels and access galleries. This will only be achieved if the new characterization is correctly applied.

Keywords: Fill. Backfill. Particle-size distribution. Uniaxial compressive strength.

ÍNDICE DE ILUSTRAÇÕES

| | |
|--|----|
| Figura 1 - Perfil longitudinal Seção Capa A - Setor 18..... | 17 |
| Figura 2 - Mapa de localização de El Aguilar - Província de Jujuy..... | 18 |
| Figura 3 - Processo de classificação dos agregados no nível 2 em superfície..... | 22 |
| Figura 4 - Correia transportadora do material agregado..... | 22 |
| Figura 5 - Silos de armazenagem de cimento em superfície..... | 23 |
| Figura 6 - Planta de <i>Backfill</i> | 23 |
| Figura 7 - Elipsoide de tensões..... | 27 |
| Figura 8 - Corpo de prova cilíndrico e direção da tensão uniaxial..... | 29 |
| Figura 9 - Gráfico tensão versus deformação..... | 30 |
| Figura 10 - Ilustração de câmara preenchida com <i>backfill</i> | 32 |
| Figura 11 - Exemplo esquemático de operação com <i>cemented rockfill</i> | 34 |
| Figura 12 – Esquema simplificado do bloco..... | 35 |
| Figura 13 - Agregado amostrado na planta de <i>backfill</i> | 40 |
| Figura 14 - Agregado classificado..... | 40 |
| Figura 15 - Exemplo de curva granulométrica..... | 41 |
| Figura 16 - Perfil longitudinal Capa A..... | 42 |
| Figura 17 - Mensuração da seção Capa A..... | 43 |
| Figura 18 - Exemplo de curva granulométrica ótima..... | 44 |
| Figura 19 - Fabricação do corpo de prova de <i>backfill</i> | 46 |
| Figura 20 - Enxofre grafitado aquecido..... | 47 |
| Figura 21 - Corpo de prova sendo encabeçada..... | 47 |
| Figura 22 - Realização de ensaio de compressão simples..... | 48 |
| Figura 23 - Registro de força máxima aplicada em kN..... | 49 |
| Figura 24 - Curva granulométrica ensaio 1..... | 51 |
| Figura 25 - Curva granulométrica ensaio 2..... | 51 |
| Figura 26 - Curva granulométrica ensaio 3..... | 52 |
| Figura 27 - Curva granulométrica ensaio 4..... | 53 |
| Figura 28 - Curva granulométrica ensaio 5..... | 53 |
| Figura 29 - Curvas granulométricas ensaios 1 a 5..... | 54 |
| Figura 30 - Resistencia à compressão simples versus tempo de cura..... | 58 |
| Figura 31 - Largura do bloco obtida pelo <i>software</i> AutoCAD..... | 59 |

| | |
|---|----|
| Figura 32 - Altura do bloco obtida pelo <i>software</i> AutoCAD | 59 |
| Figura 33 - Curva granulométrica ótima para agregados do <i>backfill</i> | 60 |
| Figura 34 - Curvas granulométricas dos agregados ensaiados e curva ótima | 61 |
| Figura 35 - Resistencia à compressão simples versus tempo de cura para nova caracterização | 64 |
| Figura 36 - Corpos de prova 147 e 148 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 71 |
| Figura 37 - Corpos de prova 149 e 150 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 72 |
| Figura 38 - Corpos de prova 151 e 152 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 73 |
| Figura 39 - Corpos de prova 153 e 154 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 74 |
| Figura 40 - Corpos de prova 155 e 156 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 75 |
| Figura 41 - Corpos de prova 157 e 158 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 76 |
| Figura 42 - Corpos de prova 159 e 160 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 77 |
| Figura 43 - Corpos de prova 161 e 162 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 78 |
| Figura 44 - Corpos de prova 163 e 164 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 79 |
| Figura 45 - Corpos de prova 165 e 166 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 80 |
| Figura 46 - Corpos de prova 167 e 168 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 81 |
| Figura 47 - Corpos de prova 169 e 170 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 82 |
| Figura 48 - Corpos de prova 171 e 172 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 83 |
| Figura 49 - Corpos de prova 173 e 174 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 84 |

| | |
|---|----|
| Figura 50 - Corpos de prova 175 e 176 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 85 |
| Figura 51 - Corpos de prova 177 e 178 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 86 |
| Figura 52 - Corpos de prova 179 e 180 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 87 |
| Figura 53 - Corpos de prova 181 e 182 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 88 |
| Figura 54 - Corpos de prova 183 e 184 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 89 |
| Figura 55 - Corpos de prova 185 e 186 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial | 90 |

ÍNDICE DE TABELAS

| | |
|---|----|
| Tabela 1 - Espaços vazios e porosidade do <i>rockfill</i> para diferentes condições de distribuição granulométrica | 44 |
| Tabela 2 - Classificação granulométrica - Ensaio 1 | 50 |
| Tabela 3 - Classificação granulométrica - Ensaio 2 | 51 |
| Tabela 4 - Classificação granulométrica - Ensaio 3 | 52 |
| Tabela 5 - Classificação granulométrica - Ensaio 4 | 52 |
| Tabela 6 - Classificação granulométrica - Ensaio 5 | 53 |
| Tabela 7 - Resultados dos ensaios de conteúdo de argila..... | 54 |
| Tabela 8 - Resultados dos ensaios de compressão simples | 55 |
| Tabela 9 - Médias dos resultados dos ensaios de resistência simples para distintos tempos de cura..... | 57 |
| Tabela 10 - Classificação granulométrica ótima | 60 |
| Tabela 11 - Dosagem de agregados ensaio caracterização teórica..... | 62 |
| Tabela 12 - Resultados dos ensaios de compressão simples para classificação granulométrica ótima e 4% de cimento. | 62 |
| Tabela 13 - Médias dos resultados dos ensaios de resistência simples para distintos tempos de cura..... | 63 |
| Tabela 14 - Resultados dos ensaios de compressão simples para classificação granulométrica ótima e 3% de cimento. | 64 |
| Tabela 15 - Médias dos resultados dos ensaios de resistência simples para 3% de cimento e distintos tempos de cura..... | 65 |
| Tabela 16 - Resultados dos ensaios de compressão simples para classificação granulométrica variável e 6% de cimento. | 65 |
| Tabela 17 - Média dos resultados dos ensaios de resistência simples para 6% de cimento e tempo de cura de 28 dias | 65 |

LISTA DE ABREVIATURAS E SÍMBOLOS

| | |
|-----------------------|-----------------------------|
| μm | Micrometros |
| m^3 | Metros cúbicos |
| ” | Polegadas |
| σ | Tensão |
| F | Força |
| A | Área |
| ε | Deformação |
| Δl | Variação do comprimento |
| l_0 | Comprimento inicial |
| N | Newton |
| kN | Quilonewton |
| N/m^2 | Newton por metro quadrado |
| Pa | Pascal |
| MPa | Mega Pascal |
| # | <i>Mesh</i> |
| γ | Densidade |
| kg | Quilograma |
| t/m^3 | Tonelada por metro cúbico |
| t/m^2 | Tonelada por metro quadrado |

SUMÁRIO

| | | |
|----------|--|-----------|
| 1 | INTRODUÇÃO..... | 15 |
| 1.1 | META | 17 |
| 1.2 | OBJETIVOS..... | 17 |
| 1.3 | LOCALIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO..... | 18 |
| 1.4 | GEOLOGIA REGIONAL..... | 19 |
| 1.5 | LAVRA SUBTERRÂNEA..... | 19 |
| 1.6 | PLANTA DE <i>BACKFILL</i> | 21 |
| 1.7 | METODOLOGIA..... | 24 |
| 1.8 | ESTRUTURA DA DISSERTAÇÃO..... | 24 |
| 2 | REVISÃO BIBLIOGRÁFICA | 26 |
| 2.1 | MECÂNICA DE ROCHAS | 26 |
| 2.1.1 | Tensão e deformação | 26 |
| 2.1.2 | Resistência | 28 |
| 2.1.3 | Resistência à compressão simples | 28 |
| 2.2 | MINERAÇÃO COM SUPORTE NATURAL..... | 30 |
| 2.3 | SUPORTE ARTIFICIAL | 31 |
| 2.4 | <i>BACKFILL</i> | 32 |
| 2.5 | CEMENTED ROCKFILL | 33 |
| 2.6 | MÉTODO DE ESTABILIDADE..... | 34 |
| 2.7 | GRANULOMETRIA ÓTIMA..... | 36 |
| 2.8 | DOSAGEM DE CIMENTO..... | 38 |
| 3 | METODOLOGIA..... | 39 |
| 3.1 | METODOLOGIA PARA ANÁLISE DO <i>BACKFILL</i> CIMENTADO ATUAL | 39 |
| 3.2 | METODOLOGIA PARA CÁLCULO DAS NECESSIDADES DE RESISTÊNCIA DO <i>BACKFILL</i> DE CAPA A..... | 42 |
| 3.3 | METODOLOGIA PARA DETERMINAÇÃO DA CURVA GRANULOMÉTRICA ÓTIMA PARA <i>BACKFILL</i> | 43 |

| | | |
|----------|--|-----------|
| 3.4 | METODOLOGIA PARA DETERMINAÇÃO DE DOSAGEM DE CIMENTO | 44 |
| 3.5 | METODOLOGIA DE CONFIRMAÇÃO DA CARACTERIZAÇÃO TEÓRICA DO <i>BACKFILL</i> | 45 |
| 4 | APRESENTAÇÃO E ANÁLISE DOS RESULTADOS | 50 |
| 4.1 | RESULTADOS DA METODOLOGIA PARA ANÁLISE DO <i>BACKFILL</i> CIMENTADO ATUAL | 50 |
| 4.2 | RESULTADOS DA METODOLOGIA PARA DETERMINAÇÃO DA NECESSIDADE DE RESISTÊNCIA SIMPLES DO <i>BACKFILL</i> CIMENTADO DE CAPA A..... | 58 |
| 4.3 | RESULTADOS DA METODOLOGIA PARA DETERMINAÇÃO DA CURVA GRANULOMÉTRICA ÓTIMA PARA <i>BACKFILL</i> | 59 |
| 4.4 | RESULTADOS DA METODOLOGIA PARA DETERMINAÇÃO DE DOSAGEM DE CIMENTO..... | 61 |
| 4.5 | RESULTADOS DA METODOLOGIA DE CONFIRMAÇÃO DA CARACTERIZAÇÃO TEÓRICA DO <i>BACKFILL</i> | 62 |
| 5 | CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES..... | 66 |
| 5.1 | CONCLUSÕES..... | 66 |
| 5.2 | TRABALHOS FUTUROS..... | 68 |
| 6 | REFERÊNCIAS..... | 69 |
| | APÊNDICE – Imagens dos corpos de prova antes e depois do ensaio de compressão uniaxial | 71 |

Capítulo 1

1 INTRODUÇÃO

Vários métodos de mineração subterrânea fazem o uso de pilares temporários ou permanentes como parte do suporte, dentre eles se podem citar como exemplo; câmaras e pilares, *longhole*, *sublevel stoping* entre outros. A utilização de pilares nesses métodos tem o objetivo de controlar movimentos no maciço rochoso nas áreas de influência da escavação.

Segundo Brady e Brown (2005), utilizar pilares de rocha como parte do suporte em uma mina faz com que uma parcela da reserva totalmente comprovada seja “esterilizada” temporária ou permanentemente, ou seja, parte do minério do depósito não poderá ser explorado devido à necessidade de se manter pilares para prover o suporte do maciço rochoso.

Um bom projeto de dimensionamento de pilares deve comprometer o mínimo de minério sem deixar de cumprir com o requisito de segurança estabelecido para o projeto. Para isso precisa considerar vários elementos, como a resistência das rochas em questão, estruturas geológicas, qualidade do maciço rochoso, teor do minério na área prevista para o pilar, etc.

Porém quando o valor econômico do que é deixado nos pilares é alto, motivado pelo seu preço no mercado, sua tonelagem e o seu teor, ou quando o rendimento do que será minerado do depósito é baixo com relação ao seu potencial devido a incapacidade de auto sustentação do corpo mineral ou das rochas encaixantes, alguns métodos adicionais entram em análise para assim obter-se um melhor aproveitamento do recurso oferecido pelo depósito sem comprometer os requisitos de segurança.

Dentre os métodos de suporte artificiais com melhor aproveitamento do corpo mineral, se destaca o *backfill*, que é o preenchimento de espaços vazios com material estéril proveniente em geral da própria mina em áreas onde já foi realizada a mineração ou concomitantemente ao processo, minimizando assim a alteração e/ou desenvolvimento das discontinuidades. O *backfill* pode atuar de maneira superficial, local ou globalmente na estrutura da mina, dependendo das necessidades da operação, do tipo de deformação do maciço rochoso e também das propriedades da sua mistura.

O *backfill* é utilizado como suporte em geral de duas maneiras; no método corte e enchimento (*cut-and-fill*) que pode ser no sentido ascendente ou descendente, ou então em

métodos de *stopes* abertos para uma posterior recuperação dos pilares. De acordo com Brady & Brown (2005) os pilares constituídos por *backfill* devem resistir a carregamentos estáticos e dinâmicos associados às atividades adjacentes na mina.

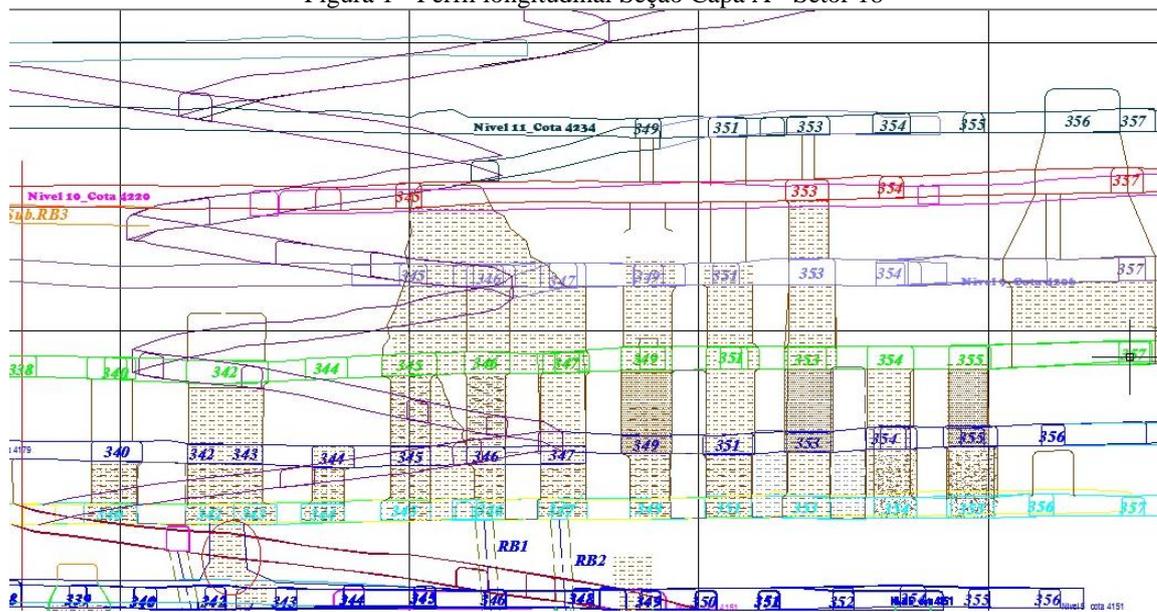
Independentemente da maneira como é aplicado, o *backfill* possui custo relativamente alto, porque envolve remanejamento e readequação do material estéril ou rejeito. Em casos onde é utilizado estéril, muitas vezes existe a necessidade de sua adequação granulométrica o que implica britagem e classificação. Já em casos de utilização de rejeito proveniente de processos de moagem e/ou classificação da planta de beneficiamento, é necessário um alto investimento em bombeamento. Em ambos os casos agrega-se o custo relativo à produção da mistura em si, onde se adiciona os agentes de cimentação e posterior operacionalização do ciclo.

Para o caso de uma mineração polimetálica, tema abordado nessa pesquisa, a viabilidade econômica do uso do *backfill* se torna possível, sempre quando o preço dos metais seja suficientemente alto em comparação ao custo operacional da mina. É preciso também salientar que um excelente conhecimento do depósito é primordial, possuir um modelo geológico, hidrogeológico e estrutural que foi construído com boas informações e analisado geostatisticamente é muito importante.

O presente trabalho foi desenvolvido na Mina Aguilar, pertencente à empresa Glencore International AG, que extrai e beneficia Zinco, Chumbo e Prata na província de Jujuy – Argentina. Uma avaliação realizada entre engenharia de longo prazo e geologia determinou através de estudos que seria economicamente viável a extração do minério deixado nos pilares da mina e para isso seria necessário o uso de um suporte artificial.

A mina Aguilar trabalha com o método de mineração conhecido como *Transverse Stopping*. As câmaras foram projetadas com pilares adjacentes, como pode ser visualizado na Figura 1, estes pilares são minerados conforme a necessidade de produção (considerando seu teor e tonelagem).

Figura 1 - Perfil longitudinal Seção Capa A - Setor 18



Fonte: Autoria própria

1.1 META

A meta do presente estudo é realizar a nova caracterização do *backfill* cimentado para a utilização nos *stopes* da mina Aguilar na província de Jujuy – Argentina, permitindo assim a posterior recuperação de pilares, visando cumprir com os requerimentos de segurança, operacionais, ambientais e financeiros exigidos pela empresa.

1.2 OBJETIVOS

Com base na meta estabelecida foram fixados os seguintes objetivos:

- Determinar a resistência necessária para o *backfill* suportar as tensões induzidas e manter a estabilidade da mina;
- Desenvolver a curva granulométrica ótima que permita alcançar os objetivos de resistência necessários para o *backfill*;
- Identificar a dosagem de água e cimento que sejam capazes de cumprir com os requerimentos de resistência uniaxial sempre visando o menor custo;

1.3 LOCALIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO

A realização do presente estudo foi executada na mina Aguilar, localizada no norte da Argentina na província de Jujuy, departamento de Humahuaca a 229km da capital San Salvador de Jujuy e encontra-se a 4.500m do nível do mar. A atividade mineira teve seu início na década de 30 e atualmente o acampamento mineiro conta com aproximadamente 3.600 pessoas, trabalhadores diretos, indiretos e seus respectivos familiares.

Figura 2 - Mapa de localização de El Aguilar - Província de Jujuy



Fonte: Google Maps

A mina Aguilar conta com um departamento de Geomecânica onde está localizado o Laboratório de Mecânica de Rochas, no qual todos os ensaios granulométricos e de compressão uniaxial apresentados neste estudo foram executados.

1.4 GEOLOGIA REGIONAL

O depósito de Zn – Pb de Aguilar está hospedado em rochas sedimentares predominantemente clásticas. As zonas mineralizadas de Pb, Zn e Ag estão presentes em corpos lenticulares conectados estratigraficamente e cuja extensão é variável (até 300m de longitude na direção N-S, 55m de espessura na direção E-W e mais de 160m de profundidade). Estas lentes são apresentadas de forma descontínua, alojadas na Quartzito Aguilar (Distrito Aguilar) ou no Lutita Aguilar (Distrito Esperanza). Os corpos igualmente às rochas hospedeiras, adquirem orientação submeridional e inclinação variável com cerca de 55° de mergulho.

As estruturas mais frequentes nas rochas mineralizadas incluem: Brechas sedimentares do tipo paraconglomerado (suportado pela matriz), com clastos de quartzito estéril imersos em uma porção de grãos finos, onde está distribuído material de natureza siliciclásticas e sulfetos de Zn e Pb disseminados. Bandamento que intercala lâminas de material siliciclástico metapelítico, bandas de esfalerita/martita e em algumas ocasiões bandas de pirita fina. Sulfetos de Pb e/ou Zn preenchendo microfraturas/veios (baixa frequência de microfraturação). *Stockwork* (frequência de microfraturação elevada). Brechas hidrotermais. Massivos de grão médio a grosso (blastese e reconcentração dos minerais de minério).

Os tipos de rocha com maior presença no distrito incluem metaquartzitos, hornfels, granitos e diques lamprofíricos. A mineralogia de alteração mais frequente inclui tremolita-actinolita, diopsídeo, granada, wollastonita, bustamita-rodonita, cordierita e sílica. Essa mineralogia substitui sistematicamente os componentes originais das rochas em distintos graus, gerando as características mineralógicas e texturas típicas *skarn*. Por sua vez, os minerais de minério são remobilizados e concentrados, modificando os valores de Zn, Pb e Ag iniciais.

1.5 LAVRA SUBTERRÂNEA

A lavra subterrânea da mina Aguilar é feita através do método *Transverse Stopping*, que é um método executado em subníveis ascendentes e transversalmente à posição do corpo mineral, onde tiras verticais de minério são desmontadas e transportadas por *chutes* ou

travessas de produção. A perfuração para a realização do desmonte é feita geralmente em leque e os furos tem grande longitude.

De acordo com Pakalnis e Hughes (2011), o método *Sublevel Stoping* possui um alto índice de mecanização e se aplica somente a corpos com alto grau de inclinação (verticais ou sub-verticais), com mergulho maior que 45° e preferencialmente entre 50° e 90°. Tanto rochas encaixantes como o corpo mineral necessitam ser competentes, no caso das encaixantes para evitar diluição e problemas de estabilidade do maciço rochoso e no caso do minério para que o dimensionamento dos pilares não acabe afetando o aproveitamento do depósito mineral. Na mina Aguilar o RMR (Rock Mass Rating) da rocha mineralizada varia em torno de 65, enquanto o RMR da rocha encaixante varia em torno de 45, o que significa que a rocha encaixante não é a ideal para o método de exploração utilizado.

O *Transverse Stoping* é um método vantajoso, pois permite alta produtividade, baixo custo de desmonte, fácil ventilação, pequena exposição a condições inseguras e a capacidade de recuperação pode alcançar 75%. Já as desvantagens são o desenvolvimento complicado, lento e caro, e a perfuração por ser de furos longos requer cuidadoso alinhamento, grandes desmontes podem causar vibrações excessivas e grandes deslocamentos de ar.

A mina Aguilar subterrânea atualmente é composta por duas seções distintas, uma seção chamada Capa A que possui três setores denominados 15, 18 e Sub-18 e outra seção chamada Pique Inferior. A seção que será alvo desse estudo será Capa A.

Cada setor de Capa A é responsável por determinado número de níveis e tem seus próprios equipamentos e número de operários, o que torna a operação de cada setor totalmente independente das demais. O setor 15 é responsável pelos níveis 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13 e *long tunnel* até a superfície, o setor 18 é responsável pelos níveis 1, 2, 3, 4 e 5, e *long tunnel* até a superfície, por último o setor Sub-18 é responsável pelos níveis -1, -2, -3, -4 e -5.

A produção total mensal de Capa A é de aproximadamente 5900m³ de minério, enquanto a produção mensal de *backfill* cimentado para a Capa A é de aproximadamente 5500m³. Isso deixa evidente que a mina produz mais espaços vazios do que consegue preenchê-los, gerando um grande passivo de câmaras vazias existentes nessa seção, o que a longo prazo vem provocando grandes deslizamentos e setores em condições instáveis.

Atualmente o setor Capa A possui um volume total de câmaras vazias de 263000m³, considerando o ritmo de produção de minério e da produção de *backfill* para preenchimento

destas câmaras, a situação se tornará bastante crítica nos próximos anos com relação a estabilidade geomecânica da mina, afetando drasticamente a produção de zinco, chumbo e prata.

1.6 PLANTA DE *BACKFILL*

A planta de *backfill* do setor Capa A é da marca BetonMac e foi fabricada no ano de 2012. A capacidade de produção é de 220m³ por dia (considerando 2 turnos de 10 horas cada), opera de maneira automática ou manual e necessita de 3 operários trabalhando na planta e 2 operários trabalhando no controle de agregados.

A operação para fabricação do *backfill* compreende das seguintes etapas:

- A primeira etapa consiste da classificação dos agregados em superfície. Duas grelhas fixas são alimentadas com material de uma das pilhas de estéril da mina. A primeira grelha possui 1"½, o material retido nessa grelha passa pela segunda grelha que possui 3"½. O material passante na segunda grelha será o agregado utilizado na planta de *backfill*. Na Figura 3 se pode observar a operação de classificação com as duas grelhas no nível 2 em superfície.
- O material já classificado é transportado via poço por aproximadamente 300m até a planta de *backfill* que se encontra no nível 13 subterrâneo do setor Capa A e é enviado por correia transportadora até o tambor de mistura, onde uma balança controla automaticamente a quantidade de material a ser adicionada por mistura. Na Figura 4 é possível visualizar a correia transportadora que conduz o agregado do poço até a planta de *backfill*.
- Ao mesmo tempo bolsas de 1000kg de cimento portland de fabricação nacional são enchidas por dois silos que estão localizados em superfície e são transportadas via *trolley* até a entrada de Capa A que seria o equivalente ao nível zero. A partir daí uma pá carregadeira faz o transporte até o nível 13 onde se encontra a planta de *backfill*. A pá carregadeira que faz esse transporte é capaz de transportar três bolsas em cada ciclo. A Figura 5 mostra os silos de armazenagem de cimento.
- O nível 13 possui um pequeno estoque de bolsas de cimento. Um guincho faz o transporte de uma bolsa até outro silo, de menor dimensão que possui uma

tubulação que leva à calha de descarga, onde uma balança adiciona a quantidade exata de cimento à mistura.

- Além de cimento e agregado, água é adicionada em determinada proporção e após aproximadamente um minuto e meio dentro do tambor a mistura está pronta e é vertida pelo poço de transporte de *backfill* para os níveis inferiores.

Figura 3 - Processo de classificação dos agregados no nível 2 em superfície



Fonte: Autoria própria

Figura 4 - Correia transportadora do material agregado



Fonte: CMA AS

Figura 5 - Silos de armazenagem de cimento em superfície



Fonte: CMA SA

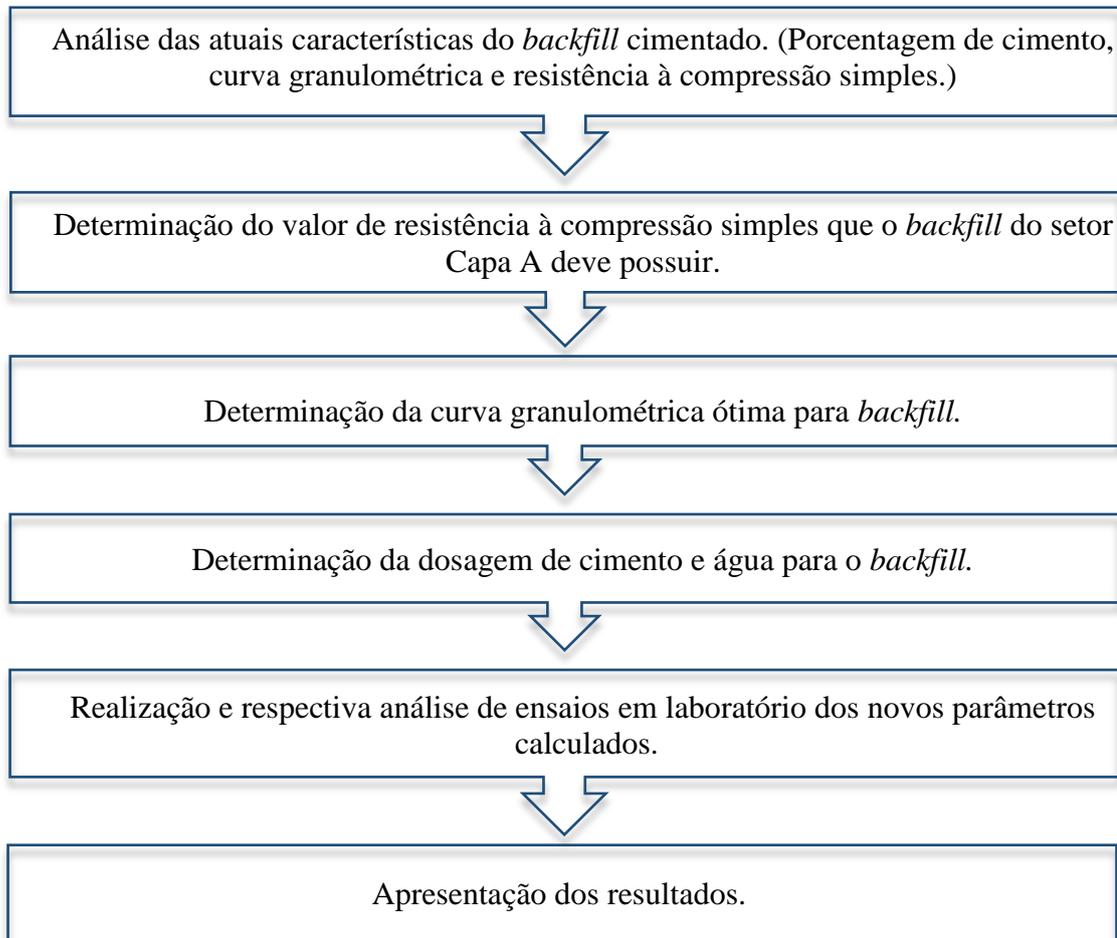
Figura 6 - Planta de Backfill



Fonte: CMA AS

1.7 METODOLOGIA

Para atender aos objetivos propostos nessa pesquisa foram empregadas as seguintes etapas:



1.8 ESTRUTURA DA DISSERTAÇÃO

O Capítulo 2 faz a descrição dos fundamentos teóricos utilizados como base para a definição da metodologia aplicada na caracterização do *backfill* cimentado. Serão abordados temas como o método de estabilidade para a determinação da resistência à compressão simples necessária para o *backfill*, método para obtenção da curva granulométrica ótima e também a dosagem de cimento para alcançar a resistência desejada.

O Capítulo 3 descreve a metodologia aplicada para obter a nova caracterização do *backfill* cimentado.

O Capítulo 4 apresenta a análise e discussão dos resultados obtidos durante a realização dessa pesquisa, bem como os fatores operacionais que podem limitar a obtenção dos valores desejados.

O Capítulo 5 conclui essa dissertação e defende a importância do controle de qualidade do *backfill* para a obtenção dos valores realmente necessários, mantendo assim a estabilidade da mina e conseqüentemente o ritmo de produção exigido.

O Capítulo 6 apresenta as referências utilizadas durante a realização dessa pesquisa.

Capítulo 2

2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo serão apresentados os fundamentos teóricos utilizados para a nova caracterização do *backfill* cimentado e tem como objetivo facilitar a compreensão da metodologia aplicada no Capítulo 3.

2.1 MECÂNICA DE ROCHAS

Os conceitos da mecânica de rochas estão intimamente ligados com os conceitos da mecânica clássica, porém diversos fatores específicos a identificam como um campo distinto da engenharia. Segundo Brady e Brown (2005), o tema é de fundamental relevância para a engenharia de minas, porque o ato de criar escavações mineiras muda os campos tensionais do maciço rochoso e entender as respostas a essas mudanças nos permite um melhor planejamento da operação.

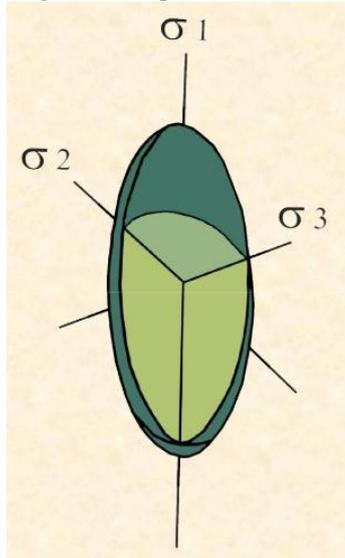
Uma das premissas da aplicação da mecânica de rochas na mineração é que a qualquer maciço rochoso pode ser atribuído um conjunto de propriedades mecânicas que podem ser medidas de maneira normalizada ou estimadas através de técnicas. Algumas destas propriedades serão apresentadas para o melhor entendimento dessa pesquisa.

2.1.1 Tensão e deformação

Quando uma força externa é aplicada na superfície de um corpo, surge uma força interna denominada tensão. De acordo com Salamuni [ca. 2008], essa força interna nada mais é que uma força de reação à força externa que está sendo aplicada e pode ser classificada como tração, compressão (tensão normal), cisalhamento (tensão tangencial ou de corte) e propicia deformações ao corpo.

Em um maciço rochoso o estado tensional será diferente em diferentes direções, essa variação é conhecida como campo de tensões e pode ser representado por um sistema de eixos com vetores onde a letra grega σ representará tensão. O vetor de tensão resultante σ_r pode ser representado por três vetores de tensão principal ortogonais entre si, onde $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$.

Figura 7 - Elipsoide de tensões



Fonte: Notas de aula Prof. Eduardo Salamuni

A tensão de maneira simplificada por ser dada pela equação:

$$\sigma = F/A \quad (1)$$

Onde F é a força aplicada sobre uma área A . Sendo assim a unidade de medida é N/m^2 ou Pa (Pascal).

Já a deformação de acordo com Brady e Brown (2005), ocorre quando a aplicação de um conjunto de forças em um corpo altera as posições relativas dos pontos dentro dele. Sendo assim, quando uma mudança geométrica do corpo altere sua forma ou dimensões poderemos classificar em três tipos: deformação elástica (transitória), deformação plástica (permanente) e ruptura.

Na deformação elástica o corpo recupera sua forma inicial após a tensão aplicada ser retirada, já na deformação plástica mesmo ao retirar a tensão aplicada o corpo não recupera sua forma, isso ocorre porque a tensão aplicada supera a deformação elástica. Já na deformação por ruptura o corpo acaba rompendo-se devido ao fato de a tensão aplicada superar a deformação plástica.

A deformação ε é dada por:

$$\varepsilon = \Delta l / l_0 \quad (2)$$

Onde Δl é a variação do comprimento e l_0 é o comprimento inicial. Como é de se esperar a deformação é adimensional.

2.1.2 Resistência

A resistência é a capacidade que a rocha ou maciço rochoso tem de suportar solicitações externas sem que estas venham lhe causar deformações plásticas. De acordo com Pariseau (2006), meios isotrópicos quando solicitados apresentam apenas dois tipos de resistência, resistência à tração e resistência a compressão, onde a resistência à tração geralmente é independente da pressão confinante enquanto que a resistência à compressão é dependente.

2.1.3 Resistência à compressão simples

Segundo Pariseau (2006), o procedimento mais comum para determinação de resistência à deformação é o ensaio de resistência à compressão simples ou uniaxial. Amplamente utilizado para classificar rochas com relação a sua resistência, muito embora o fato de as rochas que constituem maciços rochosos se encontram em estados tensionais triaxiais, a resistência a compressão simples auxilia no estudo de fenômenos com interesse prático da mecânica de rochas, como por exemplo, os pilares de uma mina que se encontram submetidos a um estado de compressão simples.

Existem fatores que influenciam a resistência à compressão simples, que podem ser internos, como a mineralogia, o tamanho dos grãos e a porosidade da rocha, ou externos como geometria da amostra (forma e tamanho), taxa de carregamento, temperatura e taxa de deformação.

Como foi comentado, o ensaio de resistência à compressão simples é corrente na determinação das características mecânicas das rochas, porém também é amplamente usado na construção civil, para determinar a resistência a compressão simples do concreto por exemplo. É nesse ponto que se observa algo muito importante nessa pesquisa, como o *backfill*

cimentado utilizado na mina é uma espécie de concreto “pobre”, a maneira de se determinar se o *backfill* produzido suportará os esforços solicitados pelo maciço rochoso é determinando sua resistência à compressão simples.

O ensaio de resistência à compressão simples é realizado com um corpo de prova cilíndrico do material a ser testado que será submetido a uma tensão normal nas bases do cilindro. Os corpos de prova podem também possuir outras formas, porém o mais amplamente difundido é o formato cilíndrico. As bases precisam possuir o maior paralelismo possível e não superar 0,2mm de desvio. Na Figura 8 pode-se visualizar a representação de um corpo de prova cilíndrico com a tensão uniaxial sendo aplicada. A confecção de corpos de prova para o *backfill* é realizada segundo a norma ASTM C 31 – C 31M (Procedimento padrão para produção e cura de amostras de concreto).

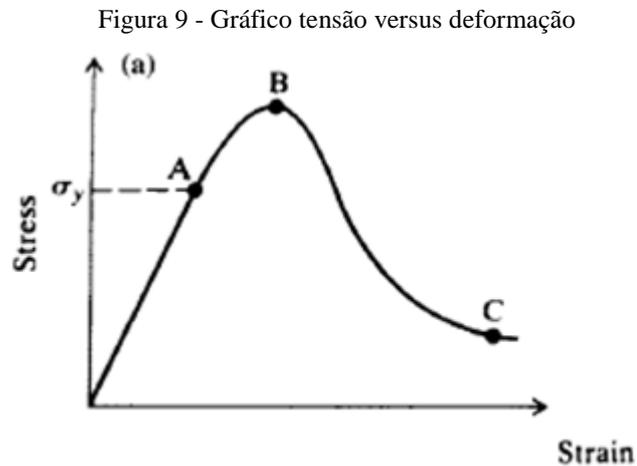
Figura 8 - Corpo de prova cilíndrico e direção da tensão uniaxial



Fonte: GMI, 2006

A resistência à compressão simples pode ser representada graficamente através do gráfico tensão versus deformação. Na Figura 9 podemos observar que a resistência máxima é alcançada quando a tensão atinge o seu máximo, até então a deformação existente é elástica, quando se ultrapassa a resistência máxima a deformação será plástica até chegar ao limite onde haverá o rompimento do corpo de prova. O ponto A no gráfico representa um ponto onde a deformação existente é totalmente elástica, já o ponto B representa a tensão máxima aplicada, ou seja, a resistência máxima do corpo de prova. O ponto C representa a resistência

residual, significa que o corpo de prova já está apresentando comportamento plástico e poderá romper a qualquer momento.



Fonte: Brady e Brown (2005)

2.2 MINERAÇÃO COM SUPORTE NATURAL

Os métodos de mineração que tem seu suporte principal feito através de pilares como, por exemplo, Câmaras e Pilares, *Longhole* ou *Sublevel Stopping*, têm como objetivo controlar possíveis movimentos do maciço rochoso, sendo assim a estabilidade geomecânica da mina depende da competência da rocha e do dimensionamento destes pilares.

Algo importante a ressaltar segundo Brady e Brown (2005) é que o controle de estabilidade local é diferente do controle de estabilidade global de uma mina. A estabilidade local de uma câmara, por exemplo, é controlada pelo seu próprio dimensionamento, ou seja, uma câmara pode ser dimensionada para ser auto suportada enquanto a estabilidade global da mina depende do planejamento dos pilares.

O desempenho de um sistema de suporte com pilares está totalmente relacionado com seu dimensionamento individual e sua posição geométrica no depósito. Esses fatores se associarão diretamente com a capacidade de carregamento quando o maciço rochoso redistribua suas tensões.

Como já foi brevemente citado na introdução desse trabalho, infelizmente a utilização de pilares como método de escoramento principal esteriliza temporária ou permanentemente

parte do reserva mineral. Dessa maneira, fazer o melhor planejamento tanto em localização como em dimensão para os pilares é fundamental. Entretanto como veremos a seguir existem métodos de suporte artificiais que podem aumentar a recuperação da reserva mineral, sem comprometer a estabilidade e conseqüentemente a segurança da operação.

2.3 SUPORTE ARTIFICIAL

Os distintos métodos de suporte artificiais têm como objetivo controlar a estabilidade local e global da mina. Elementos de suporte como parafusos, tirantes, cintas e telas tem o propósito de controlar a estabilidade em lugares específicos, como exemplo se pode citar a utilização de tirantes no *hangingwall* de uma câmara, que tem a finalidade de suportar a parede evitando deslizamentos, desprendimentos e conseqüentemente além de uma operação insegura a geração de contaminação/diluição do mineral no local.

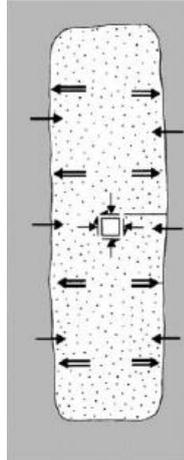
Entretanto o objetivo dessa pesquisa involucra um método de suporte artificial que controle a estabilidade da mina de maneira global. E dentre esse tipo de suporte, um dos métodos amplamente difundidos na indústria da mineração é o enchimento de espaços vazios dentro da mina, conhecidamente como *backfill*. Para a utilização desse método em câmaras abertas, é necessário uma geometria particular e um sequenciamento de produção e posterior enchimento bem estabelecidos para que o suporte seja efetivo.

É importante salientar que o *backfill* também pode ser utilizado para controles de estabilidade superficiais e locais, porém sua caracterização será distinta devido às distintas solicitações a qual será submetido. Na Figura 10 é possível observar a ilustração de uma câmara que foi preenchida com *backfill*. As flechas que apontam para dentro da câmara representam os esforços tensionais aplicados no *backfill* devido à redistribuição de tensões ocasionada por mineração em câmaras adjacentes. As flechas que apontam para fora, representam a resposta tensional do *backfill* ao carregamento que o maciço rochoso lhe está impondo. O quadrado presente no meio indica a tensão interna gerada pelo confinamento do *backfill* na câmara.

O *backfill* pode ser utilizado de duas maneiras, uma delas é no método corte e enchimento onde o enchimento é disposto periodicamente de maneira que a exigência é sempre trabalhar

sobre uma superfície estável. A outra é realizando o enchimento em métodos de câmaras abertas como, por exemplo, o *Transverse Stopping* que é o caso dessa pesquisa.

Figura 10 - Ilustração de câmara preenchida com *backfill*



Fonte: Brady e Brown (2005)

2.4 BACKFILL

De acordo com Potvin (2005), o enchimento de câmaras com *backfill* atua no maciço rochoso de duas maneiras, a primeira seria prevenindo a abertura de juntas e descontinuidades da câmara já minerada e a conseqüente propagação das rupturas e a segunda seria limitando a extensão da convergência das paredes da câmara, gerando assim um impacto regional bastante grande na estabilidade da mina.

Se o *backfill* não for exposto a outros espaços vazios, a caracterização é bastante simples, sem grandes exigências de coesão e resistência, Porém quando o *backfill* é exposto, as exigências aumentam e a partir daí torna-se necessário não só a análise das necessidades da mina, como também dos materiais disponíveis para realizar tal enchimento. Em geral rocha estéril produzida durante o desenvolvimento da mina e rejeito dos moinhos da planta de beneficiamento são materiais amplamente difundidos e aceitos para produção do *backfill*. Como é de se esperar, se os materiais anteriormente citados não estão disponíveis nas quantidades necessárias, pode-se fazer uso de outros materiais como areia ou escória.

A aplicação do *backfill* ditará características técnicas e o volume de produção determinará qual sistema será aplicado. Os sistemas de enchimento em geral são classificados com base em sua matéria prima de produção, que pode ser hidráulico, em pasta ou com rocha estéril.

De acordo com Grice (2005), o sistema de enchimento conhecido como *hydraulic fill* tem como matéria prima rejeitos classificados dos moinhos da planta de beneficiamento da mina e é transportado através de tubulações onde a porcentagem de sólidos varia entre 50% e 70%. O *Hydraulic fill* pode ser usado sem aglomerante quando o enchimento não será exposto a espaços vazios, já no caso de haver a necessidade de expor o enchimento, o uso de um aglomerante como por exemplo o cimento se torna necessário.

Outro sistema de enchimento que também utiliza como matéria prima rejeitos dos moinhos da planta de beneficiamento é o *paste fill*, porém segundo Henderson *et al.* (2005), neste método o rejeito não é classificado, o que faz com que o enchimento possua uma maior porcentagem de sólidos variando entre 78% e 87% e um menor teor de água. Esse método possui algumas vantagens com relação ao *hydraulic fill*, a dosagem da água, por exemplo, é calculada para que o cimento seja hidratado, otimizando assim a proporção de cimento para alcançar a resistência desejada, além de reduzir possíveis inconvenientes devido ao volume de água dentro da mina e possui tempo de cura relativamente rápido. Porém uma planta de *paste fill* e sua operação de distribuição dentro da mina tem custo bastante elevado.

Um dos sistemas de enchimento altamente utilizado na mineração é o *rock fill* onde a matéria prima é rocha estéril ou agregado comum. De acordo com Kuganathan (2005), quando o enchimento será posteriormente exposto e exista a necessidade da formação de uma parede vertical, pode-se agregar cimento, gerando assim o enchimento conhecido como *cemented rockfill*. O transporte do material de enchimento nesse método é feito através de uma combinação de poços e pás carregadeiras e a mistura (no caso de haver adição de cimento) pode ser feita em uma planta de *cemented rockfill* ou executada pela própria pá carregadeira nas imediações da câmara que está sendo cheia.

2.5 CEMENTED ROCKFILL

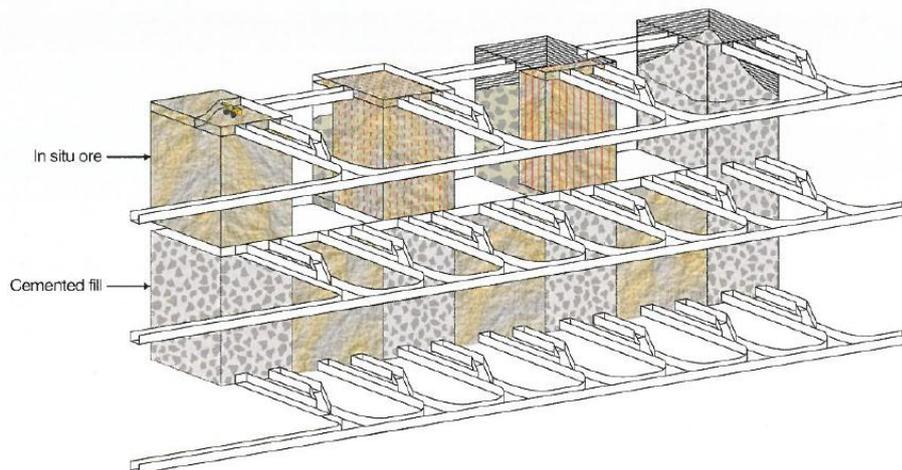
Como visto anteriormente, *cemented rockfill* é o enchimento realizado com rocha estéril e adição de cimento e é esse o método utilizado na mina Aguilar, tema dessa pesquisa. O grande desafio desse método é determinar a dosagem correta de cimento, que cumpra com os requerimentos de resistência do enchimento e que tenha o menor custo.

Outro ponto a se considerar é a correta distribuição granulométrica do material estéril, que quando otimizada, pode diminuir o consumo de cimento que em geral varia entre 4% e 7%. Segundo Potvin (2005), a relação água/cimento ideal para o *cemented rockfill* onde nenhum outro componente líquido é adicionado é de 0,8:1 e será essa a relação utilizada nessa pesquisa. É importante ressaltar que água em excesso acaba diminuindo o valor da resistência do *backfill* devido ao fato de o cimento não aderir adequadamente às partículas de rocha e água em escassez não permite que os componentes se misturem apropriadamente.

Nos próximos itens será apresentada a teoria do método de estabilidade que nos permite calcular a resistência necessária para o *backfill* e também a obtenção da curva granulométrica ótima, proporcionando assim o melhor aproveitamento do cimento adicionado.

Na Figura 11 é possível observar esquematicamente como o *cemented rockfill* produz paredes verticais, possibilitando a posterior extração das câmaras adjacentes. As áreas com material granulado cinza representam câmaras onde o enchimento já foi realizado e os locais com material marrom representam o minério que ainda não foi explorado. Também é possível observar que em algumas câmaras a operação se realiza concomitantemente, ou seja, uma “fatia” da câmara é minerada e cheia, posteriormente outra “fatia” e assim por diante.

Figura 11 - Exemplo esquemático de operação com *cemented rockfill*



Fonte: Potvin (2005)

2.6 MÉTODO DE ESTABILIDADE

Em uma mina onde o enchimento é feito através do *backfill* cimentado, a relação do custo somente em *backfill* no custo total da mineração pode alcançar até 25%, dos quais grande

parte é devido ao preço do cimento. A quantidade de cimento necessária na operação está totalmente relacionada à resistência exigida, portanto é necessário estimar a resistência que o *backfill* precisa alcançar para então poder determinar a porcentagem que será utilizada de cimento.

Segundo Potvin (2005), existem duas maneiras de determinar a resistência necessária do *backfill*, uma delas é pelo método de análise simplificado desenvolvido por Mitchell em 1983 e o outro por elaborados modelos numéricos utilizando *softwares* comerciais. Apesar dos modelos numéricos permitirem posterior calibração e possuírem grande apelo visual, em termos de dosagem de cimento, os dois métodos se equivalem e é por esse motivo, que nessa pesquisa, a determinação da resistência será feita pelo método de Mitchell.

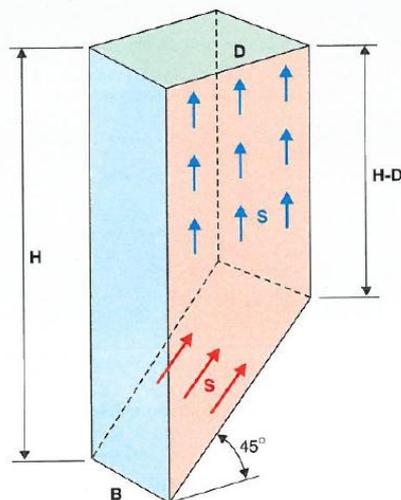
Mitchell (1983) considerou o limite do equilíbrio ao deslizamento de um bloco de enchimento e então derivou equações para calcular a resistência de um enchimento com cimento. Para facilitar os cálculos, considerou o ângulo de atrito igual a zero e que toda resistência ao cisalhamento do enchimento é a resistência coesiva, sendo assim por esse método a resistência à compressão simples é igual a duas vezes a resistência coesiva do enchimento. A derivação das equações é apresentada a seguir:

- O volume do bloco deslizante é dado por:

$$[B.D.(2.H - D)] / 2 \quad (3)$$

Onde: B é a largura do bloco, D a espessura e H a altura, Figura 12.

Figura 12 – Esquema simplificado do bloco.



Fonte: Potvin (2005)

- O peso do bloco deslizante é dado por:

$$[B.D.(2.H - D). \gamma_b] / 2 \quad (4)$$

Onde: γ_b é a densidade bulk do material.

- O suporte vertical a partir das paredes laterais é dado por:

$$[2.(2.H - D).D.C] / 2 \quad (5)$$

Onde: C é a resistência coesiva do bloco.

- Então, o peso líquido do bloco é dado por:

$$[(2.H - D).D.(B. \gamma_b - 2.C)] / 2 \quad (6)$$

No estado de equilíbrio limite o componente do peso líquido do bloco ao longo do plano de falha deve ser igual à resistência ao cisalhamento ao longo do mesmo plano.

- Então:

$$\{[(2.H - D).(D).(B. \gamma_b - 2.C)] / 2\} . (\text{sen } 45^\circ) = B.D.C / \cos 45^\circ \quad (7)$$

$$C = [B. \gamma_b . (2.H - D)] / (4.H + 4.B - 2.D) \quad (8)$$

Portanto a resistência à compressão simples necessária para o *backfill* pelo método de Mitchell é:

$$\text{UCS} = 2.C = [B. \gamma_b . (2.H - D)] / (2.H + 2.B - D) \quad (9)$$

Se o *backfill* produzido possui um fator de segurança, a resistência à compressão simples será dada por:

$$\text{UCS (design)} = (F.B. \gamma_b) / (1 + B/H) \quad (10)$$

Onde: F é o fator de segurança.

A equação (10) foi utilizada nessa pesquisa para determinação da resistência necessária do *backfill* na mina Aguilar.

2.7 GRANULOMETRIA ÓTIMA

Na mina Aguilar a matéria prima para o *cemented rockfill* é proveniente das pilhas de estéril que possuem material rochoso oriundo do desenvolvimento da mina. Como é de se

esperar a resistência à compressão simples da rocha irá contribuir para a resistência do *backfill*.

Segundo Potvin (2005), o controle da classificação granulométrica dos agregados é extremamente importante, pois objetiva minimizar espaços vazios no enchimento e maximizar sua densidade. O excesso de partículas grossas no enchimento acarretará em espaços abertos suscetíveis a danos pelo desmonte nas câmaras adjacentes, devido à falta de contato partícula com partícula. Além do mais, pouca quantidade de finos poderá fazer com que a água presente no enchimento acabe “lavando” o cimento, não permitindo que o *backfill* tenha a fluidez necessária durante a operação de enchimento e também diminuindo sua resistência. Por outro lado, excesso de partículas finas aumentará o consumo de cimento, pois haverá o recobrimento de todas as partículas que por sua vez possuem uma grande área de superfície de contato, resultando em uma união pobre.

Sendo assim, o *cemented rockfill* típico deve ser constituído de ambos materiais, finos e grossos. Para o *backfill*, material menor a 10mm é considerado fino e é considerado grosseiro quando superior a 10mm, geralmente alcançando um máximo de 200mm. Portanto a classificação granulométrica mais apropriada é aquela que minimiza os espaços vazios. Importante ressaltar, que segundo normas argentinas de estudos geotécnicos, partículas inferiores a #200 (0,074mm) são consideradas tamanho argila.

Segundo Quesnel et al. (1989), a resistência máxima do enchimento é alcançada quando o conteúdo de finos (partículas menores a 10mm) não ultrapassem 25% do total de agregados. Porém é importante ressaltar que o conteúdo de finos pode variar no local do enchimento, devido à degradação/atrito durante o processo de transporte.

A melhor distribuição granulométrica, que permite a minimização de espaços vazios nos agregados é dada por:

$$P = 100 \times [d / d_{max}]^{0,5} \quad (11)$$

Onde: d é o tamanho da partícula em milímetros, d_{max} é o tamanho máximo de partícula também em milímetros e P é a porcentagem de agregado menor que o tamanho d .

2.8 DOSAGEM DE CIMENTO

A relação entre dosagem de cimento e resistência do *backfill* não é linear porque outras variáveis influenciam a resistência, como por exemplo, o teor de umidade durante a cura do cimento. A dosagem de cimento para o *backfill* se distingue da dosagem de cimento para a construção civil, pois na construção civil se trabalha com resistências à compressão muito maiores e relações água/cimento e tamanho máximo de agregados muito menores.

Sendo assim a literatura utilizada em construção civil, onde para se calcular a dosagem de cimento primeiramente se determina a relação água/cimento, não pode ser aplicada no *backfill* usado na mineração, onde as dosagens de cimentos variam entre 4% e 7% e a relação água/cimento pode chegar até a 1,2.

Em 1995 o Canadian Rockburst Research Program (CRRP) determinou a relação entre a resistência do enchimento e a dosagem de cimento segundo a equação:

$$UCS = 27 (c/n)^{1,57} \quad (12)$$

Onde: UCS é a resistência à compressão simples, c é a dosagem de cimento em peso e n é a porosidade do *rockfill*.

Capítulo 3

3 METODOLOGIA

Este capítulo desenvolverá a metodologia empregada na pesquisa segundo a sequência apresentada no primeiro capítulo. Para o desenvolvimento da metodologia foi necessária a utilização de técnicas de determinação de curvas granulométricas por peneiramento, confecção de corpos de prova de *backfill* e ensaios de compressão uniaxial em prensa hidráulica.

3.1 METODOLOGIA PARA ANÁLISE DO *BACKFILL* CIMENTADO ATUAL

A metodologia para análise das características do *backfill* atualmente aplicado na mina Aguilar, foi composta de investigação em campo e posterior análise dos resultados obtidos em laboratório. Primeiramente ao visitar a planta de *backfill* buscou-se identificar a dosagem de água e cimento utilizada, através de perguntas aos responsáveis pela planta e acompanhamento da operação de produção do enchimento. Posteriormente agregados utilizados para confecção do *backfill* foram coletados em diferentes dias para a realização do peneiramento e obtenção da curva granulométrica.

A amostragem dos agregados foi realizada em cinco dias aleatórios durante os meses de agosto e outubro de 2015 e foi realizada diretamente na correia transportadora. Na Figura 13 é possível observar o material amostrado na planta de *backfill*. Posteriormente foi realizado o peneiramento e classificação de todo o material amostrado, para isso foram utilizados os seguintes tamanhos de malha: 88,90mm; 50,80mm; 12,70mm; 6,35mm; 4,76mm; 0,60mm. O material já classificado pode ser visto na Figura 14.

Todo material classificado foi pesado em balança analítica e com base nesses valores foram traçadas curvas granulométricas para cada amostragem. A Figura 15 representa um exemplo de curva granulométrica que foi obtida através dessa metodologia.

Figura 13 - Agregado amostrado na planta de *backfill*



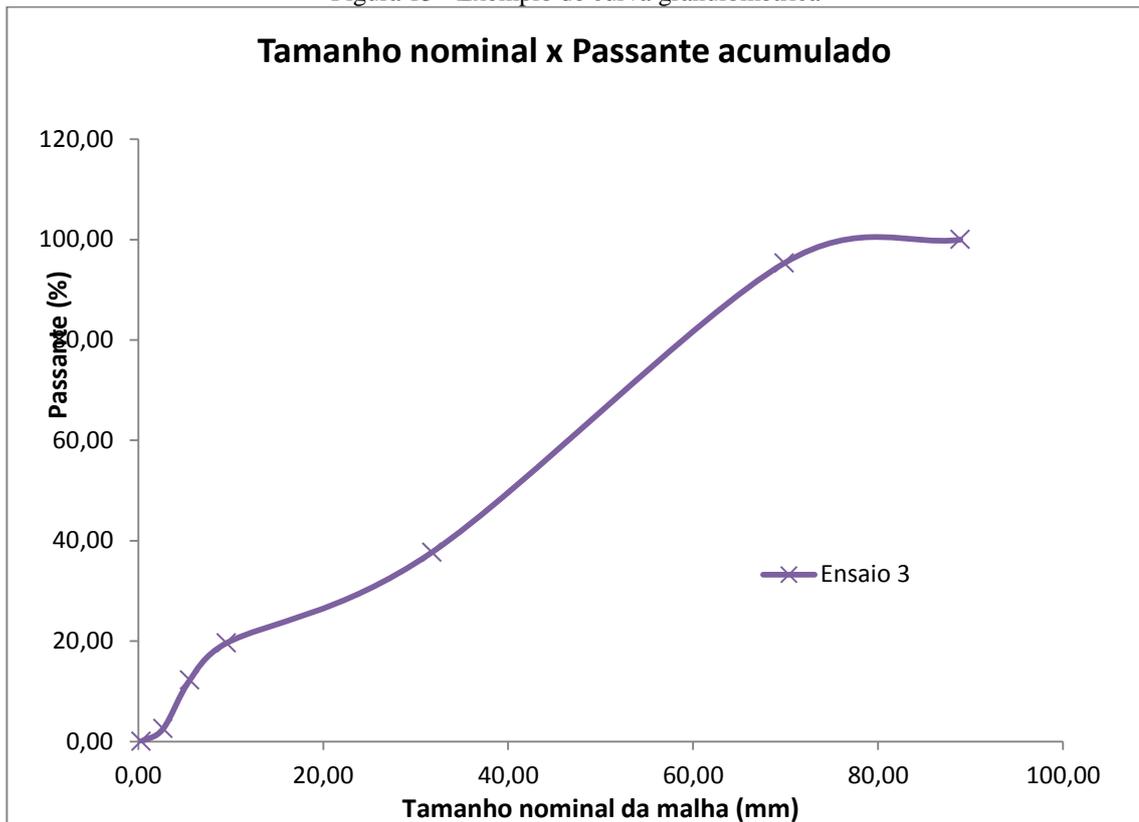
Fonte: Autoria própria

Figura 14 - Agregado classificado



Fonte: Autoria própria

Figura 15 - Exemplo de curva granulométrica



Para determinação do teor de argila nos agregados, 4 amostras foram enviados ao laboratório de análises químicas onde a porção argila foi classificada com malha de #200 (0,074mm), seguindo as normas argentinas de estudos geotécnicos.

Em seguida foram analisados os resultados dos ensaios de compressão simples obtidos nos meses de maio a setembro de 2015. Os corpos de prova de *backfill* utilizados nos ensaios de compressão são confeccionadas em mina durante a operação de enchimento das câmaras, o material é amostrado diretamente do balde da pá carregadeira antes de ser disposto dentro da câmara e então são preparados quatro corpos de prova que são ensaiados aos 7, 14, 21 e 28 dias.

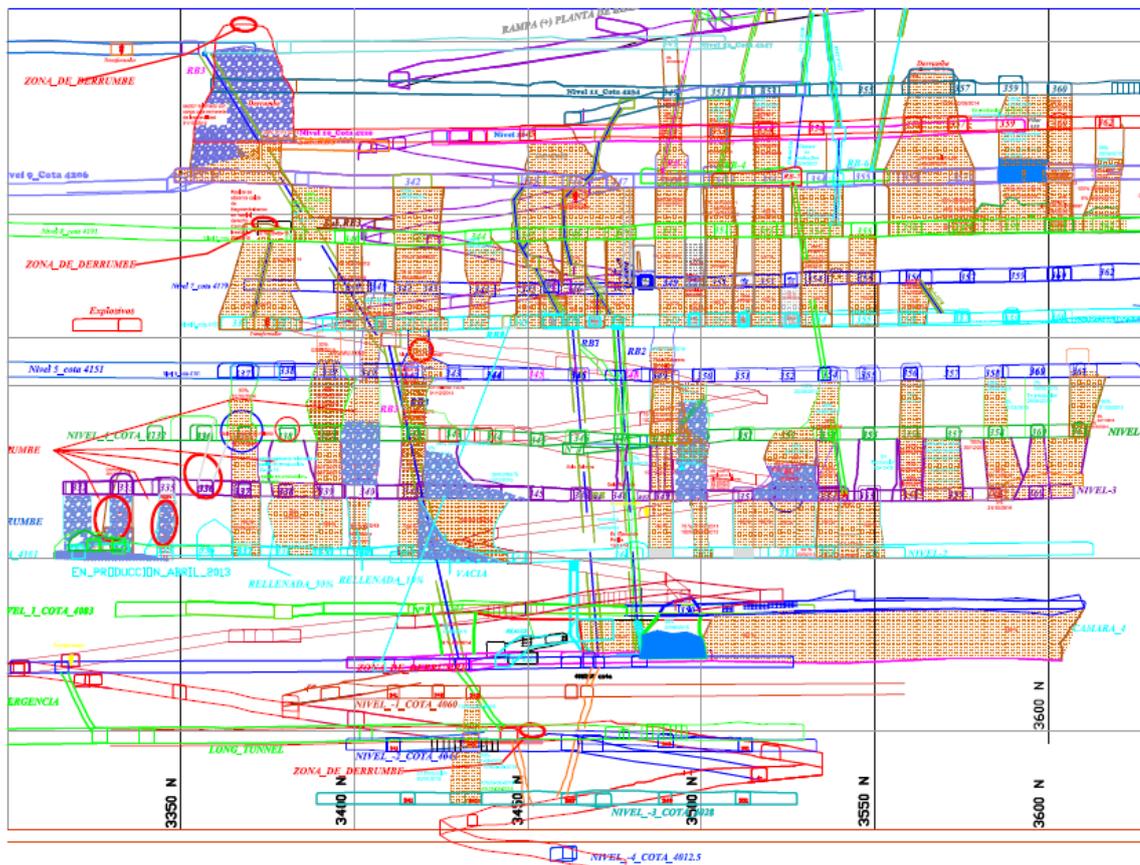
Foi realizada a média dos resultados de compressão simples para cada tempo de cura dos corpos de prova, ou seja, a resistência média para 7, 14, 21 e 28 dias. Com as informações obtidas anteriormente em campo foi possível observar as causas dos resultados obtidos em laboratório.

3.2 METODOLOGIA PARA CÁLCULO DAS NECESSIDADES DE RESISTÊNCIA DO *BACKFILL* DE CAPA A

Para realizar o cálculo de resistência à compressão simples necessária para a seção Capa A pelo método de estabilidade de Mitchell, primeiramente foi utilizado o *software* AutoCAD para obtenção das dimensões dessa seção da mina. Como o projeto de recuperação dos pilares engloba toda a seção Capa A e atualmente a exploração e o enchimento não respeitam nenhum critério de sequenciamento, optou-se por considerar toda a seção como apenas um bloco.

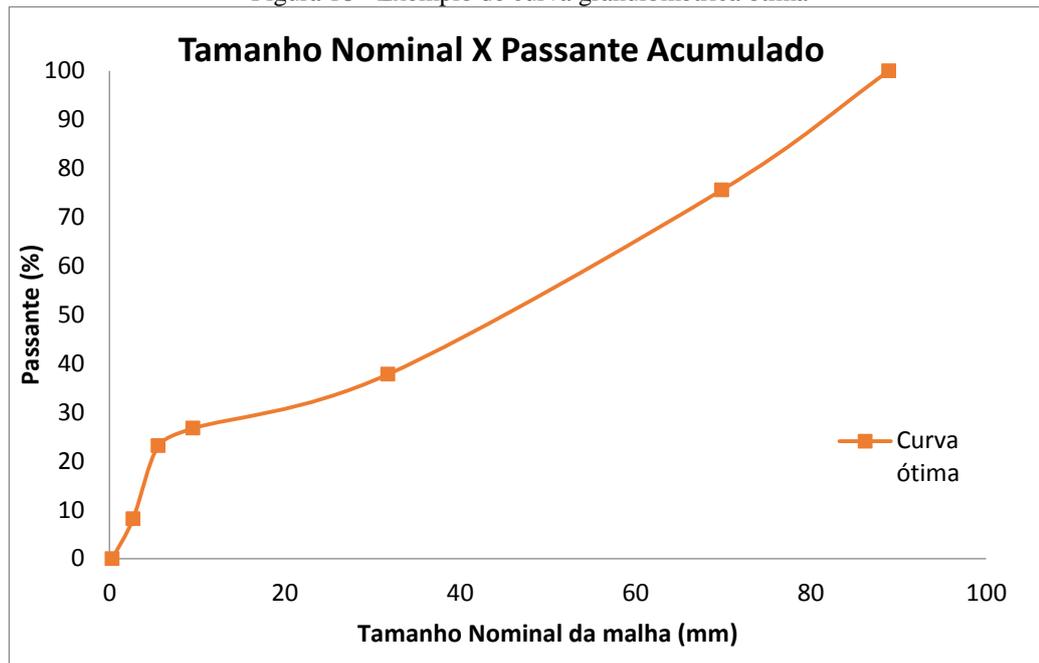
Na Figura 16 é possível visualizar o perfil longitudinal em AutoCAD da seção Capa A de onde foram obtidas as dimensões. Para determinar as medidas, foi utilizado o comando “Medir > Distância” do *software* como pode ser visto na Figura 17.

Figura 16 - Perfil longitudinal Capa A



Fonte: Autoria própria

Figura 18 - Exemplo de curva granulométrica ótima



Fonte: Autoria própria

3.4 METODOLOGIA PARA DETERMINAÇÃO DE DOSAGEM DE CIMENTO

Para determinar a dosagem de cimento se aplicou a equação (12) apresentada na seção 2.8, para isso foi necessário utilizar o valor da resistência à compressão simples calculada segundo a metodologia apresentada na seção 3.2 e também foi utilizado o valor de porosidade do *rockfill* tabelado segundo Potvin (2005) apresentada na Tabela 1.

O expoente n que se encontra na tabela se refere ao expoente presente na equação (11) da seção 2.7, onde 0,5 representa distribuição ótima dos agregados.

Tabela 1 - Espaços vazios e porosidade do *rockfill* para diferentes condições de distribuição granulométrica

| Power Law Expoente n | Índice de vazios | Porosidade |
|------------------------|------------------|------------|
| 0,4 | 0,23 | 0,19 |
| 0,5 | 0,28 | 0,22 |
| 0,75 | 0,39 | 0,28 |
| 1 | 0,47 | 0,32 |
| 1,5 | 0,59 | 0,37 |
| 2 | 0,66 | 0,4 |
| 3 | 0,75 | 0,43 |
| 5 | 0,82 | 0,45 |

Fonte: Potvin (2005)

3.5 METODOLOGIA DE CONFIRMAÇÃO DA CARACTERIZAÇÃO TEÓRICA DO *BACKFILL*

A última etapa da pesquisa foi comprovar em laboratório se as novas características calculadas teoricamente do *backfill* atingirão os valores calculados de resistência. Para isso, agregados foram coletados da planta de *backfill* e classificados segundo os tamanhos de malha de 88,90mm; 50,80mm; 12,70mm; 6,35mm; 4,76mm; 0,60mm que foram utilizados no peneiramento da primeira etapa e a essas malhas se adicionou outro tamanho de malha de 74 μ m (#200) para retirar a fração de argila dos agregados.

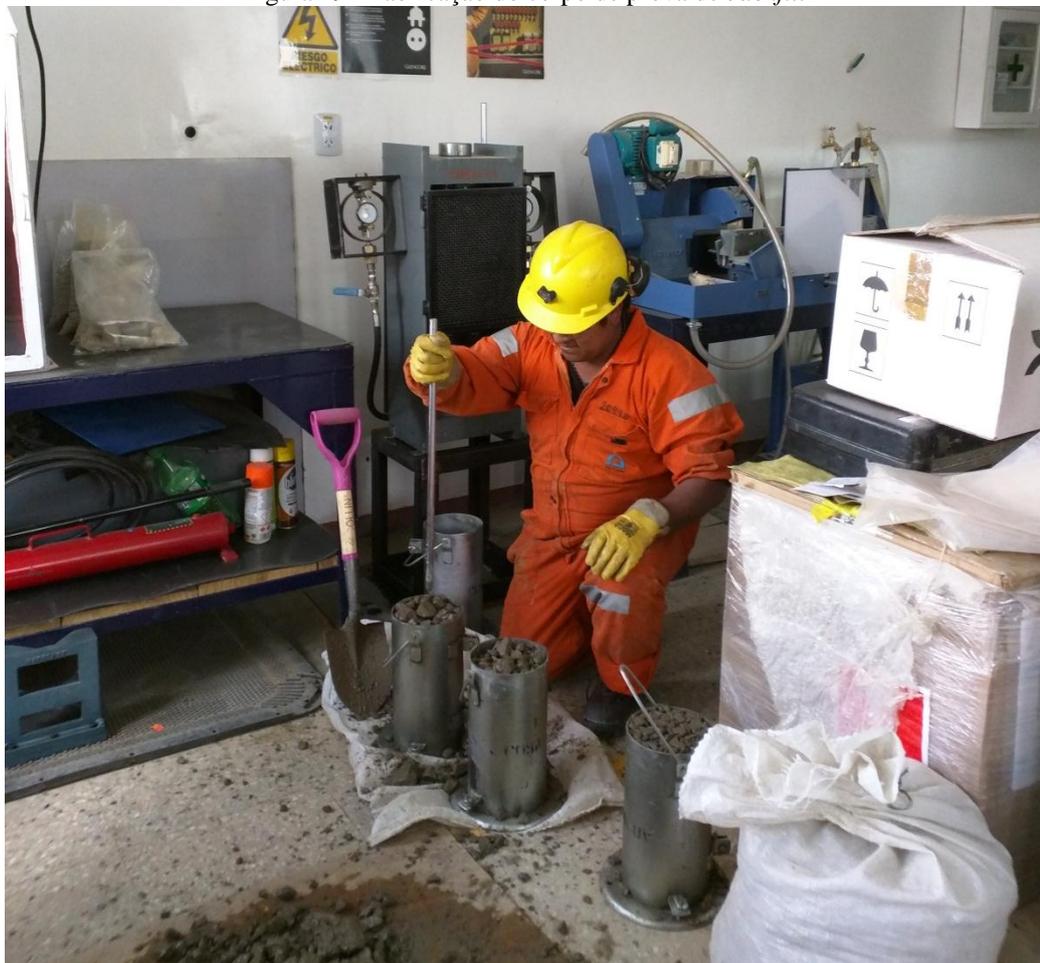
A decisão de retirar a fração argila foi tomada após análise dos resultados obtidos da primeira etapa da metodologia onde se identificou que essa porção poderia estar afetando a qualidade do *backfill* e conseqüentemente sua resistência. Tendo em mãos agregados classificados e a curva granulométrica ótima, foram fabricados 40 corpos de prova segundo a norma técnica ASTM C 31 – C 31M (Procedimento padrão para produção e cura de amostras de concreto) que define as seguintes instruções:

- Possuir moldes cilíndricos e impermeáveis conforme ASTM C 470 – C 470M.
- Possuir uma vareta de aço de no mínimo a medida da altura dos moldes para proceder com a fabricação.
- Preparar a mistura com as dosagens recomendadas de agregados, cimento e água.
- Despejar 1/3 da mistura dentro do molde cilíndrico e inserir a vareta de aço 25 vezes na mistura dentro do molde. As inserções devem ser distribuídas de maneira equivalente em toda área da mistura. Golpear com a vareta de aço 15 vezes ao redor do cilindro.
- Despejar mais um 1/3 da mistura dentro do molde e repetir a mesma operação com a vareta de aço, penetrando a camada inferior em 1". Golpear com a vareta de aço 15 vezes ao redor do cilindro.
- Por fim, completar o 1/3 restante para preencher o molde, repetir a operação anterior e utilizar a vareta para deixar a superfície superior o mais lisa possível. Etiquetar o corpo de prova com no mínimo as seguintes informações: número de amostra, dia de confecção e quantidade de cimento da mistura.
- Imediatamente após a fabricação, mover os cilindros para um local seguro para a cura.

- Após no mínimo 24 horas da fabricação, retirar os moldes dos corpos de prova e deixar que terminem a cura pelo tempo estipulado para cada amostra que pode ser de 7, 14, 21 o 28 dias que é quando o concreto ou *backfill* atinge sua resistência máxima.

A Figura 19 mostra o momento da fabricação de um corpo de prova de *backfill* no laboratório de mecânica de rochas da mina Aguilar. Os moldes utilizados na fabricação dos corpos de prova possuem 15cm de diâmetro e 30cm de altura.

Figura 19 - Fabricação do corpo de prova de *backfill*



Fonte: Autoria própria

Após alcançar o tempo de cura estipulado, os corpos de prova são encabeçados com uma mistura de enxofre grafitado que é aquecido e despejado em um molde onde o corpo de prova é posicionado. Esse encabeçamento é realizado para que as bases do cilindro estejam planas e paralelas entre si. Passado aproximadamente dois minutos o encabeçamento está seco e o corpo

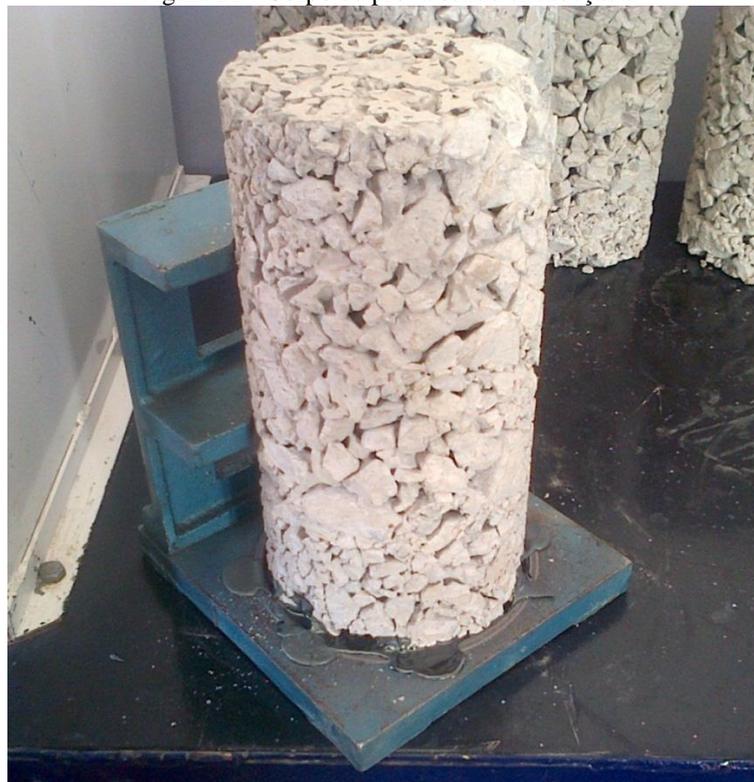
de prova está pronto para o ensaio de compressão simples. As Figuras 20 e 21 mostram o enxofre grafitado aquecido e o corpo de prova posicionado no molde.

Figura 20 - Enxofre grafitado aquecido



Fonte: Autoria própria

Figura 21 - Corpo de prova sendo encabeçada



Fonte: Autoria própria

O ensaio de compressão simples é realizado em uma prensa hidráulica da marca Cosacon que não possui controle de velocidade de carregamento. O valor da força máxima aplicada, ou seja, momento em que o corpo de prova se rompe é registrado em kN (quilonewton) em um relógio analógico e anotado em uma planilha Excel que automaticamente calcula a resistência do corpo de prova segundo a fórmula (1) na seção 2.1.1 dessa pesquisa. Nas Figuras 22 e 23 é possível observar o momento da execução de um ensaio de compressão simples e o relógio registrando a força máxima aplicada no corpo de prova.

Figura 22 - Realização de ensaio de compressão simples



Fonte: Autoria própria

Figura 23 - Registro de força máxima aplicada em kN



Fonte: Autoria própria

Capítulo 4

4 APRESENTAÇÃO E ANÁLISE DOS RESULTADOS

Concluídos os ensaios e cálculos descritos na metodologia, a seguir serão apresentados e discutidos os resultados obtidos. Primeiramente se apresentará a caracterização atualmente aplicada em mina e posteriormente a caracterização que deverá ser utilizada.

4.1 RESULTADOS DA METODOLOGIA PARA ANÁLISE DO *BACKFILL* CIMENTADO ATUAL

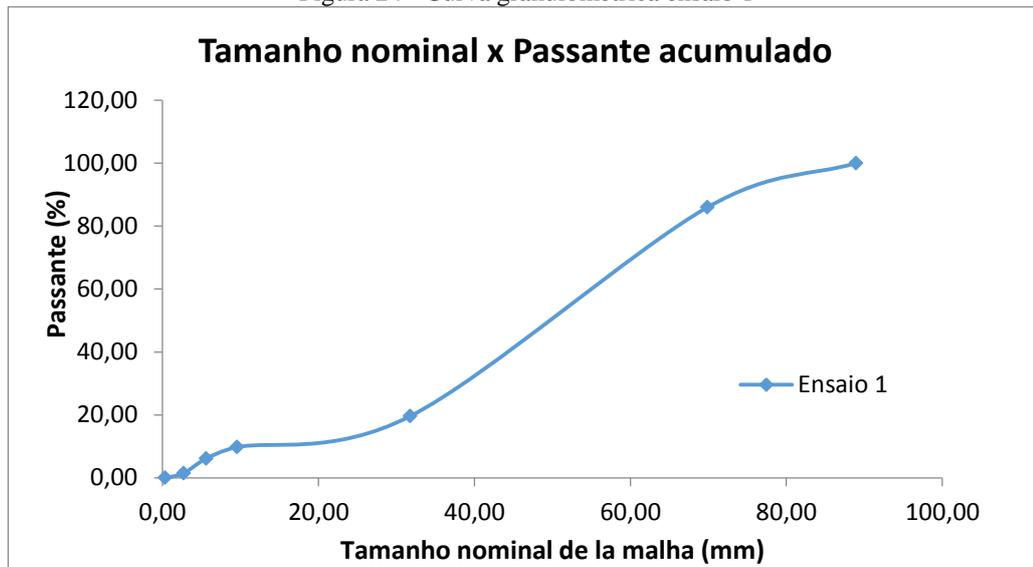
No trabalho de investigação em campo se identificou que a dosagem de cimento no *backfill* é de 5% e que a relação água/cimento atualmente aplicada é de 1:1. Tanto a quantidade de cimento quanto a quantidade de água são bastante razoáveis e comumente utilizadas em outras minas. Apesar da relação água/cimento não ser a recomendada teoricamente que é de 0,8:1; não chega a representar um inconveniente.

Após o peneiramento dos agregados amostrados na planta de *backfill* e sua devida pesagem, procedeu-se a construção das tabelas de classificação e suas respectivas curvas granulométricas que podem ser visualizadas nas Tabelas 2 a 6 e Figuras 24 a 28.

Tabela 2 - Classificação granulométrica - Ensaio 1

| Tamanho (mm) | | (mm) | (kg) | (kg) | (%) | (%) | (kg) | (%) |
|--------------|-----------|-----------------|--------|------------------|--------|------------------|--------------------|--------------------|
| Malha (-) | Malha (+) | Tamanho Nominal | Retido | Retido acumulado | Retido | Retido acumulado | Passante acumulado | Passante acumulado |
| - | 88,90 | 88,90 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 38,60 | 100,00 |
| 88,90 | 50,80 | 69,85 | 5,43 | 5,43 | 14,07 | 14,07 | 33,17 | 85,93 |
| 50,80 | 12,70 | 31,75 | 25,60 | 31,04 | 66,34 | 80,41 | 7,56 | 19,59 |
| 12,70 | 6,35 | 9,53 | 3,80 | 34,84 | 9,85 | 90,26 | 3,76 | 9,74 |
| 6,35 | 4,76 | 5,56 | 1,42 | 36,25 | 3,67 | 93,93 | 2,34 | 6,07 |
| 4,76 | 0,60 | 2,68 | 1,79 | 38,04 | 4,64 | 98,57 | 0,55 | 1,43 |
| 0,60 | 0,0 | 0,30 | 0,55 | 38,60 | 1,43 | 100,00 | 0,00 | 0,00 |

Figura 24 - Curva granulométrica ensaio 1

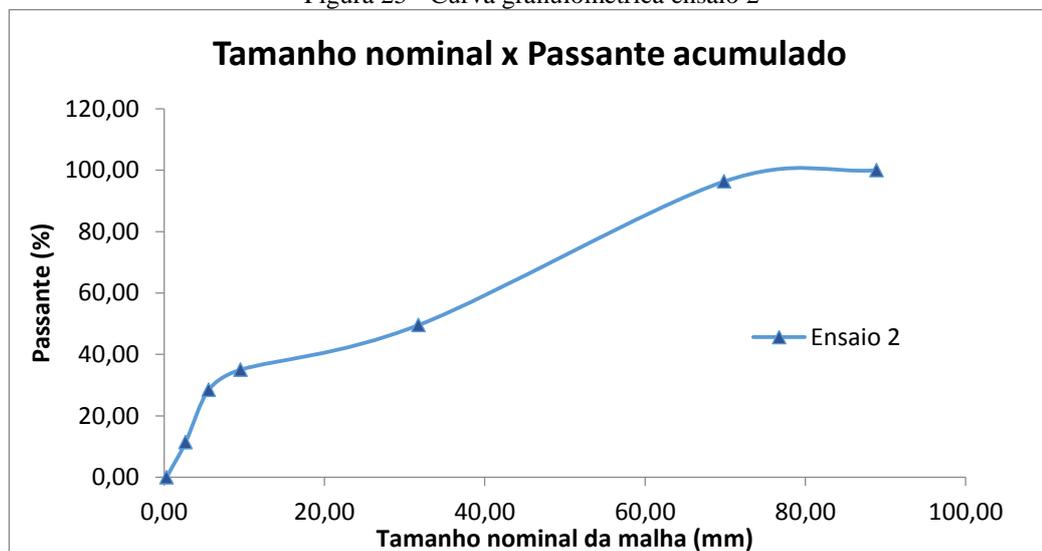


Fonte: Autoria própria

Tabela 3 - Classificação granulométrica - Ensaio 2

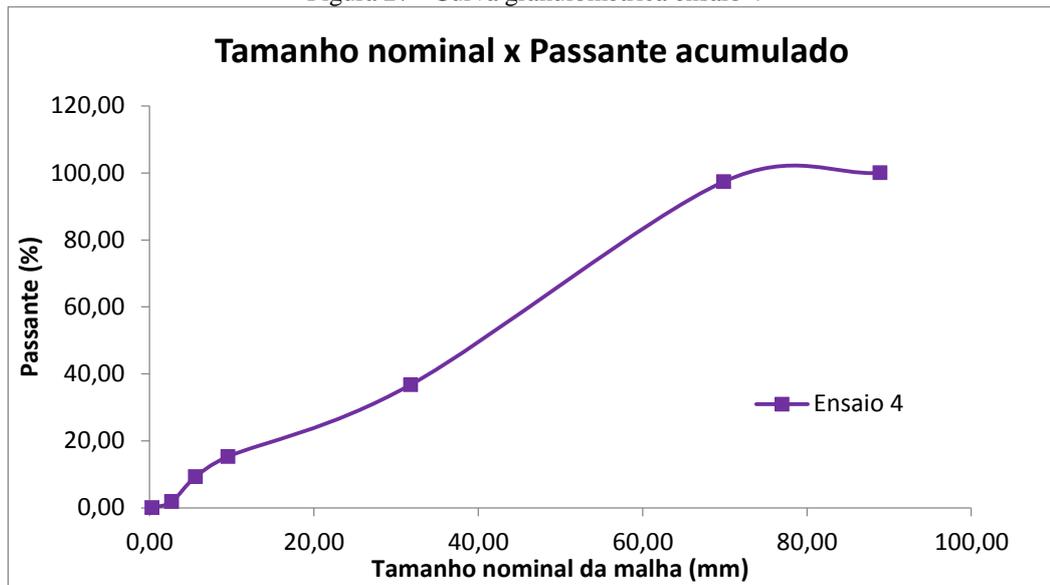
| Tamanho (mm) | (mm) | (kg) | (kg) | (%) | (%) | (kg) | (%) |
|--------------|-----------|-----------------|--------|------------------|--------|------------------|--------------------|
| Malha (-) | Malha (+) | Tamanho Nominal | Retido | Retido acumulado | Retido | Retido acumulado | Passante acumulado |
| - | 88,90 | 88,90 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 154,75 |
| 88,90 | 50,80 | 69,85 | 5,72 | 5,72 | 3,69 | 3,69 | 149,03 |
| 50,80 | 12,70 | 31,75 | 72,32 | 78,04 | 46,73 | 50,43 | 76,71 |
| 12,70 | 6,35 | 9,53 | 22,53 | 100,57 | 14,56 | 64,99 | 54,18 |
| 6,35 | 4,76 | 5,56 | 10,10 | 110,67 | 6,53 | 71,52 | 44,08 |
| 4,76 | 0,60 | 2,68 | 26,38 | 137,05 | 17,05 | 88,56 | 17,70 |
| 0,60 | 0,0 | 0,30 | 17,70 | 154,75 | 11,44 | 100,00 | 0,00 |

Figura 25 - Curva granulométrica ensaio 2



Fonte: Autoria própria

Figura 27 - Curva granulométrica ensaio 4

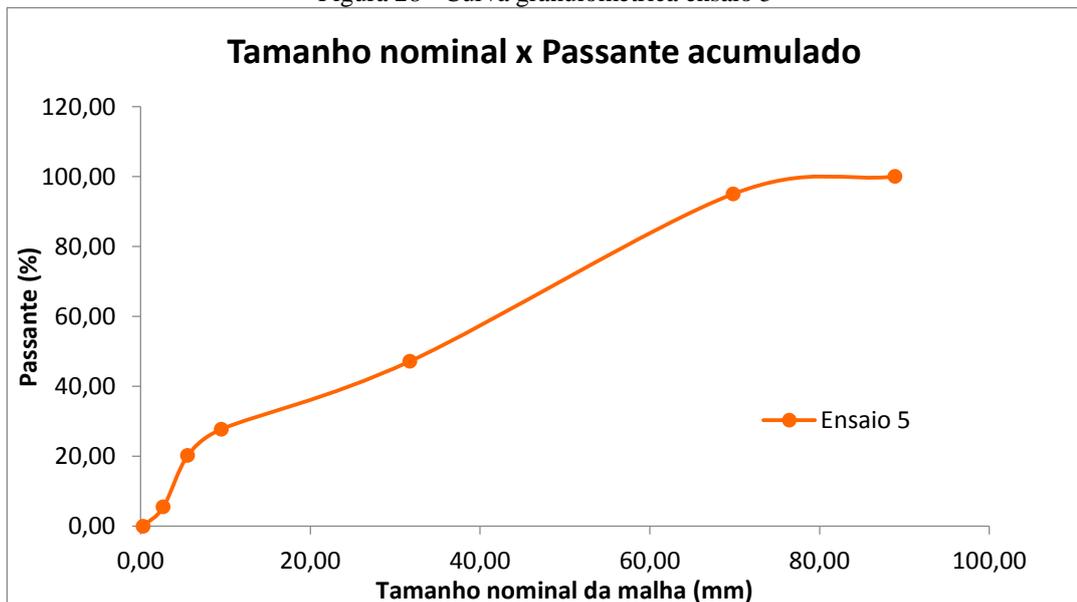


Fonte: Autoria própria

Tabela 6 - Classificação granulométrica - Ensaio 5

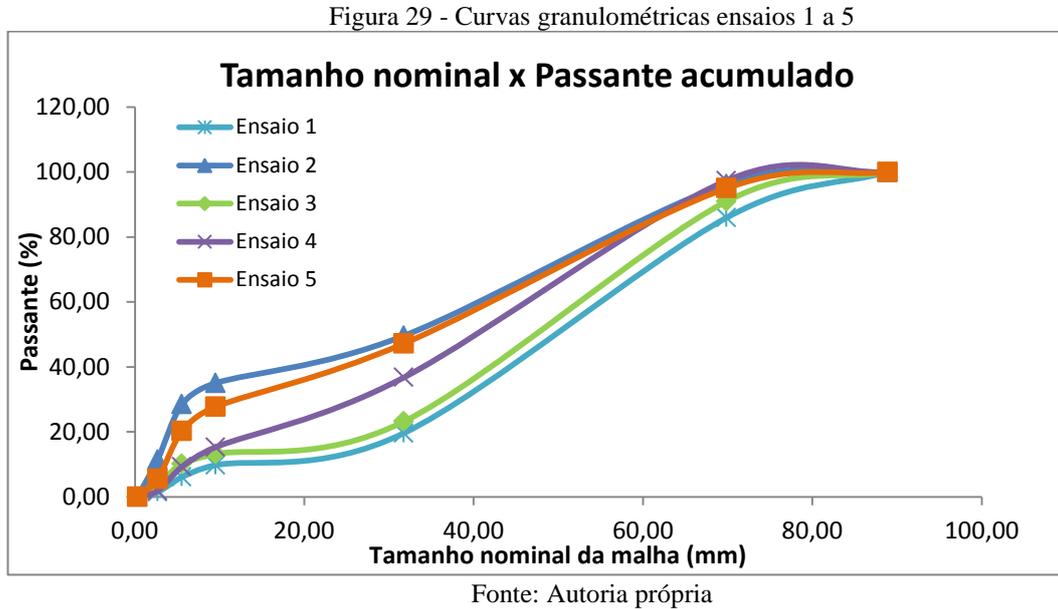
| Tamanho(mm) | (mm) | (kg) | (kg) | (%) | (%) | (kg) | (%) |
|-------------|-----------|-----------------|--------|------------------|--------|------------------|--------------------|
| Malha (-) | Malha (+) | Tamanho Nominal | Retido | Retido acumulado | Retido | Retido acumulado | Passante acumulado |
| - | 88,90 | 88,90 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 78,65 |
| 88,90 | 50,80 | 69,85 | 3,91 | 3,91 | 4,97 | 4,97 | 74,74 |
| 50,80 | 12,70 | 31,75 | 37,64 | 41,55 | 47,86 | 52,83 | 37,10 |
| 12,70 | 6,35 | 9,53 | 15,29 | 56,84 | 19,45 | 72,27 | 21,81 |
| 6,35 | 4,76 | 5,56 | 5,90 | 62,74 | 7,50 | 79,77 | 15,91 |
| 4,76 | 0,60 | 2,68 | 11,60 | 74,34 | 14,75 | 94,52 | 4,31 |
| 0,60 | 0,00 | 0,30 | 4,31 | 78,65 | 5,48 | 100,00 | 0,00 |

Figura 28 - Curva granulométrica ensaio 5



Fonte: Autoria própria

O que se pode perceber inicialmente é que a granulometria dos agregados utilizados no *backfill* é muito variável. De maneira a visualizar melhor essa grande variabilidade, a Figura 29 mostra todas as curvas em um mesmo gráfico.



Além do mais o que se pode notar é que a maior variabilidade na granulometria ocorre na porção abaixo de 50mm, onde algumas das curvas não possuem nem ao menos a mesma tendência.

Posteriormente devido ao aspecto visual dos agregados aparentarem possuir um grande conteúdo de argila, amostras dos agregados foram levadas ao laboratório de análises químicas e foi solicitado ensaios de determinação de conteúdo de argila. Os resultados podem ser visualizados na Tabela 7. O conteúdo de argila médio nos agregados representa 1,82% em peso, o que é bastante representativo considerando que as dosagens de cimento no *backfill* são bastante baixas.

Tabela 7 - Resultados dos ensaios de conteúdo de argila

| Ensaio | Malha | % Peso |
|--------|----------|--------|
| 1 | (-) 200# | 2,67 |
| 2 | (-) 200# | 1,68 |
| 3 | (-) 200# | 1,93 |
| 4 | (-) 200# | 0,99 |

A argila presente nos agregados impede a formação da película de cimento que une as partículas diminuindo assim a resistência do *backfill*, dessa forma é necessário que essa porção seja eliminada dos agregados em via seca ou húmida.

Em seguida foram analisados os resultados de compressão simples dos corpos de prova preparados em mina com 5% de cimento, relação água/cimento 1:1 e granulometria variável. Foi analisado um total de 92 corpos de prova preparados e ensaiados entre maio e setembro de 2015, os resultados estão apresentados na Tabela 8.

Tabela 8 - Resultados dos ensaios de compressão simples

| Setor | Nível | Câmara | Amostra | Data de preparação | Data do ensaio | Dias | Resistência (MPa) |
|--------|---------|--------|---------|--------------------|----------------|------|-------------------|
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | A | 05-mai-15 | 12-mai-15 | 7 | 0,91 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | B | 05-mai-15 | 19-mai-15 | 14 | 0,97 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | C | 05-mai-15 | 26-mai-15 | 21 | 1,31 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | D | 05-mai-15 | 2-jun-15 | 28 | 1,43 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | A | 09-mai-15 | 16-mai-15 | 7 | 1,08 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | B | 09-mai-15 | 23-mai-15 | 14 | 1,14 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | C | 09-mai-15 | 30-mai-15 | 21 | 1,31 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | D | 09-mai-15 | 6-jun-15 | 28 | 1,08 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | A | 19-mai-15 | 26-mai-15 | 7 | 1,08 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | B | 19-mai-15 | 2-jun-15 | 14 | 0,28 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | C | 19-mai-15 | 9-jun-15 | 21 | 2,45 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | D | 19-mai-15 | 16-jun-15 | 28 | 2,28 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | A | 19-mai-15 | 26-mai-15 | 7 | 0,57 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | B | 19-mai-15 | 2-jun-15 | 14 | 1,37 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | C | 19-mai-15 | 9-jun-15 | 21 | 0,74 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | D | 19-mai-15 | 16-jun-15 | 28 | 2,57 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | A | 01-jun-15 | 8-jun-15 | 7 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | B | 01-jun-15 | 15-jun-15 | 14 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | C | 01-jun-15 | 22-jun-15 | 21 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | D | 01-jun-15 | 29-jun-15 | 28 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | A | 01-jun-15 | 8-jun-15 | 7 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | B | 01-jun-15 | 15-jun-15 | 14 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | C | 01-jun-15 | 22-jun-15 | 21 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | D | 01-jun-15 | 29-jun-15 | 28 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | A | 04-jun-15 | 11-jun-15 | 7 | 0,63 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | B | 04-jun-15 | 18-jun-15 | 14 | 1,25 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | C | 04-jun-15 | 25-jun-15 | 21 | 1,94 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | D | 04-jun-15 | 2-jul-15 | 28 | 1,25 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | A | 04-jun-15 | 11-jun-15 | 7 | 0,80 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | B | 04-jun-15 | 18-jun-15 | 14 | 1,48 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | C | 04-jun-15 | 25-jun-15 | 21 | 1,94 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-340 | D | 04-jun-15 | 2-jul-15 | 28 | 1,14 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-338 | A | 13-jun-15 | 20-jun-15 | 7 | 0,74 |

Tabela 8 - Resultados dos ensaios de compressão simples (continuação).

| Sector | Nível | Câmara | Amostra | Data de preparação | Data do ensaio | Dias | Resistência (MPa) |
|--------|---------|--------|---------|--------------------|----------------|------|-------------------|
| CAC 18 | Nível 3 | 3-338 | A | 13-jun-15 | 20-jun-15 | 7 | 0,85 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-338 | B | 13-jun-15 | 27-jun-15 | 14 | 1,03 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-338 | B | 13-jun-15 | 27-jun-15 | 14 | 1,14 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-338 | C | 13-jun-15 | 4-jul-15 | 21 | 1,60 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-338 | C | 13-jun-15 | 4-jul-15 | 21 | 0,91 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-338 | D | 13-jun-15 | 11-jul-15 | 28 | 1,60 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-338 | D | 13-jun-15 | 11-jul-15 | 28 | 0,91 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-350 | A | 17-jun-15 | 24-jun-15 | 7 | 0,28 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-350 | A | 17-jun-15 | 24-jun-15 | 7 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-350 | B | 17-jun-15 | 1-jul-15 | 14 | 0,57 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-350 | B | 17-jun-15 | 1-jul-15 | 14 | 0,11 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-350 | C | 17-jun-15 | 8-jul-15 | 21 | 1,31 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-350 | D | 17-jun-15 | 15-jul-15 | 28 | 0,40 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | A | 24-jun-15 | 1-jul-15 | 7 | 1,08 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | A | 24-jun-15 | 1-jul-15 | 7 | 0,80 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | B | 24-jun-15 | 8-jul-15 | 14 | 0,34 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | B | 24-jun-15 | 8-jul-15 | 14 | 0,74 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | C | 24-jun-15 | 15-jul-15 | 21 | 0,74 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | D | 24-jun-15 | 22-jul-15 | 28 | 2,00 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | A | 05-jul-15 | 12-jul-15 | 7 | 1,88 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | A | 05-jul-15 | 12-jul-15 | 7 | 1,43 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-338 | A | 12-jul-15 | 19-jul-15 | 7 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-338 | B | 12-jul-15 | 26-jul-15 | 14 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-338 | C | 12-jul-15 | 2-ago-15 | 21 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 3 | 3-338 | D | 12-jul-15 | 9-ago-15 | 28 | 0,00 |
| Sub 18 | Niv. -3 | 343 | A | 14-jul-15 | 21-jul-15 | 7 | 1,20 |
| Sub 18 | Niv. -3 | 343 | B | 14-jul-15 | 28-jul-15 | 14 | 1,71 |
| Sub 18 | Niv. -3 | 343 | C | 14-jul-15 | 4-ago-15 | 21 | 2,05 |
| Sub 18 | Niv. -3 | 343 | D | 14-jul-15 | 11-ago-15 | 28 | 2,45 |
| CAC 15 | Nível 9 | 359 | A | 18-jul-15 | 25-jul-15 | 7 | 0,00 |
| CAC 15 | Nível 9 | 359 | B | 18-jul-15 | 1-ago-15 | 14 | 0,00 |
| CAC 15 | Nível 9 | 359 | C | 18-jul-15 | 8-ago-15 | 21 | 0,00 |
| CAC 15 | Nível 9 | 359 | D | 18-jul-15 | 15-ago-15 | 28 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 3 | 340 | A | 30-jul-15 | 6-ago-15 | 7 | 1,14 |
| CAC 18 | Nível 3 | 340 | B | 30-jul-15 | 13-ago-15 | 14 | 1,83 |
| CAC 18 | Nível 3 | 340 | C | 30-jul-15 | 20-ago-15 | 21 | 2,57 |
| CAC 18 | Nível 3 | 340 | D | 30-jul-15 | 27-ago-15 | 28 | 1,03 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | A | 01-ago-15 | 8-ago-15 | 7 | 0,80 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | B | 01-ago-15 | 15-ago-15 | 14 | 0,40 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | C | 01-ago-15 | 22-ago-15 | 21 | 0,51 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-352 | D | 01-ago-15 | 29-ago-15 | 28 | 0,40 |
| CAC 15 | Nível 9 | 354 | A | 07-ago-15 | 14-ago-15 | 7 | 0,57 |
| CAC 15 | Nível 9 | 354 | B | 07-ago-15 | 21-ago-15 | 14 | 0,00 |

Tabela 8 - Resultados dos ensaios de compressão simples (continuação).

| Setor | Nível | Câmara | Amostra | Data de preparação | Data do ensaio | Dias | Resistência (MPa) |
|--------|---------|--------|---------|--------------------|----------------|------|-------------------|
| CAC 15 | Nível 9 | 354 | D | 07-ago-15 | 4-set-15 | 28 | 0,46 |
| CAC 15 | Nível 8 | 338 | A | 15-ago-15 | 22-ago-15 | 7 | 7,99 |
| CAC 15 | Nível 8 | 338 | A | 15-ago-15 | 22-ago-15 | 7 | 8,39 |
| CAC 15 | Nível 8 | 338 | B | 15-ago-15 | 29-ago-15 | 14 | 6,85 |
| CAC 15 | Nível 8 | 338 | B | 15-ago-15 | 29-ago-15 | 14 | 7,76 |
| CAC 15 | Nível 8 | 338 | C | 15-ago-15 | 5-set-15 | 21 | 9,42 |
| CAC 15 | Nível 8 | 338 | D | 15-ago-15 | 12-set-15 | 28 | 13,53 |
| CAC 18 | Nível 5 | 5-339 | A | 01-set-15 | 8-set-15 | 7 | 0,51 |
| CAC 18 | Nível 5 | 5-339 | B | 01-set-15 | 15-set-15 | 14 | 0,23 |
| CAC 18 | Nível 5 | 5-339 | C | 01-set-15 | 22-set-15 | 21 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 5 | 5-339 | D | 01-set-15 | 29-set-15 | 28 | 0,00 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-357 | A | 29-set-15 | 6-out-15 | 7 | 2,62 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-357 | B | 29-set-15 | 13-out-15 | 14 | 3,42 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-357 | C | 29-set-15 | 20-out-15 | 21 | 4,45 |
| CAC 18 | Nível 4 | 4-357 | D | 29-set-15 | 27-out-15 | 28 | 6,28 |

A Tabela 9 mostra a média dos resultados dos ensaios de compressão simples dos corpos de prova de *backfill* para 7, 14, 21 e 28 dias de cura.

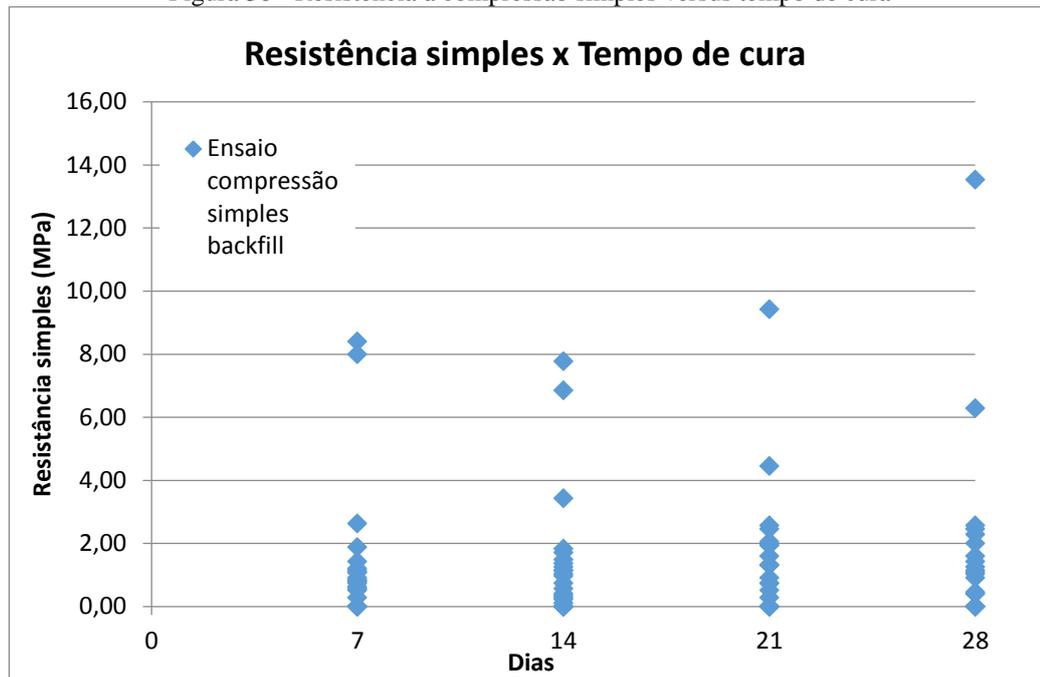
Tabela 9 - Médias dos resultados dos ensaios de resistência simples para distintos tempos de cura

| Resistência média (MPa) | 7 dias | 14 dias | 21 dias | 28 dias |
|-------------------------|--------|---------|---------|---------|
| | 1,42 | 1,36 | 1,60 | 1,85 |

Os valores das resistências médias não aparentam ser tão baixos, porém devido a grande variabilidade granulométrica, inúmeros corpos de prova rompem antes mesmo de serem ensaiados, o que representa um enchimento de baixa qualidade. A variância para o tempo de cura de 28 dias é de 8,74. O desvio padrão de 2,96 representa um grande espalhamento nos resultados de resistência, assim como o coeficiente de variação de 160% demonstra a grande heterogeneidade nos resultados aos 28 dias. A Figura 30 mostra o gráfico de dispersão de todas as amostras analisadas com a relação resistência versus tempo de cura. Dos 92 corpos de prova, um total de 20 não puderam ser ensaiadas porque romperam ao desmoldar ou durante o transporte.

Inicialmente percebe-se que a granulometria dos agregados deve possuir um maior controle para obter valores de resistência maiores e com menor variabilidade.

Figura 30 - Resistência à compressão simples versus tempo de cura



Fonte: Autoria própria

4.2 RESULTADOS DA METODOLOGIA PARA DETERMINAÇÃO DA NECESSIDADE DE RESISTÊNCIA SIMPLES DO *BACKFILL* CIMENTADO DE CAPA A.

De acordo com a metodologia apresentada no tópico 3.2 dessa pesquisa, as dimensões de largura e altura foram obtidas através do *software* AutoCAD. Nas Figuras 31 e 32 se podem visualizar as dimensões obtidas.

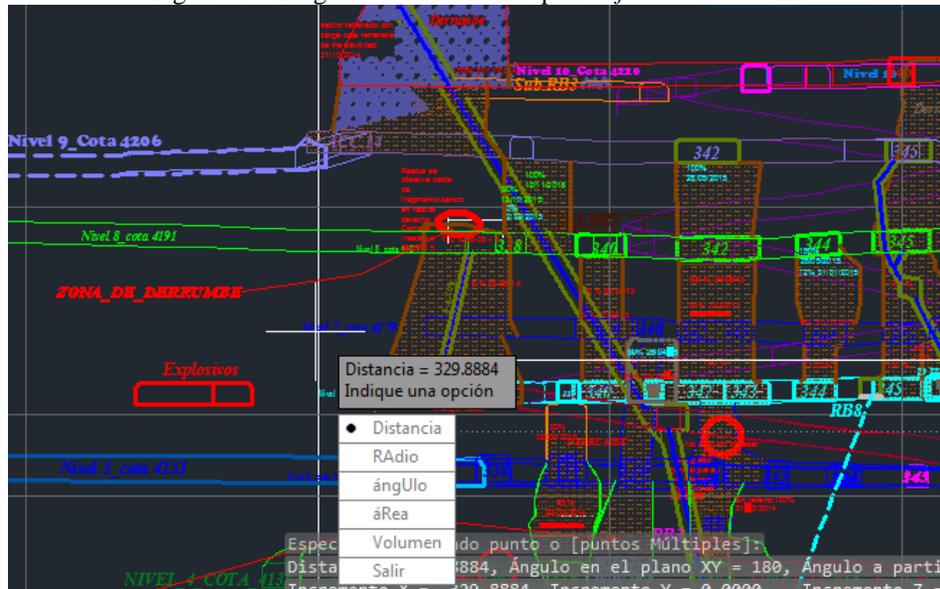
A densidade Bulk foi fornecida pela empresa e o fator de segurança é o usualmente utilizado no projeto, então:

- Largura do bloco – $B = 330\text{m}$;
- Altura do bloco – $H = 220\text{m}$;
- Densidade Bulk – $\gamma_b = 1,6\text{t/m}^3$;
- Fator de segurança – $F = 1,3$.

Aplicando a equação (10), temos que a resistência à compressão simples necessária é de $274,56\text{t/m}^2$ ou $2,69\text{MPa}$. Sendo assim se percebe que a caracterização do *backfill* necessita de melhoras, já que pela análise realizada no item 4.1, a resistência simples média alcançada pelo *backfill* atualmente produzido é de $1,85\text{MPa}$, apresentando uma diferença bastante relevante

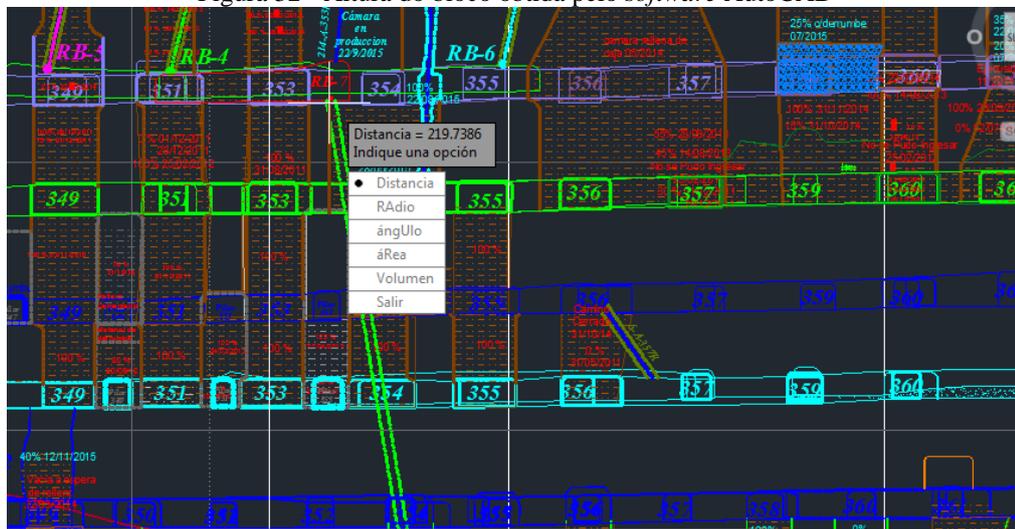
já que quando o enchimento seja exposto, é muito provável que não possa fornecer a estabilidade que a operação exige.

Figura 31 - Largura do bloco obtida pelo software AutoCAD



Fonte: Autoria própria

Figura 32 - Altura do bloco obtida pelo software AutoCAD



Fonte: Autoria própria

4.3 RESULTADOS DA METODOLOGIA PARA DETERMINAÇÃO DA CURVA GRANULOMÉTRICA ÓTIMA PARA BACKFILL

Seguindo a metodologia para obtenção da curva granulométrica ótima, utilizando o conceito teórico apresentado na seção 2.7 e aplicando a equação (11) temos a classificação

ideal para os agregados do *backfill* produzido em Aguilar. A seguir temos os tamanhos de malha que foram utilizados:

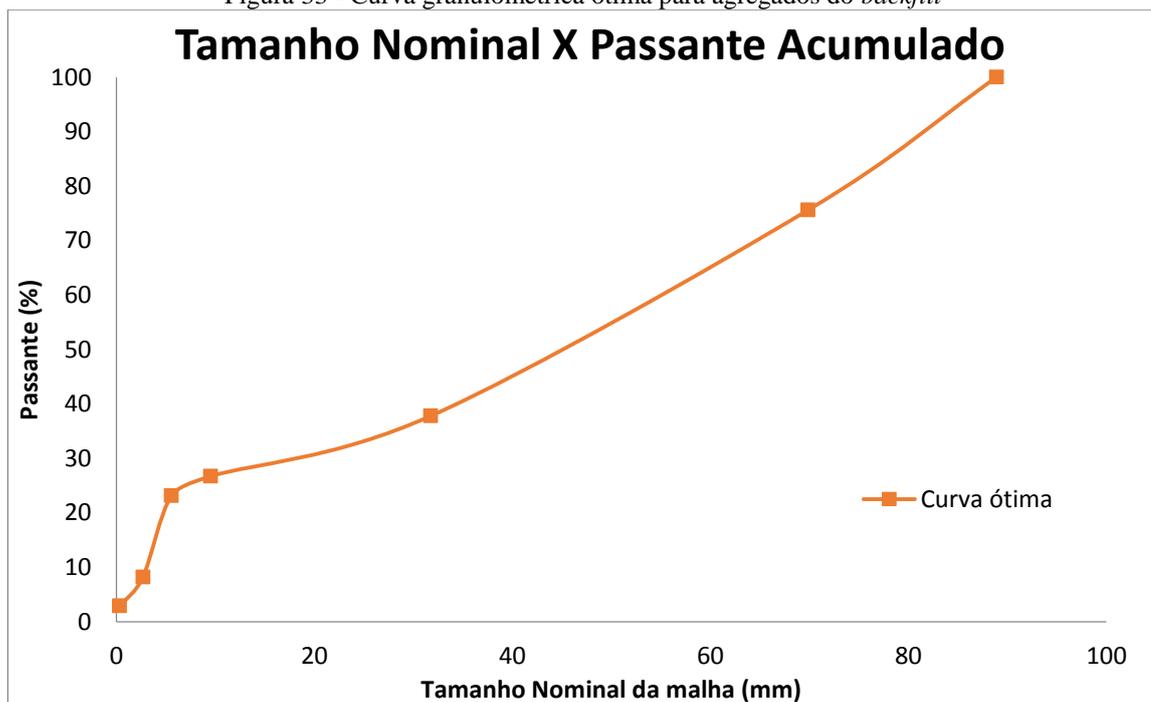
- Tamanho máximo de partícula: $d_{max} = 88,90\text{mm}$;
- Demais tamanhos: $d = 50,80\text{mm}$; $12,70\text{mm}$; $6,35\text{mm}$; $4,76\text{mm}$; $0,60\text{mm}$, $0,074\text{mm}$.

Os tamanhos de malha foram definidos com base nas malhas disponíveis no laboratório de mecânica de rochas, visto que posteriormente foram realizados ensaios do *backfill* aplicando a curva granulométrica ótima. A Tabela 10 mostra os resultados obtidos de passante para cada malha citada e a Figura 33 apresenta a curva granulométrica ótima.

Tabela 10 - Classificação granulométrica ótima

| Tamanho(mm) | | (mm) | (%) |
|-------------|-----------|-----------------|----------|
| Malha (-) | Malha (+) | Tamanho Nominal | Passante |
| - | 88,90 | 88,90 | 100,0 |
| 88,90 | 50,80 | 69,85 | 75,6 |
| 50,80 | 12,70 | 31,75 | 37,8 |
| 12,70 | 6,35 | 9,53 | 26,7 |
| 6,35 | 4,76 | 5,56 | 23,1 |
| 4,76 | 0,60 | 2,68 | 8,2 |
| 0,60 | 0,074 | 0,33 | 2,9 |

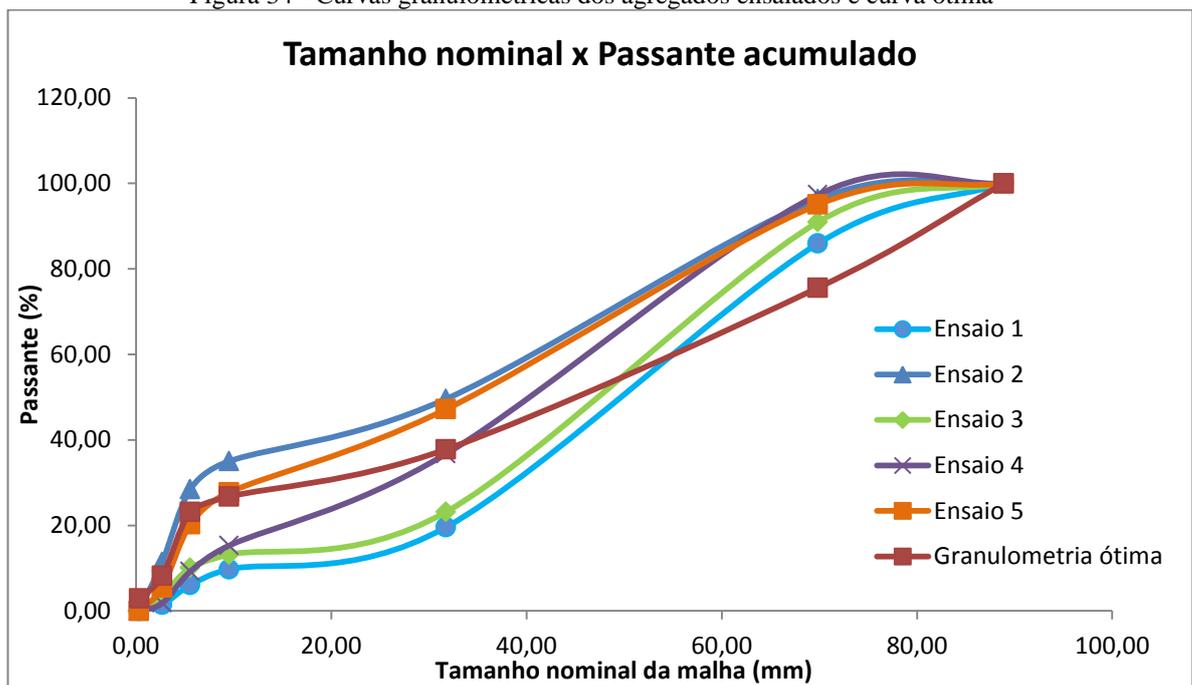
Figura 33 - Curva granulométrica ótima para agregados do *backfill*



Fonte: Autoria própria

Realizando a análise entre as curvas granulométricas obtidas através do peneiramento dos agregados na primeira etapa dessa pesquisa e a curva granulométrica ótima, se percebe que além de os agregados não possuírem uma classificação constante, não se acercam do ideal calculado teoricamente, isso pode ser visto na Figura 34 onde todas as curvas dos ensaios são plotadas em conjunto com a curva ótima.

Figura 34 - Curvas granulométricas dos agregados ensaiados e curva ótima



Fonte: Autoria própria

4.4 RESULTADOS DA METODOLOGIA PARA DETERMINAÇÃO DE DOSAGEM DE CIMENTO

De acordo com a metodologia apresentada na seção 3.4 e aplicando da equação (12) temos a dosagem de cimento necessária para alcançar a resistência a compressão simples de 2,69MPa. Considerando:

- Resistência à compressão simples – UCS = 2,69MPa;
- Porosidade do *rockfill* – $n = 0,22$;

A dosagem de cimento c deve ser de 4% em peso.

4.5 RESULTADOS DA METODOLOGIA DE CONFIRMAÇÃO DA CARACTERIZAÇÃO TEÓRICA DO *BACKFILL*

Para a confecção dos corpos de prova de *backfill* com a caracterização teórica, material agregado foi classificado e pesado segundo o que se apresenta na Tabela 11. A dosagem ótima de agregados que aparece na última coluna representa a quantidade necessária de cada fração para confeccionar um corpo de prova. Como foram realizados 40 ensaios, essa dosagem foi preparada 40 vezes.

Tabela 11 - Dosagem de agregados ensaio caracterização teórica

| Tamanho (mm) | | (mm) | (%) | (%) | (%) | (kg) | (kg) |
|--------------|-----------|-----------------|--------------------|------------------|--------|--------|---------------|
| Malha (-) | Malha (+) | Tamanho Nominal | Passante acumulado | Retido acumulado | Retido | Retido | Dosagem ótima |
| - | 88,90 | 88,90 | 100,0 | 0 | 0 | 0 | 0,00 |
| 88,90 | 50,80 | 69,85 | 75,6 | 24,4 | 24,4 | 0,24 | 3,91 |
| 50,80 | 12,70 | 31,75 | 37,8 | 62,2 | 37,8 | 0,38 | 6,05 |
| 12,70 | 6,35 | 9,53 | 26,7 | 73,3 | 11,1 | 0,11 | 1,77 |
| 6,35 | 4,76 | 5,56 | 23,1 | 76,9 | 3,6 | 0,04 | 0,57 |
| 4,76 | 0,60 | 2,68 | 8,2 | 91,8 | 15,0 | 0,15 | 2,39 |
| 0,60 | 0,074 | 0,33 | 2,9 | 97,1 | 5,3 | 0,05 | 0,84 |

As Figuras 36 a 55 (APÊNDICE) apresentam as fotos dos 40 corpos de prova antes e depois da realização do ensaio de compressão simples. A numeração dos corpos de prova se deve a sequência de ensaios que já estava sendo realizada.

A tabela 12 apresenta os resultados dos ensaios de compressão simples dos 40 corpos de prova. A numeração dos corpos de prova se deve a sequência de ensaios que já estava sendo realizada.

Tabela 12 - Resultados dos ensaios de compressão simples para classificação granulométrica ótima e 4% de cimento.

| Nº Corpo de prova | Data da preparação | Data do ensaio | Dias | Resistência (MPa) |
|-------------------|--------------------|----------------|------|-------------------|
| 147 | 20/12/2015 | 27/12/2015 | 7 | 1,21 |
| 148 | 20/12/2015 | 27/12/2015 | 7 | 1,1 |
| 149 | 20/12/2015 | 27/12/2015 | 7 | 0,82 |
| 150 | 20/12/2015 | 27/12/2015 | 7 | 1,33 |
| 151 | 20/12/2015 | 27/12/2015 | 7 | 1,1 |
| 152 | 20/12/2015 | 03/01/2016 | 14 | 1,77 |
| 153 | 20/12/2015 | 03/01/2016 | 14 | 1,38 |
| 154 | 20/12/2015 | 03/01/2016 | 14 | 1,72 |
| 155 | 20/12/2015 | 03/01/2016 | 14 | 1,49 |

Tabela 12 - Resultados dos ensaios de compressão simples para classificação granulométrica ótima e 4% de cimento (continuação).

| Nº Corpo de prova | Data da preparação | Data do ensaio | Dias | Resistência (MPa) |
|--------------------------|---------------------------|-----------------------|-------------|--------------------------|
| 156 | 20/12/2015 | 03/01/2016 | 14 | 1,49 |
| 157 | 20/12/2015 | 10/01/2016 | 21 | 2,17 |
| 158 | 20/12/2015 | 10/01/2016 | 21 | 1,83 |
| 159 | 20/12/2015 | 10/01/2016 | 21 | 2,17 |
| 160 | 20/12/2015 | 10/01/2016 | 21 | 3,12 |
| 161 | 20/12/2015 | 10/01/2016 | 21 | 3,23 |
| 162 | 20/12/2015 | 17/01/2016 | 28 | 2,67 |
| 163 | 20/12/2015 | 17/01/2016 | 28 | 2,22 |
| 164 | 20/12/2015 | 17/01/2016 | 28 | 3,04 |
| 165 | 20/12/2015 | 17/01/2016 | 28 | 2,65 |
| 166 | 20/12/2015 | 17/01/2016 | 28 | 2,72 |
| 167 | 07/01/2016 | 14/01/2016 | 7 | 0,94 |
| 168 | 07/01/2016 | 14/01/2016 | 7 | 1,05 |
| 169 | 07/01/2016 | 14/01/2016 | 7 | 0,99 |
| 170 | 07/01/2016 | 14/01/2016 | 7 | 0,82 |
| 171 | 07/01/2016 | 14/01/2016 | 7 | 0,94 |
| 172 | 07/01/2016 | 21/01/2016 | 14 | 0,99 |
| 173 | 07/01/2016 | 21/01/2016 | 14 | 1,38 |
| 174 | 07/01/2016 | 21/01/2016 | 14 | 1,38 |
| 175 | 07/01/2016 | 21/01/2016 | 14 | 1,72 |
| 176 | 07/01/2016 | 21/01/2016 | 14 | 1,65 |
| 177 | 07/01/2016 | 28/01/2016 | 21 | 2,35 |
| 178 | 07/01/2016 | 28/01/2016 | 21 | 2,19 |
| 179 | 07/01/2016 | 28/01/2016 | 21 | 1,84 |
| 180 | 07/01/2016 | 28/01/2016 | 21 | 1,56 |
| 181 | 07/01/2016 | 28/01/2016 | 21 | 1,92 |
| 182 | 07/01/2016 | 04/02/2016 | 28 | 2,86 |
| 183 | 07/01/2016 | 04/02/2016 | 28 | 2,93 |
| 184 | 07/01/2016 | 04/02/2016 | 28 | 2,79 |
| 185 | 07/01/2016 | 04/02/2016 | 28 | 2,37 |
| 186 | 07/01/2016 | 04/02/2016 | 28 | 2,95 |

A tabela 13 apresenta a média dos resultados dos ensaios de compressão simples dos 40 corpos de prova para 7, 14, 21 e 28 dias de cura.

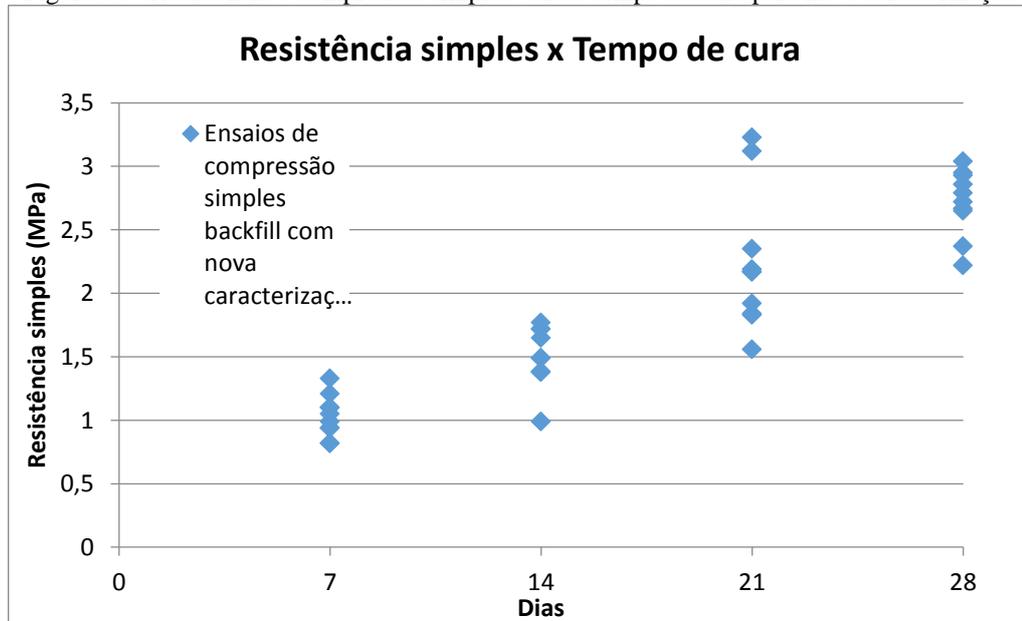
Tabela 13 - Médias dos resultados dos ensaios de resistência simples para distintos tempos de cura

| Resistência média (MPa) | 7 dias | 14 dias | 21 dias | 28 dias |
|--------------------------------|---------------|----------------|----------------|----------------|
| | 1,03 | 1,50 | 2,24 | 2,72 |

Aos 28 dias a variância dos resultados obtidos é de 0,06, o que representa uma grande uniformidade nos valores de resistência. O desvio padrão obtido de 0,25 e o coeficiente de variação sendo igual a 9,19% demonstra o quão homogêneo são os resultados de resistência aos 28 dias, sendo assim a resistência obtida com a dosagem de 4% de cimento e curva granulométrica ótima é bastante satisfatória.

A Figura 35 mostra o gráfico de dispersão da relação resistência versus seu tempo de cura de todos os corpos de prova ensaiados que possuem a nova caracterização, se pode observar uma menor dispersão para o mesmo tempo de cura, o que já era esperado devido ao resultado da variância.

Figura 35 - Resistência à compressão simples versus tempo de cura para nova caracterização



Fonte: Autoria própria

Concomitantemente foram realizados ensaios com dosagem de cimento de 3% e classificação granulométrica ótima e 6% de cimento e classificação granulométrica variável. Os resultados podem ser analisados nas tabelas 14 e 16 respectivamente.

Tabela 14 - Resultados dos ensaios de compressão simples para classificação granulométrica ótima e 3% de cimento.

| N° Corpo de prova | Data da preparação | Data do ensaio | Dias | Resistência (MPa) |
|-------------------|--------------------|----------------|------|-------------------|
| 91 | 29/10/2015 | 5/11/2015 | 7 | 1,05 |
| 92 | 29/10/2015 | 5/11/2015 | 7 | 0,52 |
| 93 | 29/10/2015 | 5/11/2015 | 7 | 0,71 |
| 94 | 29/10/2015 | 5/11/2015 | 7 | 0,80 |

Tabela 14 - Resultados dos ensaios de compressão simples para classificação granulométrica ótima e 3% de cimento (continuação).

| N° Corpo de prova | Data da preparação | Data do ensaio | Dias | Resistência (MPa) |
|--------------------------|---------------------------|-----------------------|-------------|--------------------------|
| 95 | 29/10/2015 | 12/11/2015 | 14 | 0,37 |
| 96 | 29/10/2015 | 12/11/2015 | 14 | 1,38 |
| 97 | 29/10/2015 | 12/11/2015 | 14 | 1,05 |
| 98 | 29/10/2015 | 12/11/2015 | 14 | 1,27 |
| 99 | 29/10/2015 | 12/11/2015 | 14 | 0,44 |

Tabela 15 - Médias dos resultados dos ensaios de resistência simples para 3% de cimento e distintos tempos de cura

| Resistência média (MPa) | 7 dias | 14 dias |
|--------------------------------|---------------|----------------|
| | 0,77 | 0,90 |

Tabela 16 - Resultados dos ensaios de compressão simples para classificação granulométrica variável e 6% de cimento.

| ID° Corpo de prova | Data da preparação | Data do ensaio | Dias | Resistência (MPa) |
|---------------------------|---------------------------|-----------------------|-------------|--------------------------|
| A | 30/09/2015 | 28-Oct-15 | 28 | 1,49 |
| B | 30/09/2015 | 28-Oct-15 | 28 | 1,05 |
| C | 30/09/2015 | 28-Oct-15 | 28 | 1,27 |
| D | 30/09/2015 | 28-Oct-15 | 28 | 1,16 |

Tabela 17 - Média dos resultados dos ensaios de resistência simples para 6% de cimento e tempo de cura de 28 dias

| Resistência média (MPa) | 28 dias |
|--------------------------------|----------------|
| | 1,24 |

É possível observar que o incremento em 2% na dosagem de cimento (resultando em 6% de cimento) sem controle granulométrico adequado não resulta em melhoria nos valores de resistência à compressão uniaxial. De forma a corroborar o resultado de 4% como dosagem ideal, se pode analisar os resultados da compressão para dosagem de 3% de cimento que não alcançam valores similares para o mesmo tempo de cura.

Capítulo 5

5 CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

Neste capítulo serão apresentadas as considerações finais sobre a metodologia de caracterização do *backfill* cimentado abrangendo todos os tópicos apresentados e finalmente serão feitas recomendações para trabalhos futuros.

5.1 CONCLUSÕES

Esta dissertação abordou a caracterização do enchimento de espaços vazios em uma mina subterrânea através do método *backfill* cimentado. Para contextualizar a pesquisa, inicialmente foi apresentada a localização da mina, seu método de produção e as características operacionais da planta de produção do *backfill*. Posteriormente foram abordados os conhecimentos teóricos necessários para a melhor compreensão da metodologia utilizada no estudo.

Para alcançar o objetivo proposto de obter a nova caracterização do enchimento, determinando a resistência simples necessária do *backfill*, a curva granulométrica ótima dos agregados e sua dosagem de cimento e água, foi empregada uma sequência de etapas descritas na metodologia proposta que incluíram investigações em campo e trabalhos em laboratório.

A metodologia desenvolvida para obter a nova caracterização do *backfill* cimentado é de grande valia, pois permite a otimização do enchimento produzido na mina, com base nas exigências de resistência. Essa técnica pode ser utilizada em qualquer mina subterrânea que necessite aperfeiçoar os parâmetros do seu *cemented rockfill* utilizado em câmaras abertas.

A melhora nos resultados de resistência simples do enchimento afeta não só a estabilidade local imediata das câmaras vizinhas à câmara que foi preenchida, como também a estabilidade global a longo prazo da mina, principalmente em projetos que preveem vários anos de produção. Portanto produzir um *backfill* eficiente é justificado devido a sua importância para a continuidade da produção e a vida útil da mina.

Atualmente, mesmo com toda a automatização das plantas de *backfill* e o extenso conhecimento adquirido através de experiências em outras operações, inúmeras minas produzem enchimento que não correspondem às suas necessidades reais, ou por produzirem

enchimento com baixa qualidade, não permitindo a recuperação dos pilares da maneira desejada ou então por produzirem enchimento demasiado resistente, indicando um excesso de cimento, implicando em um importante incremento no custo do minério.

Com relação ao *backfill* produzido atualmente na mina Aguilar fica evidente que sua caracterização atual não está de acordo com as exigências de resistência, isso se deve ao fato de não haver um controle granulométrico adequado dos agregados utilizados. A proporção de partículas tamanho argila nos agregados é bastante elevada em média 1,82% e mesmo que a dosagem de cimento seja aumentada esse problema não é sanado. A única maneira de melhorar estes resultados é primeiramente retirando a fração argila dos agregados para que o cimento possa aderir adequadamente aos agregados e controlar para que sua curva granulométrica seja a mais próxima possível da curva ótima, o que significa uma diminuição de espaços vazios no enchimento.

A resistência máxima atual do enchimento produzido na mina Aguilar é de 1,85MPa em 28 dias usando 5% de cimento, diminuindo a dosagem de cimento para 4%, retirando a fração argila e controlando a distribuição granulométrica de acordo com a curva ótima é possível alcançar uma resistência de 2,72MPa como foi visto nos resultados dos ensaios de laboratório através da confecção de corpos de prova de *backfill* experimental.

Como foi explicado no capítulo anterior, a resistência mínima que o enchimento deve possuir para que todos os pilares possam ser recuperados deve ser de 2,69MPa, portanto o controle granulométrico é urgente, pois o *backfill* produzido atualmente não cumprirá com as solicitações dos esforços geomecânicos da mina.

A metodologia apresentada nessa pesquisa foi desenvolvida especialmente com o intuito de melhorar os resultados obtidos pelo enchimento, primando pela estabilidade geomecânica da mina que está intimamente relacionado à segurança da operação e também visando o melhor aproveitamento do depósito mineral. A mesma metodologia pode e deve ser aplicada em caso de modificações nas dimensões das câmaras e/ou mina para uma nova determinação da resistência necessária para o *backfill*.

A pesquisa permite que estudos de viabilidade econômica sejam feitos a partir da nova caracterização do enchimento, podendo determinar com melhor precisão a diferença final no custo produtivo dos metais extraídos na mina.

5.2 TRABALHOS FUTUROS

Como sugestões para trabalhos futuros seria importante classificar distintas metodologias de eliminação da fração argila dos agregados, determinar qual delas melhor se adequaria a operação na mina Aguilar e analisar o custo relativo a esse processo.

Também seria importante buscar diferentes opções de classificação de agregados, equipamentos de classificação móveis ou fixos e observar os custos de capital e operacional. Outra opção seria analisar granulometricamente as proporções dos agregados existentes nas pilhas de estéril e estudar a possibilidade da compra de um britador móvel para o melhor aproveitamento do material disponível.

Validar in-situ a caracterização do *backfill* apresentada nessa dissertação e observar qual o real comportamento do enchimento dentro das câmaras, considerando os fatores operacionais (formação de camadas com distintas características devido à operação de deposição do enchimento com carregadeira dentro da câmara) e fatores pós-operacionais como a lixiviação.

Estudar diferentes cenários de preço das commodities metálicas produzidas em Aguilar e analisar distintos projetos de recuperação de pilares, considerando a possibilidade de diminuição na resistência do *backfill* e conseqüente diminuição na dosagem de cimento.

Capítulo 6

6 REFERÊNCIAS

ASSOCIATION FOR TESTING MATERIALS. **ASTM C 31/C 31M**: Standard Practice for Making and Curing Concrete Test Specimens in the Field. Pennsylvania, United States of America, 2003.

BETONMAC. **Planta para Túnel: Manual de Uso y Manteminiento**. Córdoba, Argentina, 2012.

BRADY, B. H. G. & BROWN, E. T. **Rock Mechanics for Undergorund Mining**. 3. ed. United States of America: Springer Science, 2005.

CAMIRO MINING DIVISION. **Canadian Rockburst Research Program**. Mining Research Directorate, Canada, 1995.

CENTRO DE INVESTIGAÇÃO DE REGRAMENTOS NACIONAIS DE SEGURANÇA PARA OBRAS CIVIS (CIRSOC). Reglamento Argentino de Estudios Geotécnicos, Maio de 2006. **Anteproyecto de reglamento argentino de estúdios geotécnicos CIRSOC 401**, Buenos Aires, Vol. 1, p. 157-180, 2006.

GMI. **GeoMechanics International. (Apresentação Comercial)**, Houston, United States of America, 2006.

GRICE, A. G. Introduction to Hydraulic Fill. In: POTVIN Y., THOMAS E. & FOURIE A. **Handbook on Mine Fill**. 1 ed. Australia: Australian Centre for Geomechanics (ACG), 2005, Cap. 5, p. 67-80.

HAMRIN, H. Underground Mining Methods and Applications. In: HUSTRULID, W. A. & BULLOCK, R. L. **Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies**. 1 ed. Littleton (Colorado): Society for Mining, Metallurgy and Exploration, 2001. Cap. 1, p. 3-14.

HENDERSON, A. *et al.* Paste Fill. In: POTVIN Y., THOMAS E. & FOURIE A. **Handbook on Mine Fill**. 1 ed. Australia: Australian Centre for Geomechanics (ACG), 2005, Cap. 6, p. 83-98.

KUGANATHAN, K. Rock Fill in Mine Fill. In: POTVIN Y., THOMAS E. & FOURIE A. **Handbook on Mine Fill**. 1 ed. Australia: Australian Centre for Geomechanics (ACG), 2005, Cap. 7, p. 101-116.

MITCHELL, R. J. **Earth Structures Engineering**. 1 ed. Winchester: Allen Unwin Inc, 1983.

PAKALNIS, R. T. & HUGHES, P. B. **Sublevel Stopping**. In: DARLING, P. **Mining Engineering Handbook**. 3. ed. United States of America: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, 2011. Cap. 13.4. p. 1355-1363.

PARISEAU, W. G. **Design Analysis in Rock Mechanics**. 1 ed. Salt Lake City, Utah: Taylor & Francis e-Library, 2006.

POTVIN Y., THOMAS E. & FOURIE A. **Handbook on Mine Fill**. Australia: Australian Centre of Geomechanics 2005.

QUESNEL, W. J. F., DERUITER, H. & PERVIK, A. **The Assessment of Cemented Rock Fill for Regional and Local Support in a Rockburst Environment**. In: INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON MINING WITH BACKFILL. 4. 1989: Montréal, Québec. **Innovations in Mining Backfill Technology**, Montréal, 1989.

SALAMUNI; E. **Geologia Estrutural: Análise de Tensão e Análise de Deformação**. [ca. 2008]. 35p. Notas de aula.

APÊNDICE – Imagens dos corpos de prova antes e depois do ensaio de compressão uniaxial

Figura 36 - Corpos de prova 147 e 148 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 37 - Corpos de prova 149 e 150 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 38 - Corpos de prova 151 e 152 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 39 - Corpos de prova 153 e 154 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 40 - Corpos de prova 155 e 156 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 41 - Corpos de prova 157 e 158 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 42 - Corpos de prova 159 e 160 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 43 - Corpos de prova 161 e 162 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 44 - Corpos de prova 163 e 164 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 45 - Corpos de prova 165 e 166 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 46 - Corpos de prova 167 e 168 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 47 - Corpos de prova 169 e 170 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 48 - Corpos de prova 171 e 172 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 49 - Corpos de prova 173 e 174 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 50 - Corpos de prova 175 e 176 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 51 - Corpos de prova 177 e 178 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 52 - Corpos de prova 179 e 180 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 53 - Corpos de prova 181 e 182 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 54 - Corpos de prova 183 e 184 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria

Figura 55 - Corpos de prova 185 e 186 antes e depois da execução do ensaio de compressão uniaxial



Fonte: Autoria própria