

**Contribuição para a determinação do estado de tensão no
enchimento mineiro através da medição das ondas
sísmicas**

Mariana Silva Coutinho de Miranda

Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em

Engenharia Geológica e de Minas

Orientador: Prof.^a Dr.^a Maria Matilde Mourão de Oliveira Carvalho Horta Costa e Silva

Orientador: Dr. Gustavo André Paneiro

Júri

Presidente: Prof.^a Dr.^a Maria Teresa da Cruz Carvalho

Orientador: Prof.^a Dr.^a Maria Matilde Mourão de Oliveira Carvalho Horta Costa e Silva

Vogal: Eng.^o Hugo Miguel Costa Brás

Maio 2016

Agradecimentos

Concluída esta dissertação, gostava de mostrar o meu agradecimento a todos aqueles que me ajudaram a terminá-la, tanto aos que contribuíram com o seu conhecimento como aos que me foram dando força com as suas palavras de apoio.

Quero, antes de mais, agradecer à Prof.^a Dr.^a Maria Matilde Costa e Silva e ao Dr. Gustavo André Paneiro por todo o apoio e dedicação a este trabalho, pela contribuição no que ao conhecimento do tema diz respeito e pelo apoio e disponibilidade mostrados durante este percurso.

Agradeço, igualmente, à Prof.^a Teresa Carvalho por ter tornado possível a elaboração de um Poster sobre o tema de tese no congresso PIMBIS - *Portugal International Mining Business & Investment*, 2016, contribuindo para uma motivação extra e uma responsabilidade maior.

Além do mais, quero expressar o meu enorme agradecimento ao Eng.^o Hugo Brás e Eng.^o Rodolfo Machado, por disponibilizarem prontamente a amostra em estudo e por toda a colaboração.

Um especial agradecimento ao Senhor Fernandes por toda a ajuda, ideias e engenho para arranjar soluções quando novos obstáculos surgiam.

Ao Henrique Belo, por toda a disponibilidade e amizade que demonstrou ao longo do meu percurso académico, especialmente quando o assunto abordado era Física.

A toda a minha família, a quem dedico este trabalho, muito obrigado por todo o apoio, conforto e valores que me transmitiram e por tornarem possível ter chegado a este momento da minha vida, em especial aos meus pais e ao meu primo João Silva.

Ao Hugo Pires, um enorme obrigado por ter estado sempre disponível quando precisei e por ter sempre acreditado em mim.

A todos os meus amigos, em especial ao Santiago Bilbao e Rita Folha por me terem apoiado quando mais precisei.

Finalmente, muito obrigado a todos os que se mostraram interessados pela minha tese, o que contribuiu para aumentar a minha confiança pessoal e me motivou para continuar com gosto e dedicação este percurso.

RESUMO

Nas últimas décadas, a utilização do enchimento em pasta tem vindo a evoluir. Para servir como suporte torna-se necessário um entendimento das suas propriedades mecânicas. Nesta dissertação é apresentada uma nova metodologia laboratorial que contribui para a estimação do estado de tensão in situ de uma galeria preenchida, bem como de prever o seu estado de deformação através de um ensaio sísmico.

Foi realizado um modelo à escala laboratorial de uma galeria preenchida a uma escala 1:100. O enchimento em pasta utilizado proveio de rejeitados sulfurosos da mina de Neves Corvo, com uma porção de cinco por cento de cimento de sólidos em peso. O modelo foi submetido a tensões verticais controladas por uma prensa num tempo fixo. Os equipamentos utilizados basearam-se na introdução de dois pares de sensores piezoelétricos P e um S, colocados verticalmente, submersos no enchimento.

Foi concluído a existência de uma relação linear entre a velocidade de propagação com o estado de tensão e deformação para as cargas aplicadas, onde a velocidade de onda P possui uma maior variação do que a registada para a onda S. Os resultados obtidos confirmaram que a pasta possui um comportamento de fluência tendo sido assim contabilizado o tempo de ensaio para a criação de uma regressão linear múltipla para a estimação do estado de tensão vertical em função dos parâmetros registados. Contudo, são necessários mais ensaios para um melhor entendimento do comportamento do enchimento em pasta em função do tempo.

Palavras-chave: Tensão no Enchimento Mineiro; Deformações Internas; Métodos de Monitorização Mineira; Ondas Sísmicas; Estado de Tensão in situ; Fluência.

ABSTRACT

In the last decades, paste fill employ has increased rapidly; however, understanding its mechanical properties need further investigations in order to sustain its support role. The aim of this master thesis is to discover an effective way to estimate the vertical in situ stress in a backfilled mined stope, as well as predict its displacements by using seismic waves.

A 1:100 scale model, replicating a backfilled stope from Neves Corvo mine, was manufactured for laboratory use. Sulphurous reject from its concentration plant was conceded for paste production in laboratory, where the final mixture containing 5% cement was made. The model was subjected to vertical loads, with the use of an uniaxial press, to study the wave velocity behavior on successively increased vertical stresses. The wave velocity measurements relied on three vertically mounted pairs of piezoelectric sensors; two pairs for P wave and one pair for S wave readings, submerge on the paste.

Collected data suggest a linear trend between seismic wave velocity, stress state and displacement, where P wave velocity present a higher sensitivity for the pressure range applied. A creep tendency was observed for the paste, being necessary the inclusion of trial time for the estimation of the vertical stress with the data set collected; however, further investigation in this area is needed in order to better understand paste fill behavior over time.

Keywords: Paste Fill Stress; Internal Displacement; Mining Monitoring Methods; Seismic Waves; In Situ Stress; Creep.

Índice Geral

CAPÍTULO 1. INTRODUÇÃO	1
1.1. Motivação e objetivos.....	2
1.2. Organização da dissertação.....	3
CAPÍTULO 2. ESTADO DA ARTE	5
2.1. Origem das tensões in situ.....	5
2.1.1. Determinação do estado de tensão.....	6
2.1.2. Comportamento do maciço sob tensão	9
2.2. Métodos de monitorização do estado de tensão	11
2.2.1. Ensaio sísmico	12
2.3. O Enchimento mineiro como suporte	18
2.3.1. Convergência na galeria	21
2.3.2. Efeito de arco.....	24
2.3.3. Estado de tensão	27
2.3.4. Resistência à compressão uniaxial	28
2.4. Monitorização de galerias preenchidas	30
CAPÍTULO 3. CASO DE ESTUDO	33
3.1. Mina de Neves-Corvo	33
3.1.1. Métodos de desmonte com enchimento mineiro	34
3.1.2. Modelo Físico.....	35
3.2. Preparação da Pasta	37
3.3. Equipamentos.....	39
3.3.1. Construção do transdutor piezoelétrico	39
3.3.2. Osciloscópio e gerador de pulso	41
3.3.3. Equipamento de leitura do deslocamento.....	42
3.3.4. Dispositivo de carregamento axial (prensa).....	43
3.4. Montagem experimental.....	44
CAPÍTULO 4. METODOLOGIA DE ENSAIO	47
4.1. Registo do Tempo de Chegada das ondas sísmicas	47

4.2. Velocidade das ondas sísmicas sem a aplicação de carga.....	52
4.2.1. Resultados obtidos para a Onda P.....	53
4.2.2. Resultados obtidos para a Onda S.....	55
4.3. Metodologia para o registo das variáveis em estudo.....	57
CAPÍTULO 5. DISCUSSÃO DE RESULTADOS	61
5.1. Resultados.....	61
5.1.1. Deformação	61
5.1.2. Velocidade de onda P	62
5.1.3. Velocidade de onda S	65
5.1.4. Análise mineralógica	65
5.2. Discussão dos resultados	67
5.2.1. Análise da deformação.....	67
5.2.2. Tensão vertical.....	71
5.2.3. Tensão horizontal.....	75
5.2.4. Regressão linear múltipla.....	76
CAPÍTULO 6. CONCLUSÃO.....	79
6.1. Trabalhos futuros	80
CAPÍTULO 7. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	82
Anexo A - Dados registados para a primeira montagem.....	A1
Anexo B - Dados registados para a segunda montagem.....	A3

Lista de Figuras

Figura 2.1 - Esquema das tensões atuantes sob um elemento livre finito referente a um estado tridimensional com a respetiva convecção de sinais positiva	6
Figura 2.2 - Rácio entre a tensão vertical e horizontal em função da profundidade (adaptado de Hoek, 1986).....	8
Figura 2.3 - Regimes de deformação num ciclo de carga com descarregamento no instante t_1 (adaptado de Farina, 2009).....	9
Figura 2.4 - Direção de propagação e vibração e das ondas sísmica a) Onda P, primária ou longitudinal; b) Onda S, secundária ou transversal (adaptado de www.alabamaquake.com)	12
Figura 2.5 - Representação tridimensional das tensões verticais em redor de um painel explorado em <i>long-wall</i> (adaptado de Peng & Chiang, 1983)	14
Figura 2.6 - Planta tomográfica de uma frente de avanço em Drift em comparação com o estado de tensão vertical modelizado (adaptado de Kray et al., 2008)	15
Figura 2.7. Variação da velocidade (V) com a pressão de confinamento (P) através de dois regimes cujo ponto de transição compreende a pressão crítica (p_c); Onde B_0 é a é a variação da velocidade entre regimes (adaptado de Wang et al., 2005)	16
Figura 2.8 - Relação entre a velocidade de onda prevista e estimada para calcários recorrendo ao método definido por Wang et al. (2005) (adaptado de Asef & Najibi, 2013) ...	17
Figura 2.9 - Velocidade de onda P e S observada e estimada para diferentes pressões de confinamento com uso do método empírico (adaptado de Asef & Majibi, 2014)	17
Figura 2.10 - Função e vantagens do enchimento definidos por Ackim (2011)	18
Figura 2.11 - Representação esquemática do método de exploração por corte e enchimento (adaptado de Grades, 2009).....	19
Figura 2.12 - Operação de enchimento de uma cavidade subterrânea e seus componentes (adaptado de Thompson et al., 2012).....	20
Figura 2.13 - Influência do tempo face às tensões verticais (azul escuro), horizontais (vermelho) e pressão dos poros (azul claro) (adaptado de Veenstra, 2013).....	21
Figura 2.14 - Alteração do estado de tensão na vizinhança de uma cavidade após a sua abertura (adaptado de Costa e Silva, 1989)	22
Figura 2.15 - Deslocamento do teto (adaptado de Hassani, 2001)	22
Figura 2.16 - Deformações verticais registadas para o enchimento (laranja), e para o maciço circundante à direita (verde) e esquerda (azul) (adaptado de Tesarik et al., 2009).....	23
Figura 2.17 - Processo do efeito de arco (adaptado de Kandiah, 2008)	24
Figura 2.18 - Variação da tensão horizontal e vertical face à profundidade (adaptado de Hughes, 2008).....	26

Figura 2.19 - Variação das tensões interna e da pressão intersticial ao longo do tempo para: a) Centro; b) Base e c) Porta de enchimento (adaptado de Doherty et al., 2015)	27
Figura 2.20 - Relação entre a o RCU estimado através da sísmica com o valor real, (adaptado de Ercikdi et al., 2014).....	29
Figura 2.21 - Estado de tensão in situ na pasta em função do tempo no meio da galeria (adaptado de Zhu, 2002)	30
Figura 2.22 - Sistema de monitorização numa galeria preenchida, com três gaiolas situadas a uma altura de 3 m, 6 m e 9 m (adaptado de Thompson et al., 2012).....	32
Figura 2.23 - Pressão e temperatura em função do tempo de deposição da pasta para a) Posição 1; b) Posição 2 e c) Posição 3 (adaptado de Thompson et al., 2012)	32
Figura 3.1 - Jazigos mineralizados da mina Neves-Corvo (adaptado de www.olga-krelin.com)	33
Figura 3.2 - Modelo isométrico da mina Caribou; A rosa - pilar de soleira, cinzento - galerias preenchidas e a amarelo - galerias planeadas (adaptado de Cruise, 2014)	34
Figura 3.3 - Bancada do nível C630 da área do Corvo totalmente preenchida, com dimensão de 40 x 12 x 20 m (Fonte: SOMINCOR, 2015)	35
Figura 3.4 - Esquema do modelo físico realizado com a introdução e posicionamento dos equipamentos no interior; 1) Sensor P; 2) Sensor S e 3) LVDT	36
Figura 3.5 - Distribuição granulométrica cumulativa dos rejeitados da Mina de Neves-Corvo (Fonte: SOMINCOR, 2016)	37
Figura 3.6 - Composição do enchimento em Pasta utilizada na preparação da mistura	37
Figura 3.7 – Representação esquemática da geometria e direção de polarização dos elementos piezocerâmicos para a a) Onda P e b) Onda S	39
Figura 3.8 - Componentes utilizados para a elaboração do sensor piezoelétrico.....	40
Figura 3.9 - Interior de um transdutor piezoelétrico referente à Onda S	41
Figura 3.10 - Sistema de medição e registo do tempo de propagação sísmico num provete de calibração.....	41
Figura 3.11 - LVDT de modelo 542-0,001 mm da marca Mitutoyo U.S.A. ® (adaptado de www.mitutoyo.com)	42
Figura 3.12 - Prensa utilizada com um maior pormenor ao sistema de distribuição de cargas ajustado ao topo do modelo com os LVDT's colocados.....	43
Figura 3.13 - Colocação dos sensores no interior do modelo	45
Figura 3.14 - Colocação do enchimento no interior do modelo, com caudal controlado	46
Figura 3.15 - Montagem final com a colocação de dois LVDTs á direita ① e esquerda ② do modelo	46
Figura 4.1 - Método de registo do tempo de chegada através do pico de onda.....	48

Figura 4.2 - Cálculo da velocidade de onda P num provete de pasta com 5% de cimento, com um erro de 0,1µs no eixo vertical e 0,01 mm no eixo horizontal.....	48
Figura 4.3 - STFT de um sinal a) Emissor e recetor P; b) Emissor P e recetor S.....	50
Figura 4.4 - Configuração de um <i>Extender element</i> (adaptado de www.astm.org)	51
Figura 4.5 - Modelo de cores adotado para cada par de sensores, cruzados ou em série ...	52
Figura 4.6 - Onda P (P1-P2) a uma escala de 5mV a) Quando submerso, a uma distância de 12 cm na fase inicial, b) Num provete cilíndrico de 5 dias de cura com 5,3 cm de distância.	52
Figura 4.7 - Evolução da velocidade de onda com o tempo de cura.....	53
Figura 4.8 - Sobreposição de ondas no enchimento mineiro através a uma distância de 3 cm	55
Figura 4.9 - Esquema da metodologia adotada quanto ao registo das variáveis em estudo.	57
Figura 4.10 - Esquema da nomenclatura usada para as velocidades obtidas na 1ª experiência por direção (V-Vertical e H-Horizontal) e local (1-Esquerdo e 2-Direito)	58
Figura 5.1 - Deformações obtidas para a 1ª Montagem (LVDT 1) e para a 2ª Montagem posicionado à direita (LVDT 2) e à esquerda (LVDT 3)	61
Figura 5.2 - Evolução da velocidade de onda - P obtida nos sensores verticais	62
Figura 5.3 - Evolução da onda P após 42 horas de cura	63
Figura 5.4 - Evolução da velocidade das ondas P cruzadas em função do tempo de ensaio	64
Figura 5.5 - Velocidade de onda S em função do tempo do ensaio.....	65
Figura 5.6 - Difratoograma da pasta referente ao A) Primeira montagem e B) Segunda montagem	66
Figura 5.7 - Deformação versus velocidade de onda vertical e cruzada para cada nível de carga	67
Figura 5.8 - Evolução da deformação com o tempo de ensaio para cada escalão de carga.	68
Figura 5.9 - Variação da velocidade de onda P em função da deformação em dois regimes	69
Figura 5.10 - Deformação versus tensão.....	70
Figura 5.11 - Relação exponencial entre a velocidade de onda e a deformação	70
Figura 5.12 - Relação linear entre a velocidade de onda e deformação	71
Figura 5.13 - Relação entre a tensão e a velocidade de onda, cujo erro é dado pela variação das velocidades obtidas por escalão	73
Figura 5.14 - Variação da velocidade de onda S com o estado de tensão	74
Figura 5.15 - Variação da onda P (A) e S (B) com a tensão horizontal estimada.....	76
Figura 5.16 - Relação entre as tensões observadas e estimadas A) com a inclusão do tempo e B) sem o tempo	77

Lista de Tabelas

Tabela 1 - Equipamentos de monitorização em ambiente subterrâneo de acordo com as grandezas de medição (adaptado de www.geokon.com)	11
Tabela 2 - Coeficientes da equação representada na Figura 2.7. para rochas calcárias (adaptado de Asef & Najibi 2013)	16
Tabela 3 - RMS de diferentes ondas	50
Tabela 4 - Calibração do tempo de chegada e distância entre sensores.....	58
Tabela 5 - Tensão aplicada para os tempos definidos.....	59
Tabela 6 - Velocidade de onda P e S máxima registada para a 1ª e 2ª montagem por escalão de carga	72
Tabela 7 - Velocidade de onda sísmica para o Quartzo e Pirite	72
Tabela 8 - Comparação dos parâmetros de ajuste de ambos os ensaios.....	73
Tabela 9 - Comparação dos parâmetros de ajuste de ambos os ensaios para a onda S.....	74
Tabela 10 - Cálculo da tensão horizontal induzida pelas deformações verticais.....	75

Lista de Acrónimos:

CSIRO – *Common Scientific and Industrial Research Organization*

FPI – Faixa Piritosa Ibérica

FS – Fator de Segurança

ISRM – *International Society of Rock Mechanics*

IST – Instituto Superior Técnico

LVDT – *Linear Variable Differential Transformer*

PZT – Elemento Piezocerâmico de titânio-zirconato de chumbo modificado

RCU – Resistência à Compressão Uniaxial

RMS – *Root Mean Square*

STFT – *Short Time Fourier Transform*

USBM – *United States Bureau of Mines*

Nomenclatura

Símbolos latinos	Definição
A	Área
<i>c</i>	Coesão
C	Comprimento
d	Diâmetro
D	Largura
d_i	Distância de propagação no instante-i
E	Constante elástica (E_h)
E_h	Média do módulo da constante elástica
<i>e</i>	Espessura do minério
f	Frequência
F	Força
g	Constante gravítica
h	Altura
H	Elevação da coluna de enchimento
h_m	Altura total da coluna de pasta
K_a	Coefficiente de pressão ativo da Terra
L	Comprimento da galeria preenchida
m_{ap}	Massa aplicada
<i>n</i>	Número de amostras
ρ	Peso específico
ρ_d	Peso específico do enchimento seco
p_p	Pressão dos poros
p_c	Pressão crítica
Q_a	Quantidade de água a adicionar
Q_l	Quantidade de agente ligante
Q_r	Quantidade de rejeitado
S_p	Sólidos em peso
t	Tempo
t_i	Tempo de propagação no instante-i
t_h	Teor de humidade

v_i	Velocidade de propagação no instante-i
V	Volume
V_S	Velocidade de propagação da onda S
V_P	Velocidade de propagação da onda P
W	Janela de <i>Dirichlet</i>
Z	Profundidade

Símbolos gregos

Definição

σ_{ij}	Tensão normal
\emptyset	Ângulo de atrito
δ	Deslocamento
ν	Coefficiente de <i>Poisson</i>
μ	Tangente do ângulo de atrito
ε	Extensão
τ	Tensão de corte
C	Matriz dos parâmetros elásticos
θ_i	Angulo de orientação das tensões no plano-i
σ_v	Tensão vertical
σ_h	Tensão normal
δ	Deformação

CAPÍTULO 1

INTRODUÇÃO

A indústria mineira gera grandes quantidades de material, onde apenas uma pequena parte do extraído e separado possui interesse económico. O rejeitado, produto da separação das diferentes espécies minerais realizada nas lavarias, pode revelar uma elevada capacidade de decomposição química, introduzindo elementos nocivos e dotados de mobilidade no meio ambiente. A poluição causada pelo rejeitado é devida aos reagentes químicos utilizados no processo de separação e de recuperação do material, que é depois concentrado e depositado em barragens ou aterros, tornando-os potenciadores de contaminação. O impacto ambiental provocado por estes rejeitados pode ter repercussões económicas, pois segundo a legislação portuguesa, é necessário proceder a medidas de contenção rigorosas nas fontes de poluição, de forma a mitigar possíveis efeitos nefastos para o meio ambiente envolvente. Face a este problema, o aproveitamento dos rejeitados das lavarias para o preenchimento dos vazios subterrâneos, resultantes da exploração do minério, tem vindo a revelar-se uma opção extremamente atrativa.

A possibilidade de utilizar os rejeitados em enchimento mineiro, tem como principais vantagens a minimização do impacto ambiental causado pela sua deposição aérea à superfície e a redução dos custos de exploração, contribuindo ainda de forma bastante efetiva para o aumento da estabilidade em subterrâneo. Existem diversos tipos de enchimento consoante os seus constituintes principais, que podem ser do tipo cimentado ou não cimentado. A adição de cimento ao enchimento atribui características coesivas ao material, conferindo-lhe a resistência necessária para oferecer estabilidade às galerias preenchidas, sendo assim considerado um suporte passivo.

O enchimento cimentado com maior utilização na indústria pode ser de dois tipos: o enchimento hidráulico e o enchimento em pasta. Para além da sua principal função, o de servir como suporte do maciço em exploração pelo preenchimento das cavidades resultantes, pode ser utilizado para a criação de pilares artificiais, ou mesmo de plataformas de trabalho. Deste modo, os métodos que utilizam o enchimento mineiro possibilitam a aplicação de técnicas de desmonte que permitem uma melhor recuperação do jazigo.

1.1. Motivação e objetivos

Os métodos de determinação do estado de tensão foram desenvolvidos sobretudo para maciços rochosos, havendo assim pouca literatura sobre casos aplicados ao enchimento mineiro. Estes baseiam-se, maioritariamente, num ensaio destrutivo para determinação da resistência pontual em campo ou na monitorização das propriedades físicas em laboratório. Dentro destes, os métodos já aplicados ao enchimento em pasta apenas foram realizados com uso de células de pressão e extensómetros para o conhecimento do estado de tensão e estado de deformação, respetivamente. Estes são equipamentos relativamente dispendiosos pelo que não são sistemas de instrumentação atrativos.

O tipo de instrumentação utilizado durante o desenvolvimento deste trabalho, baseia-se num sistema de monitorização sísmica submersa em enchimento mineiro, onde a medição das velocidades das ondas e deformações se torna possível em tempo real. A indústria petrolífera tem recorrido à determinação do estado de tensão através dos dados da sísmica, recorrendo a técnicas de inversão sísmica. Com base nesta metodologia, pretende-se dar um contributo para o desenvolvimento de um novo método de medição do estado de tensão in situ pouco oneroso e de fácil aplicação.

O conhecimento do estado de tensão de uma galeria preenchida, para além de prevenir possíveis acidentes tais como o desabamento de pilares e rotura de portas de enchimento, permite-nos visualizar o campo de forças exercidas e transmitidas do maciço rochoso para o enchimento. Esta informação, obtida em tempo real, poderá ajudar a criar com segurança um bom sistema de suporte.

Diversas investigações revelaram que a velocidade de onda sísmica é sensível ao estado de tensão; tal fato é observado na variação da velocidade de propagação com o aumento da profundidade. Recentemente têm sido feitas experiências laboratoriais e in situ nesta área, mas as incertezas face ao método ainda não o tornam apto para a determinação do estado de tensão na indústria mineira. Deste modo, torna-se motivante contribuir para a evolução desta técnica, principalmente quando aplicada em materiais recentemente introduzidos na indústria.

1.2. Organização da dissertação

Como resposta ao objetivo anteriormente descrito, a presente dissertação encontra-se organizada em capítulos.

No capítulo dois é efetuada uma revisão bibliográfica, orientada para os conceitos que influenciam o estado de tensão numa galeria preenchida, bem como os problemas geomecânicos que advêm da falta de monitorização e do parco conhecimento do estado de tensão no enchimento mineiro.

O terceiro capítulo refere a metodologia utilizada. O método de registo das ondas sísmicas aplicado ao enchimento mineiro encontra-se descrito, bem como os equipamentos utilizados para a sua determinação. A conjugação de um ensaio sísmico submerso numa galeria preenchida, com o registo das deformações e da carga aplicada, são sumariamente descritos, tendo sido esta a metodologia adotada para a realização dos ensaios.

No capítulo 4 são apresentados os fatores de maior importância para a leitura das ondas S e P, tal como a metodologia adotada para o registo das mesmas nas experiências finais.

No capítulo 5 são apresentados os resultados obtidos nas experiências finais que serviram para a criação de um modelo numérico.

Por fim, tecem-se algumas considerações finais, apresentando-se a conclusão final da dissertação e a exposição de ideias sobre possíveis trabalhos futuros.

CAPÍTULO 2

ESTADO DA ARTE

2.1. Origem das tensões in situ

O comportamento do maciço rochoso na abertura de uma cavidade não depende apenas das suas características geológicas mas também do estado de tensão virgem no qual se encontra. A sua existência está intimamente ligada à história geológica das formações rochosas, nomeadamente no que respeita à sua génese, aos movimentos orogénicos¹ e ao subsequente processo erosivo. O estado de tensão natural de um maciço rochoso é influenciado pela presença de descontinuidades, tectónica e alteração térmica, tornando assim a sua determinação bastante complexa.

O estado de tensão natural do maciço é perturbado quando são criados vazios no seu interior, provocando uma redistribuição das tensões. A resposta do maciço face a este fenómeno é dada através da deformação da escavação que, em algumas situações, pode conduzir à fracturação gradual nas imediações da galeria. Nestas situações admite-se um comportamento elastoplástico para o maciço rochoso (Hudson & Harrison, 1997).

A redistribuição das tensões induzidas está relacionada com a geometria da secção da escavação e a sua dimensão; por vezes atinge valores que ultrapassam a resistência do maciço, promovendo situações de instabilidade. Sabendo o estado de tensão inicial, dimensão e a secção transversal da galeria, é possível determinar a redistribuição das tensões, a fim de diminuir possíveis ruturas e minimizando o custo de obra, tanto em termos de inclusão de sistemas de suporte, como de aspetos relacionados com a segurança dos trabalhos (Goodman, 1989).

Nas últimas décadas, foram desenvolvidos modelos numéricos para a estimativa do campo de tensões no maciço, sobretudo para o dimensionamento de suportes numa escavação subterrânea. Estes possuem, como parâmetros de entrada, as propriedades físicas do maciço em questão; contudo, as aproximações realizadas podem sobrestimar os valores reais. Deste modo, o conhecimento do estado de tensão in situ torna-se fundamental para a realização de uma escavação subterrânea, sendo-o assim exigido no escopo dos ensaios geotécnicos (Armelin, 2010).

¹ Orogénese – Conjunto de processos que traz como consequência a formação de dobramentos, cordilheiras ou fossas (Willet, 1999).

2.1.1. DETERMINAÇÃO DO ESTADO DE TENSÃO

Um entendimento do estado de tensão natural do maciço antevê a resposta deste no que respeita à atividade mineira nele desenvolvida. A tensão é uma grandeza vetorial, pelo que o estado de tensão é descrito espacialmente pelas componentes que se indicam na Figura 2.1.

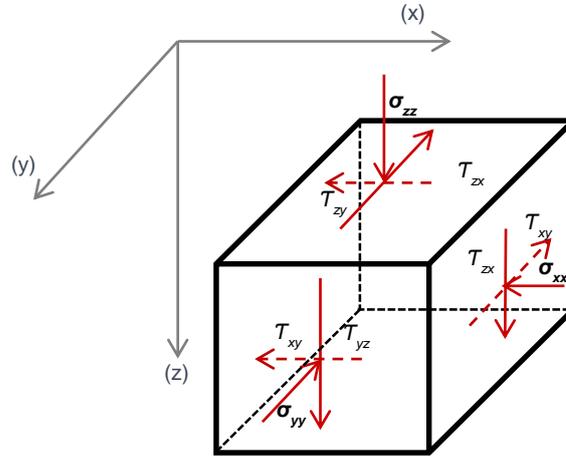


Figura 2.1 - Esquema das tensões atuantes sob um elemento livre finito referente a um estado tridimensional com a respetiva convecção de sinais positiva

As componentes de tensão σ_{xx} , σ_{yy} e σ_{zz} são representativas da tensão normal a cada face, enquanto que τ_{yx} , τ_{xz} , τ_{yz} , τ_{xy} , τ_{zx} e τ_{zy} são as seis componentes da tensão tangencial ou de corte. Matematicamente, esta é representada por uma matriz tridimensional (Equação 2.1) denominada por matriz ou tensor do estado de tensão.

$$[\sigma_{ij}] = \begin{bmatrix} \sigma_{xx} & \tau_{xy} & \tau_{xz} \\ \tau_{yx} & \sigma_{yy} & \tau_{yz} \\ \tau_{zx} & \tau_{zy} & \sigma_{zz} \end{bmatrix} \quad (2.1)$$

A determinação das nove variáveis do tensor implica a repetição de ensaios de medição in situ. Deste modo, recorreu-se à criação de modelos empíricos para a determinação do estado de tensão. Considerando-se o material rochoso como elástico, as relações entre as deformações e as tensões são relacionadas pela Lei de Hooke. Deste modo, a tensão e a extensão são linearmente correlacionadas (Equação 2.2).

$$\sigma_{ij} = C_{ijkl} \cdot \varepsilon_{ijkl} \quad (2.2)$$

A matriz de quarta ordem é denominada por matriz dos parâmetros elásticos e contém 81 constantes. Ao assumir-se um corpo anisotrópico, os parâmetros independentes reduzem-se para 21.

Na Geomecânica, assume-se equilíbrio de forças e momentos perante o eixo tridimensional de tensão, onde $\tau_{xy} = \tau_{yx}$, $\tau_{xz} = \tau_{zx}$, $\tau_{yz} = \tau_{zy}$. Numa situação particular de orientação, as tensões de corte tornam-se nulas, enquanto que as tensões principais apresentam valores máximos. Este caso é denominado por estado de tensão principal, cuja definição se dá pela magnitude de duas ou três tensões principais e a sua orientação (Equação 2.3).

$$[\sigma_{ij}] = \begin{bmatrix} \sigma_{xx} & 0 & 0 \\ 0 & \sigma_{yy} & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_{zz} \end{bmatrix} \times \begin{bmatrix} \cos(\theta_x) \\ \cos(\theta_y) \\ \cos(\theta_z) \end{bmatrix} \quad (2.3)$$

A determinação do estado de tensão no maciço rochoso anterior à sua escavação é um pré-requisito necessário para o correto dimensionamento das galerias subterrâneas. Pode ser realizada mediante modelos matemáticos associados a ensaios laboratoriais, ou através de ensaios em campo. Geralmente o meio mais fiável para o estudo do estado de tensão é dado in situ. No entanto, o seu elevado custo e difícil aplicação tornam frequente o uso de correlações empíricas para estimar as componentes principais do estado de tensão.

Os modelos analíticos ou matemáticos representam um conjunto de métodos para avaliação das tensões a partir de hipóteses simplificadoras, estabelecidas principalmente pelo comportamento mecânico do maciço. Numa primeira aproximação, o estado de tensão principal in situ, pode ser assumido i) unidimensional, através de uma direção vertical; ii) bidimensional, por uma direção vertical e horizontal ou iii) tridimensional, por uma vertical e duas horizontais.

Em níveis de grande profundidade, a tensão principal é equivalente à tensão gravítica. A sua estimativa recorre ao conhecimento da constante gravítica (g), profundidade (z) e da densidade do maciço (ρ) considerando as diferentes litologias envolventes no maciço sobrejacente (Equação 2.4):

$$\sigma_v = \sum_{i=1}^n \rho_i g Z_i \quad (2.4)$$

A estimativa da componente horizontal do estado de tensão de um maciço rochoso é equivalente à multiplicação de uma constante (k) com a tensão horizontal (Equação 2.5):

$$\sigma_h = k \sigma_v \quad (2.5)$$

$$k = \nu / (1 - \nu) \quad (2.6)$$

Terzaghi (1943) sugere que num maciço rochoso semi-infinito, onde por isso há constrangimentos laterais, a deformação lateral é nula, pelo que neste caso, o valor de k

depende somente do coeficiente de *Poisson* (ν), sendo assim independente da profundidade (Equação 2.6). Contudo, para profundidades entre 500 e 1500 m, esta assunção não é adequada, pois existem casos nos quais a tensão horizontal estimada pode ser cinco vezes menor do que a real (Hoek et al., 1986).

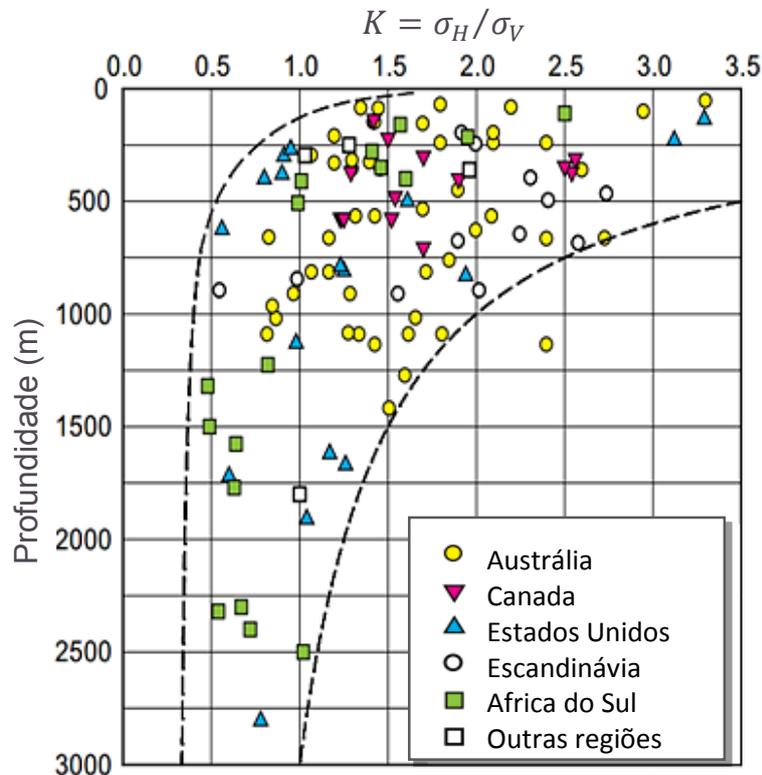


Figura 2.2 - Rácio entre a tensão vertical e horizontal em função da profundidade (adaptado de Hoek, 1986)

A Figura 2.2 apresenta uma análise de medições diretas do estado de tensão horizontal em diferentes litologias, de forma a estudar a sua variação com a profundidade. Foi observado que o valor de k decresce com a profundidade; para valores superiores a 500 m, o valor de k é geralmente superior à unidade, indicando que a tensão horizontal é maior do que a tensão vertical em níveis pouco profundos. Para níveis mais profundos sucede-se o oposto. Esta constatação invalida a abordagem clássica sobre as tensões horizontais não dependerem da profundidade pois, segundo a Equação 2.5, a magnitude máxima que a tensão horizontal pode atingir é equivalente à tensão vertical, ($k = 1,0$). Nestes casos é considerado que estamos presente um corpo não perfeitamente elástico (Luxbacher e Westman, 2008).

A dispersão perante os resultados analisados na Figura 2.2 demonstra a complexidade em apenas uma equação estimar o valor de k ; deste modo, optou-se pela sua estimação através da definição de um intervalo de valores possíveis, limitado por duas equações dependentes da profundidade (Hoek et al., 1986):

$$\sigma_h = \frac{100}{Z} + 0,3 \leq K \leq \frac{1500}{Z} + 0,5 \quad (2.7)$$

Sheory (1994) desenvolveu um modelo de tensões que contabiliza a curvatura da crosta terrestre, a variação das constantes elásticas da densidade e coeficiente de expansão térmica da crosta e do manto terrestre. Sendo o número de parâmetros dependentes elevado e de difícil estimação, optou-se por uma simplificação do modelo (Equação 2.8):

$$k = 0,25 + 7E_h \left(0.001 + \frac{1}{z} \right) \quad (2.8)$$

Onde z é a profundidade (metros) e E_h (GPa) a média do módulo de elasticidade do maciço sobrejacente medido na direção horizontal, pois este parâmetro elástico pode tomar valores diferentes em diferentes direções. Esta equação atribui uma melhor aproximação do rácio das tensões reais pois contabiliza a anisotropia do maciço rochoso. Contudo, a teoria não explica a ocorrência de tensões horizontais maiores que as tensões verticais, provavelmente devidas à topografia local e características geológicas que dificilmente podem ser consideradas num modelo de grande escala. Os modelos apresentados demonstram a complexidade envolvida na estimação da tensão in situ; deste modo, torna-se indispensável o uso de equipamentos para a determinação do estado de tensão in situ (Hoek et al, 1986).

2.1.2. COMPORTAMENTO DO MACIÇO SOB TENSÃO

A realização de uma escavação subterrânea origina invariavelmente deformações. À medida que a escavação progride, o campo de tensões é alterado, modificando-se a direção e grandeza das tensões principais que conduzem o maciço a deformar-se. As leis constitutivas ou reológicas do material pretendem traduzir matematicamente a resposta física dos materiais quando submetidas a um carregamento. Na Figura 2.3 são descritos os três regimes de deformação classificados por plástico, elástico e viscoelástico.

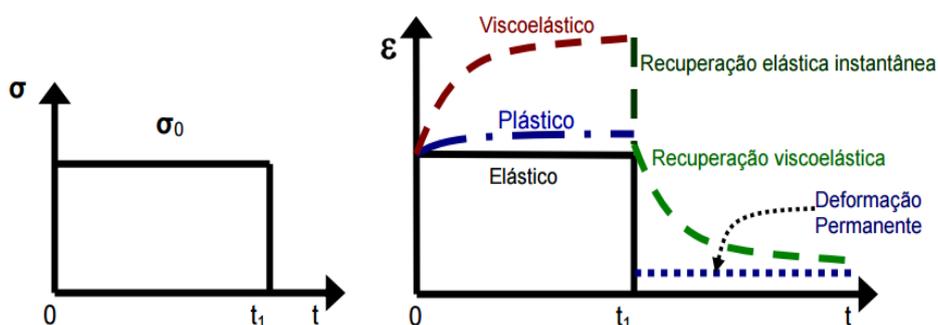


Figura 2.3 - Regimes de deformação num ciclo de carga com descarregamento no instante t_1 (adaptado de Farina, 2009)

Um material classifica-se como plástico, quando na descarga, isto é, quando as ações exteriores são removidas, apenas parte das deformações são recuperadas, apresentando uma deformação residual permanente ao longo do tempo. Contrariamente, um corpo elástico é dotado de uma deformação reversível, sendo esta proporcional à carga aplicada. Nestes casos, a teoria da elasticidade para a estimação das constantes elásticas e consequentemente do estado de tensão e deformação é aplicável.

O comportamento viscoelástico manifesta-se pela dependência das propriedades mecânicas de material em relação ao tempo, Brinson & Brinson (2008). Neste tipo de materiais a deformação é traduzida por um aumento progressivo em função do tempo, seguido de uma diminuição gradual após o descarregamento, sendo esta denominada por fluência. Este tipo de comportamento é observado em todos os tipos de materiais; contudo é mais notório em meios com elevada permeabilidade, nomeadamente de natureza argilosa.

A modelação matemática para o comportamento dependente do tempo é bastante complexa, sendo assim comum admitir-se, em geomecânica, a presença de um corpo com natureza de deformação elástica. Para um estado plano de deformação num material elástico e isotópico de constante elástica E (módulo *Young*) e ν (coeficiente de *Poisson*), o estado de tensão pode ser determinado pela lei de Hooke:

$$\begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_z \\ \sigma_y \end{Bmatrix} = \frac{E}{(1 + \nu)(1 - 2\nu)} \begin{bmatrix} 1 & \frac{\nu}{1 - \nu} & 0 \\ \frac{\nu}{1 - \nu} & 1 & 0 \\ 0 & 0 & \frac{1 - 2\nu}{2(1 - \nu)} \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_z \\ \varepsilon_y \end{Bmatrix} \quad (2.9)$$

O estado de deformação é compreendido pela matriz 3×1 apresentada pela extensão ε no plano horizontal x , y e vertical z . A extensão é o parâmetro que relaciona a deformação (δ) segundo o seu comprimento inicial (L).

Desta forma, a lei de Hooke relaciona as componentes do estado de tensão com o estado de deformação, traduzindo-se assim numa equação de compatibilidade bidimensional onde a resposta do maciço é analiticamente descrita. Deste modo, o conhecimento do estado de deformação pode ser utilizado para a estimação do estado de tensão.

Não obstante a adoção de um comportamento elástico linear para o maciço onde a estimativa do estado de tensão recorre aos modelos empíricos descritos, a presença de um maciço heterogéneo e anisotrópico favorece erros de estimação significativos. Nestes casos, torna-se congruente a aplicação de métodos de determinação do estado de tensão *in situ*; contudo o preço de execução não é comparável ao dos modelos numéricos.

2.2. Métodos de monitorização do estado de tensão

São inúmeros os métodos propostos para a medição da tensão in situ. Foram sobretudo desenvolvidos para maciços rochosos de elevada resistência. De acordo com a Sociedade Internacional de Mecânica das Rochas (ISRM), salientam-se quatro métodos para a medição direta do estado de tensão (Hudson & Harrison, 1997):

- Medição com macacos planos;
- Fracturação Hidráulica;
- Técnica por sobre-carotagem, propostas pelas seguintes identidades:
 - a) *United States Bureau of Mines, USBM* – Sobre-carotagem com torpedo (*USBM overcoring torpedo method*);
 - b) *Common Scientific and Industrial Research Organization, CSIRO* – Medição através da sobre-carotagem (*CSIRO overcoring gauge*).

A aplicação destes métodos envolve a perfuração no maciço rochoso, sendo assim métodos destrutivos. Caso não exista a necessidade de fazer uma perfuração, a medição do estado de tensão é observada indiretamente, através de ensaios de monitorização contínua.

Tabela 1 - Equipamentos de monitorização em ambiente subterrâneo de acordo com as grandezas de medição (adaptado de www.geokon.com)

Grandeza a medir	Equipamento	Local de instalação	Ilustração
Medição de pressões ou carga	Células de pressão ou carga	No maciço, no contorno da escavação ou entre ambos.	
Deslocamentos no interior do maciço	Extensómetros (elétricos, óticos ou mecânicos)	Instalados em furos de sondagem.	
Velocidade de onda	Sísmicos	Instalados em furos de sondagem transmitindo os sinais a sistemas de registo.	

Na Tabela 1 destacam-se os tipos de monitorização abordados ao longo da revisão bibliográfica para as grandezas a medir de acordo com a instrumentação utilizada. Os ensaios de monitorização são métodos indiretos de determinação, complementados por modelos matemáticos onde as grandezas monitorizadas são dependentes do estado de tensão. Ao longo deste trabalho pretende-se estudar um método que permita determinar indiretamente o estado de tensão através do uso de ondas sísmicas e de extensómetros.

2.2.1. ENSAIO SÍSMICO

Nos ensaios sísmicos são realizadas perturbações mecânicas, sob a forma de ondas sísmicas, que se propagam por deformação mecânica através do material rochoso. Na aplicação do método utilizam-se geofones para captar e armazenar as perturbações produzidas pelas fontes depois de terem percorrido o maciço rochoso. No final do ensaio é realizado um modelo representativo das velocidades da região auscultada, denominado por tomografia sísmica.

As ondas com maior relevância na área de Geomecânica são as ondas volumétricas P e S, Figura 2.4-A e B, respetivamente; a sua designação é dada: i) em termos de velocidade, onde as ondas P, ou primárias, possuem uma maior velocidade de propagação face às ondas S, secundárias; ou ii) pela direção de propagação da onda (transversal se se tratar de uma onda S, e longitudinal no caso da onda P).

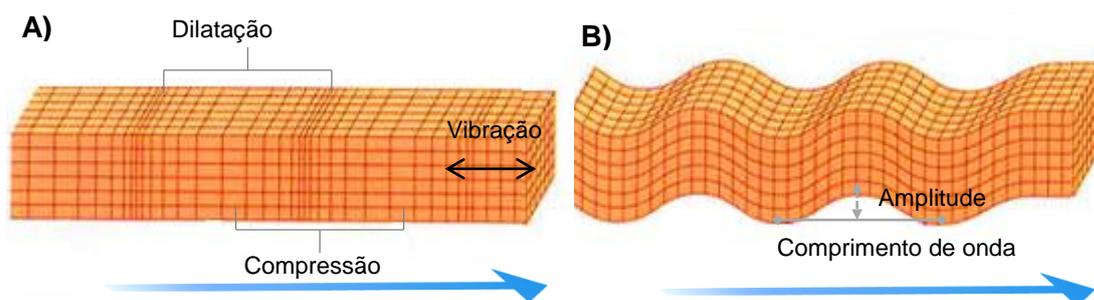


Figura 2.4 - Direção de propagação e vibração e das ondas sísmica a) Onda P, primária ou longitudinal; b) Onda S, secundária ou transversal (adaptado de www.alabamaquake.com)

Segundo Fjaer et al. (2008) é possível proceder-se à determinação das constantes elásticas do meio, em função da velocidade de propagação sísmica. As equações seguintes, deduzidas a partir da Equação do movimento da onda em meios elásticos (Kolsky, 1963), traduzem diretamente esta relação relativamente às ondas P (Equação 2.10) e S (Equação 2.11).

$$v_p = \sqrt{\frac{E}{\rho} \cdot \frac{(1 - \nu)}{(1 + \nu) \cdot (1 - \nu)}} \quad (2.10)$$

$$v_s = \sqrt{\frac{E}{2\rho} \cdot \frac{1}{(1 + \nu)}} \quad (2.11)$$

Nas equações anteriores, E é o módulo de elasticidade, ρ o peso específico, ν o coeficiente de *Poisson*.

Hoje em dia, o ensaio sísmico é utilizado na indústria mineira para a medição das propriedades elásticas do maciço através dos métodos de inversão sísmica. A inversão sísmica é a técnica que possibilita a transformação dos dados sísmicos em parâmetros que permitam modelar a estrutura geomecânica do maciço.

A indústria petrolífera contribuiu para um grande avanço neste campo, tornando possível a estimativa de diversas propriedades geomecânicas, tais como densidade, porosidade, tensão efetiva, permeabilidade, grau de saturação e estado de tensão. Este desenvolvimento foi impulsionado pela indústria petrolífera por se tratar de um recurso “invisível” onde os métodos diretos não são aplicáveis. O mesmo não sucede na indústria mineira, embora existam casos onde a sua aplicação pode ser encontrada.

Numa mina de carvão em Inglaterra, ocorreram atrasos na exploração devido ao contacto da galeria em avanço com uma fratura do maciço; foi então utilizada a sísmica para mapear a falha de modo a realizar-se outro plano de exploração (Mason, 1981). O mesmo foi utilizado na modelização de uma mina para identificar vazios, fruto de explorações passadas.

Um dos primeiros projetos conduzidos para a estimação do estado de tensão através da sísmica teve lugar na Hungria, onde a tomografia sísmica espacial foi utilizada com intuito de estimar as zonas de falha. Na mesma exploração foram observadas velocidades de propagação superiores nas zonas de fracturação iminente, onde teoricamente se encontrariam os bolbos de tensão. A variação da velocidade no maciço durante o avanço da exploração subterrânea, foi também observada, contudo, em certos casos, o mesmo não sucedia devido à existência de fissuração, a qual atenua a onda sísmica.

Tomografias sísmicas foram realizadas por Kray et al. (2008) em tempo real (“*time-lapse tomography*”), durante 18 dias, numa frente em avanço situada numa mina de carvão com método desmonte em *long-wall*, Figura 2.5.

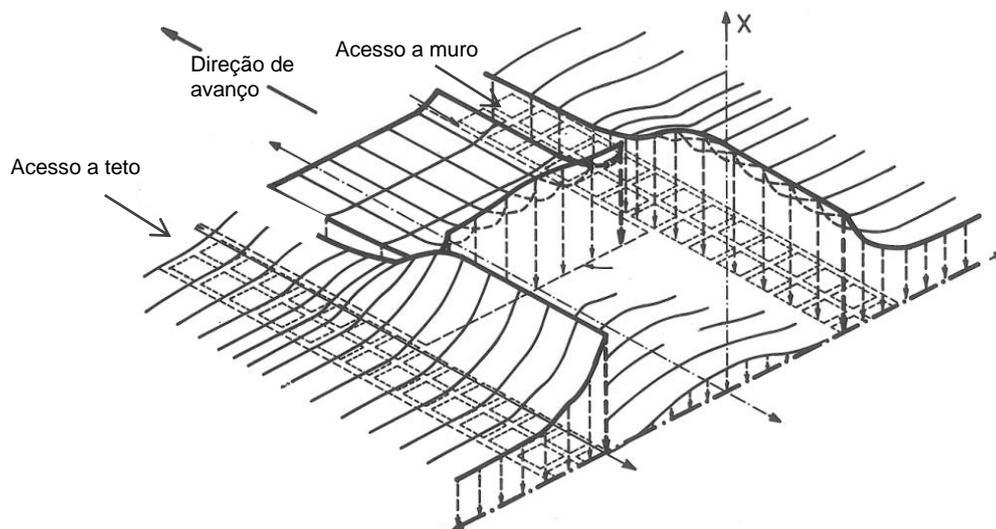


Figura 2.5 - Representação tridimensional das tensões verticais em redor de um painel explorado em *long-wall* (adaptado de Peng & Chiang, 1983)

Para a obtenção dos resultados foram dispostos sensores, tanto à superfície como nas imediações do local de estudo, tendo-se recorrido à inversão sísmica para uma interpretação espacial. A mina apresentava um filão com uma possança máxima de 3 m, situado a cerca de 350 m de profundidade. Os painéis foram projetados com um comprimento aproximado de 5500 m e 250 m de largura. Durante este estudo, a frente analisada apresentou um avanço de 24 m por dia.

Este tipo de exploração permite o avanço contínuo de frentes de trabalho recorrendo a roçadoras com suporte de teto e deixando longos pilares nas suas laterais, os quais contêm os acessos às frentes em avanço. A remoção do minério redireciona imediatamente as tensões pré-existentes para a frente e pilares, laterais à frente em avanço; com o desenrolar da exploração é esperado o colapso do teto à retaguarda do equipamento de escavação. Na presença de um maciço encaixante competente, este colapso não é imediato, contribuindo para uma concentração de tensões na frente de trabalho (Kray et al., 2008).

Na Figura 2.6-A representa-se um caso onde se recorreu à modelação numérica. Num dado instante da exploração, observa-se uma acumulação das tensões nas laterais e na frente de trabalho. A tomografia sísmica aplicado ao mesmo desmonte e no mesmo instante, é visível na Figura 2.6-B. É possível constatar uma velocidade de propagação mais elevada para as zonas previstas pelo modelo empírico.

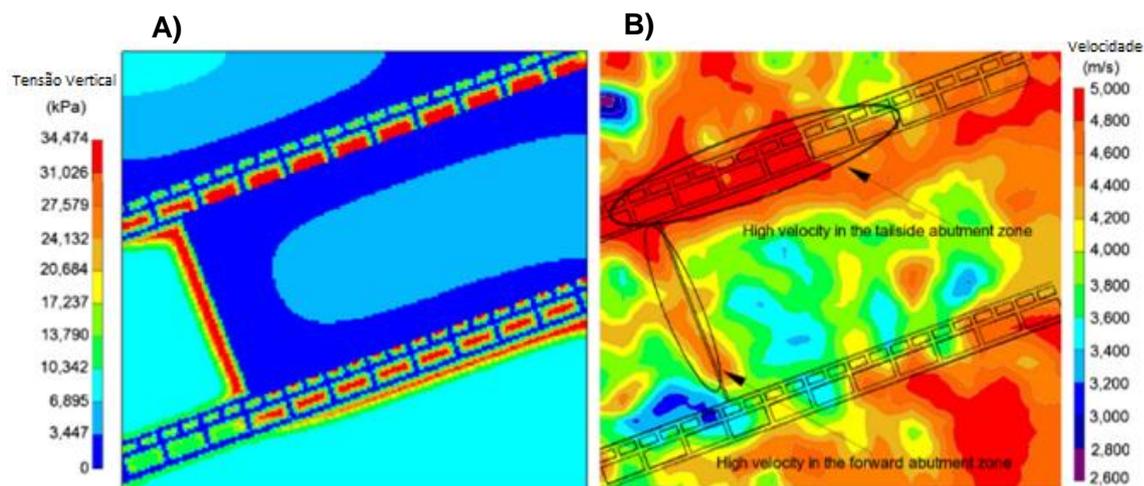


Figura 2.6 - Planta tomográfica de uma frente de avanço em Drift em comparação com o estado de tensão vertical modelizado (adaptado de Kray et al., 2008)

A rapidez é uma característica deste método de desmonte, a qual imprime uma dinâmica bastante acentuada de alteração às condições de estabilidade. Concluiu-se desta forma que o método de monitorização sísmica é apropriado para a observação, em tempo real, da variação das tensões em subterrâneo, maximizando assim a segurança dos trabalhadores e a integridade estrutural do maciço (Kray et al., 2008).

Várias investigações revelaram a existência de uma variação da velocidade de onda sísmica em função da profundidade. Eberhart e Philips et al. (1989) citado por Asef & Najibi (2013) estudou a variação de 64 carotes de calcário recolhido através de um furo de sondagem onde observou variação na velocidade de onda em função da pressão de confinamento estimada. Foi observada a existência de dois regimes, cuja transição foi dada com uma pressão de confinamento de 20 MPa para calcários. Os resultados obtidos motivaram Wang et al. (2005) para a criação de um modelo empírico, Figura 2.7. Uma tendência de dois segmentos foi sugerida para o estudo da variação da velocidade de onda sísmica em função da pressão de confinamento.

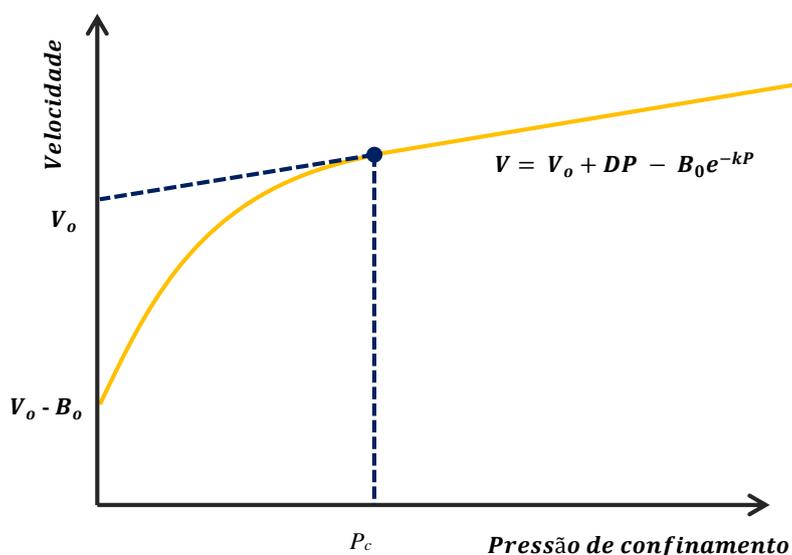


Figura 2.7. Variação da velocidade (V) com a pressão de confinamento (P) através de dois regimes cujo ponto de transição compreende a pressão crítica (p_c); Onde B_0 é a é a variação da velocidade entre regimes (adaptado de Wang et al., 2005)

Numa fase inicial, a relação entre a pressão e a velocidade de onda é exponencial, seguida de uma relação linear após a pressão crítica ser ultrapassada. O primeiro troço revela a influência da pressão de confinamento na redução nas discontinuidades (poros, microfissuras), existentes no material. Após a pressão crítica ser atingida, o material exhibe uma matriz mais compacta, observando-se um aumento linear da velocidade com a pressão, tendendo assim para um regime elástico linear (Asef & Najibi, 2013).

A velocidade de onda P e S observada encontra-se graficamente representada em função da velocidade estimada pelo método analítico anteriormente descrito para rochas calcárias. Os coeficientes utilizados encontram-se descritos na Tabela 2.

Tabela 2 - Coeficientes da equação representada na Figura 2.7. para rochas calcárias (adaptado de Asef & Najibi 2013)

	V_0 Km/s	D 10^{-4} Km/s/MPa	B_0 Km/s	K 10^{-2} MPa $^{-1}$
Onda P	5,651	0,0006	0,15	0,0640
Onda S	3,030	0,0003	0,01	0,004

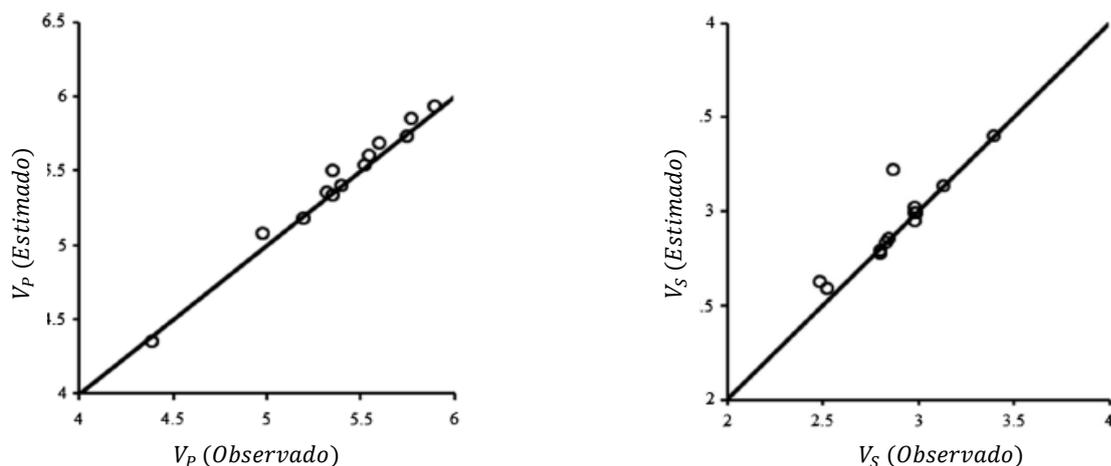


Figura 2.8 - Relação entre a velocidade de onda prevista e estimada para calcários recorrendo ao método definido por Wang et al. (2005) (adaptado de Asef & Najibi, 2013)

Na Figura 2.8, é possível observar a boa correlação entre as velocidades estimadas com o modelo e as observadas; o coeficiente de determinação de 99% e 97% respetivamente para as velocidades de propagação da onda P e S. Os resultados promissores da pequena população utilizada para o estudo levaram a que vários centros de investigação a nível mundial proporcionassem a recolha de mais dados para a verificação do modelo. Foram obtidos 285 dados de velocidade de propagação de ondas P e S para rochas de diferentes litologias incluindo, arenitos, calcário, xisto e basaltos.

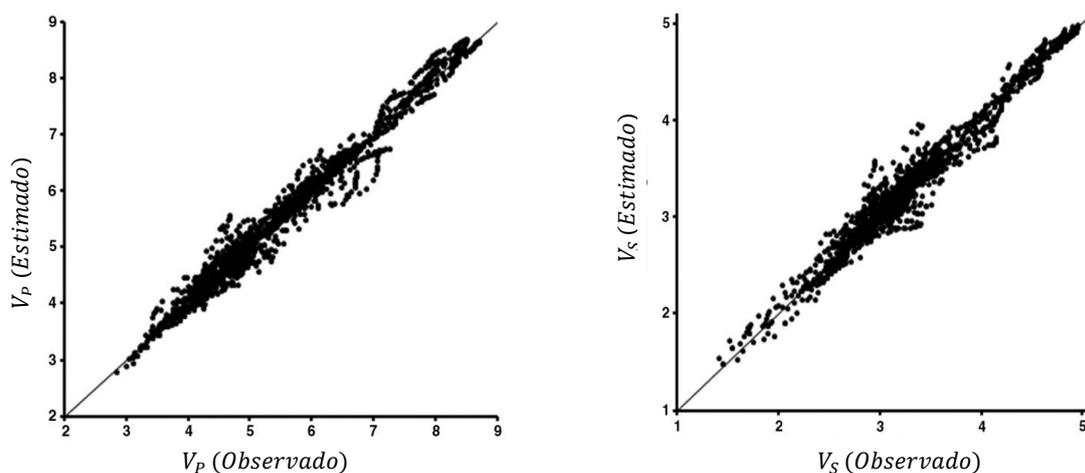


Figura 2.9 - Velocidade de onda P e S observada e estimada para diferentes pressões de confinamento com uso do método empírico (adaptado de Asef & Majibi, 2014)

O gráfico representado na Figura 2.9 provem de quatro equações distintas, sendo estas encontradas no artigo científico de Asef & Majibi (2014). Neste estudo foi concluído que a utilização da equação sugerida por Wang et al. (2005) pode ser utilizada para a medição do estado de tensão, desde que sejam previamente determinados os coeficientes de ajuste, pois estes são diferentes de acordo com o tipo de maciço em estudo.

2.3.O Enchimento mineiro como suporte

O constante avanço da exploração mineira em ambiente subterrâneo gera vazios, os quais criam instabilidade no terreno circundante. Contudo, existe a possibilidade de preencher estes vazios com materiais dispensáveis resultantes da exploração mineira, tanto pelo estéril gerado como subproduto dos trabalhos de desenvolvimento, como pelos rejeitados das lavarias.

A evolução da aplicação de enchimento em vazios começou com a introdução de matéria sem valor económico numa galeria subterrânea, não havendo assim, qualquer preocupação com as suas propriedades físicas e químicas (Potvin, 2005). Em meados dos anos 60, o interesse sobre as vantagens do enchimento aumentou, fomentando assim o início de estudos mais elaborados. Optou-se pela introdução de cimento no enchimento, promovendo a agregação do material e aumentando a sua resistência. Esta evolução obrigou a obter um conhecimento mais profundo das propriedades dos materiais e dos constituintes do enchimento.

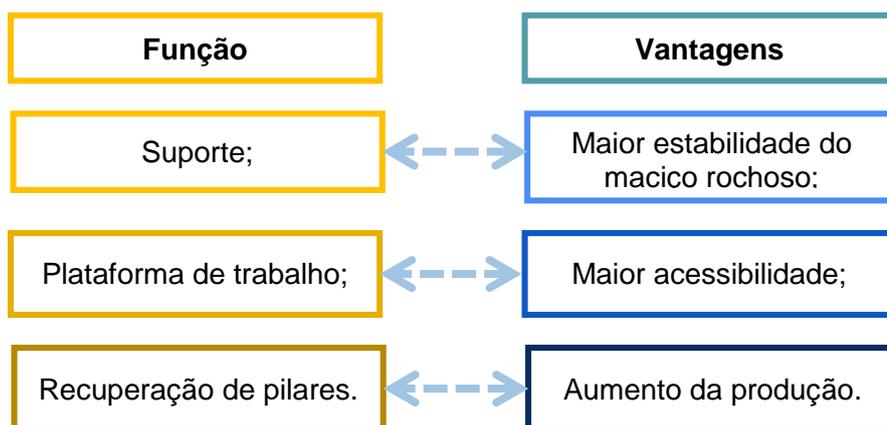


Figura 2.10 - Função e vantagens do enchimento definidos por Ackim (2011)

A Figura 2.10 apresenta esquematicamente as vantagens principais do enchimento face à sua função. A principal função do enchimento é conferir o suporte necessário à exploração mineira, providenciando: i) a minimização dos efeitos de subsidência em superfície; ii) o reforço de pilares abandonados; iii) a constituição de pilares artificiais; e iv) a criação de tetos falsos (Carvalho, 2014). Brady e Brown (2005) diferenciaram os métodos de exploração mineira tendo em conta o tipo de suporte: Naturalmente suportados; artificialmente suportados e métodos por desabamento. O método artificialmente suportado recorre à aplicação do enchimento para garantir a estabilidade do maço rochoso e também como plataforma de trabalho, Figura 2.11.

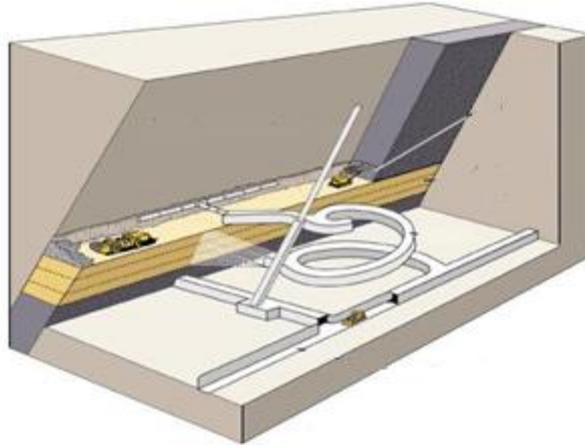


Figura 2.11 - Representação esquemática do método de exploração por corte e enchimento (adaptado de Grades, 2009)

O enchimento mineiro pode ser classificado em duas categorias: Cimentado e não cimentado; o nome apenas sugere a introdução de uma pequena porção de agente ligante tal como o cimento Portland. Geomecanicamente, o enchimento não cimentado comporta-se como um solo desagregado, sendo assim necessário o seu confinamento para garantir estabilidade ao maciço. Em contraste, o enchimento cimentado é considerado um sistema de suporte mineiro otimizado e flexível, capaz de se adaptar a cavidades de geometria diferenciada (Grades, 2009).

Os tipos de enchimento cimentado mais reconhecidos mundialmente são o enchimento em pasta e o hidráulico. O enchimento em pasta é o mais vantajoso quando comparado com outros tipos de enchimento, sendo o de maior utilização na indústria mineira (Pirapakaran, 2008). A sua matriz é composta maioritariamente por rejeitados da lavaria, adicionados de agente ligante, água e os necessários aditivos. O enchimento hidráulico possui maioritariamente areia na sua composição, com a adição de cimento, água e rejeitados (Loureiro, 2006).

A principal vantagem do enchimento em pasta em relação ao hidráulico é a melhoria das propriedades mecânicas. Devido à não inclusão de areia na pasta, esta solução oferece um menor custo de investimento, dado pelo menor custo de preparação; contudo o preço dos aditivos utilizados pode ultrapassar o valor gasto em areia na preparação do enchimento hidráulico. Uma vez escolhido o tipo de enchimento a utilizar, este será distribuído para a escavação subterrânea através de uma rede de tubagens, cuja operação deve ser dimensionada de acordo com a reologia da mistura em questão e distância de transporte. No desmonte procede-se à colocação de uma barreira de contenção com intuito de suportar o enchimento mineiro (Figura 2.12), tendo esta maior importância entre o 1º e 7º dia de cura (Thompson et al., 2012).

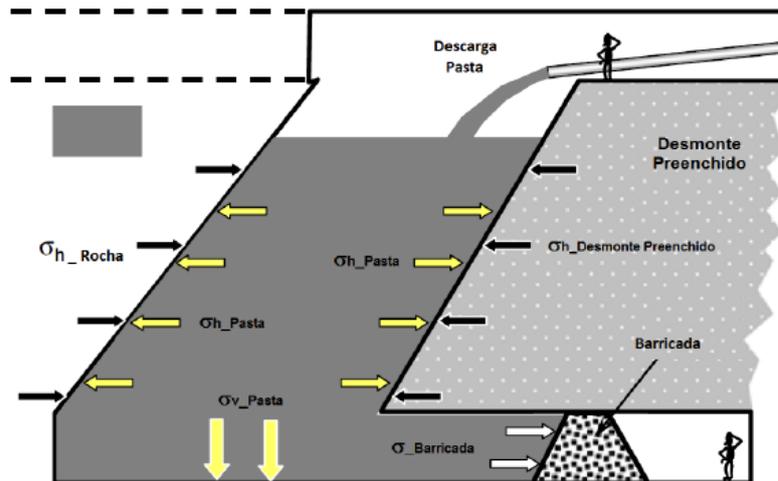


Figura 2.12 - Operação de enchimento de uma cavidade subterrânea e seus componentes (adaptado de Thompson et al., 2012)

Para o uso da pasta em subterrâneo é necessário considerar a interação maciço-enchimento, a deformabilidade da pasta e o seu comportamento a longo prazo. Os fatores de maior relevância para o estudo são:

- Efeito de arco;
- Convergência das paredes confinantes;
- Estado de tensão no enchimento;
- Resistência à compressão uniaxial da pasta.

O conhecimento das tensões instaladas nas galerias preenchidas facilita a análise da estabilidade do enchimento em pasta nas suas diferentes funções. Este tem de se suportar sozinho e permanecer intacto quando lhe é retirado o confinamento devido à exploração de um desmonte secundário (Hassani e Archibald, 1998). Contrariamente, a falta de conhecimento sobre estes fatores pode promover uma instabilização regional despoletada por possíveis acidentes tais como a rotura do enchimento.

A rotura do enchimento é agravada pelas atividades de exploração realizadas nas imediações da galeria preenchida. Nestes casos, uma redistribuição do estado de tensão na galeria irá atuar diretamente na pasta concretizando-se através de carregamentos dinâmicos, cíclicos ou estáticos promovendo uma deformação contínua da pasta ao longo do tempo. Deste modo, a integridade estrutural é ameaçada, sendo que uma deformação excessiva pode levar à criação de descontinuidades na sua matriz (Lee et al., 2001).

Sendo o enchimento com pasta uma técnica recente na exploração mineira, pouca informação existe, particularmente sobre questões relacionadas com a determinação do seu estado de

tensão. Para um melhor entendimento desta grandeza, é necessário compreender como este se comporta em caso ideal, Figura 2.13.

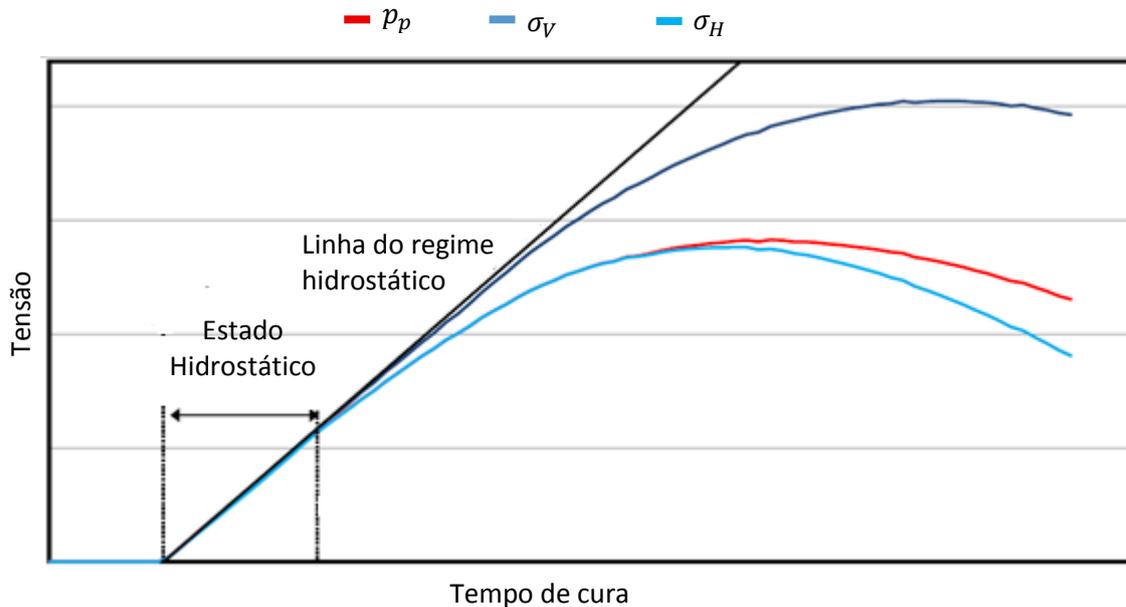


Figura 2.13 - Influência do tempo face às tensões verticais (azul escuro), horizontais (vermelho) e pressão dos poros (azul claro) (adaptado de Veenstra, 2013)

Na Figura 2.13 é ilustrada a curva característica do enchimento mineiro para o desenvolvimento da tensão vertical (azul escuro), tensão horizontal (vermelho) e a pressão intersticial (azul). Num estágio inicial, o enchimento mineiro possui um comportamento isotrópico devido à natureza fluida durante a cura. É de notar que é mantida uma condição uniforme sobre o estado de tensão vertical, horizontal bem como na pressão dos poros, mostrando um comportamento gradual e em sintonia com a reta padrão de um estado de tensão hidrostático, apresentado a negro no gráfico. Yumlu & Gueresci (2007) definem o estado de tensão como sendo equivalente à pressão do peso próprio do enchimento mineiro. A duração do comportamento isotrópico depende do tipo de pasta, ambiente de cura e método de deposição. Após este período o estado isotrópico desvanece, sucedendo-se uma evolução menos acentuada das tensões, bem como a pressão dos poros (Veenstra, 2013).

2.3.1. CONVERGÊNCIA NA GALERIA

O avanço dos trabalhos mineiros provoca uma alteração do estado de tensão no maciço rochoso, resultando numa redistribuição das tensões pré-existentes dadas pela descompressão do maciço. Esta é sentida por uma mudança na geometria da galeria, denominada por convergência. A convergência pode ser dada por dois tipos: i) quase-estática, como resultado direto da abertura da cavidade, ou ii) dinâmica, resultado da deformação

acumulada através de perturbações dadas nas imediações da escavação (Daehnke et al., 2001).

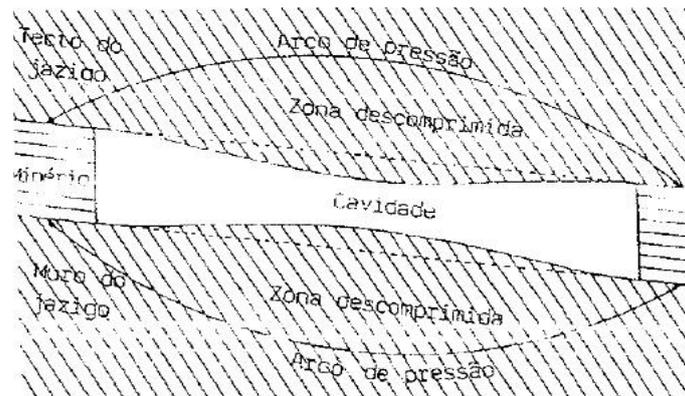


Figura 2.14 - Alteração do estado de tensão na vizinhança de uma cavidade após a sua abertura (adaptado de Costa e Silva, 1989)

A Figura 2.14 demonstra a convergência de uma galeria em consequência da instalação do arco de pressão. Após o preenchimento da galeria, que deve ser efetuado o mais rapidamente possível a fim de tirar proveito deste efeito, o enchimento mineiro deforma-se em resposta à convergência (Costa e Silva, 2012). Nesta fase o enchimento adquire características resistentes que permitem o seu desempenho como suporte passivo, podendo diminuir 50% do valor da convergência de uma galeria (Gurtunga et al., 1991).

O maciço, quando perturbado, é dotado de um incremento de energia na sua matriz, podendo provocar golpes de terreno quando o limiar de energia acumulado é atingido. A utilização do preenchimento de galerias pode proporcionar uma diminuição de 42% da energia armazenada no maciço, caso exista contacto (Hassani et al., 2001). Deste modo o enchimento serve de suporte passivo, prevenindo a convergência do maciço e subsequentes golpes de terreno.

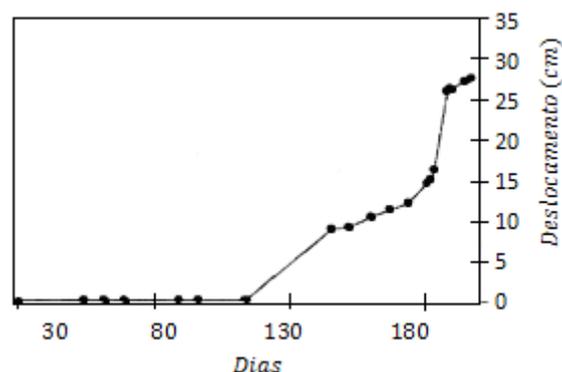


Figura 2.15 - Deslocamento do teto (adaptado de Hassani, 2001)

A Figura 2.15 apresenta o deslocamento acumulado do teto de uma galeria após o seu preenchimento. Nos primeiros 100 dias foi observada uma deformação constante, onde as tensões do enchimento mineiro contrariaram a convergência da galeria. Após esse tempo, foi

observado um aumento da deformabilidade com o tempo devido à ausência de confinamento, como consequência da exploração nas suas imediações (Hassani et al., 2001).

Na mina Buick, Estados Unidos, uma campanha de monitorização de 16 anos foi realizada com o intuito de garantir a segurança dos trabalhos. Foi iniciada uma exploração num nível preenchido por enchimento cimentado seco (*Cemented Rock Fill*) onde pilares regionais foram deixados para conferir um melhor suporte dos níveis sobrejacentes. Foi observado que apenas 50% do enchimento se encontrava em contacto com o maciço sobrejacente e o máximo de espaçamento observado foi de 1 cm (Tesarik, 2009).

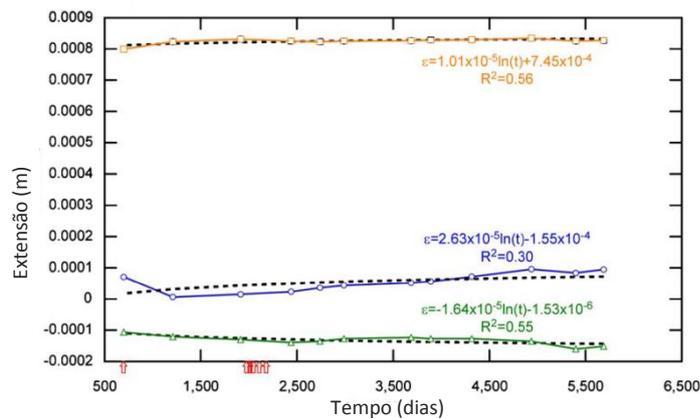


Figura 2.16 - Deformações verticais registadas para o enchimento (laranja), e para o maciço circundante à direita (verde) e esquerda (azul) (adaptado de Tesarik et al., 2009)

O estudo da variação da deformação com o tempo para o enchimento mineiro e pilares foi realizado através da colocação de extensómetros verticais num desmote explorado por câmaras e pilares. A Figura 2.16 apresenta os resultados da extensão registada para o enchimento mineiro, tal como o maciço situado à sua direita e esquerda, durante 16 anos. As setas vermelhas, ilustradas no eixo da abcissa, indicam o período no qual uma perturbação foi realizada, devido à exploração dos pilares.

A monitorização da deformação do enchimento mineiro possibilitou a criação de uma metodologia capaz de estimar a extensão vertical do enchimento ao longo do tempo. Foi determinado que esta possui um comportamento logarítmico com a multiplicação e soma de duas constantes dependentes do tipo de enchimento utilizado. A deformação do maciço rochoso situado na imediação da zona preenchida também apresenta um comportamento logarítmico; contudo, níveis menores de deformação foram observados, pois essa zona possui uma resistência superior.

2.3.2. EFEITO DE ARCO

Sendo o enchimento um material de baixa resistência, quando comparado com as propriedades mecânicas da rocha adjacente, a tendência será a redistribuição das tensões; um aumento destas resulta em zonas menos móveis e um alívio em zonas mais deformáveis, criando assim o chamado efeito de arco. Quando a tensão vertical do enchimento é significativa, a pressão vertical na base do enchimento torna-se inferior à pressão exercida pela coluna de enchimento. Isto advém da transferência da pressão horizontal para o hasteal, devido ao atrito e à interação coesiva entre o enchimento e maciço, Figura 2.17 (Belem *et al.*, 2000).

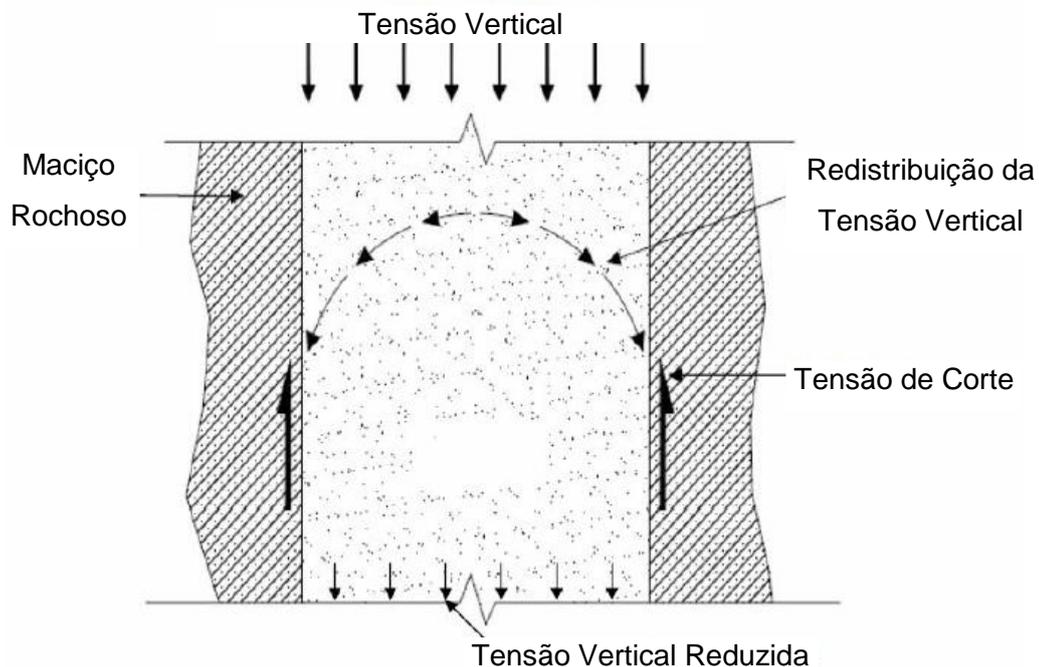


Figura 2.17 - Processo do efeito de arco (adaptado de Kandiah, 2008)

Diversos autores investigaram o desenvolvimento do efeito de arco no enchimento, visando mitigar possíveis acidentes de estabilidade. Dentro destas investigações temos: estudos analíticos, medições *in situ*, modelos geofísicos e modelos numéricos. Todos estes implicam o conhecimento ou a estimativa do estado de tensão no enchimento; contudo, são apenas valores aproximados aos reais.

A aplicação das soluções analíticas é popular na estimativa do estado de tensão no enchimento, pois permite uma investigação mais acessível das magnitudes do estado de tensão. Marston (1930) apresentou uma solução analítica bidimensional que utiliza a estimativa da tensão vertical, σ_v , e horizontal, σ_h , para um melhor entendimento da evolução do efeito de arco.

$$\sigma_v = \frac{pL}{2\mu K_a} \left[1 - e^{-\frac{2\mu h K_a}{L}} \right] \quad (2.12)$$

$$\sigma_h = \sigma_v K_a \quad (2.13)$$

$$K_a = \tan^2 \left(45^\circ - \frac{\phi}{2} \right) \quad (2.14)$$

Onde, ϕ é o ângulo de atrito do enchimento, μ é a tangente do ângulo de atrito com o material adjacente, δ , compreendido entre $\frac{1}{3}\phi \leq \delta \leq \frac{2}{3}\phi$, L é o comprimento e h a altura da galeria, p é a densidade e K_a é o coeficiente de pressão activo da Terra definido por Rankine.

Mais tarde, em 1943, Terzaghi incluiu o efeito da coesão do enchimento, c , na teoria de Marston, onde conseguiu estimar, com melhor precisão, as tensões verticais e horizontais in situ:

$$\sigma_v = \frac{pL}{2K \tan(\phi)} \left[1 - e^{-\frac{2hK \tan(\phi)}{L}} \right] \quad (2.15)$$

$$\sigma_h = \sigma_v K \quad (2.16)$$

$$K_a = \frac{1 + \sin^2(\phi)}{\cos^2(\phi) + 4 \tan^2(\phi)} = \frac{1}{1 + 2 \tan^2(\phi)} \quad (2.17)$$

Hughes (2008) concluiu que a evolução do coeficiente demonstra que as tensões aplicadas não são hidrostáticas, indicando que a pasta é capaz de suportar o seu peso próprio, contradizendo antigas publicações como as de Marchinyshyn et al. (1997), Mitchell (1991) e Revell et al. (2007).

Knutsson (1981) estimou o estado de tensão de uma galeria preenchida com uso de células de pressão para avaliar o efeito de arco. As galerias em estudo possuíam um comprimento de 200 m, 30 m de altura e 17 m de largura. A determinação da densidade in situ do enchimento mineiro é de $2,2 \text{ t.m}^{-3}$, com um índice de vazios de 0,75. Na Figura 2.18 encontram-se as tensões a) horizontais e b) verticais dadas in situ, medidas em profundidade, contabilizando o teto da galeria como referência.

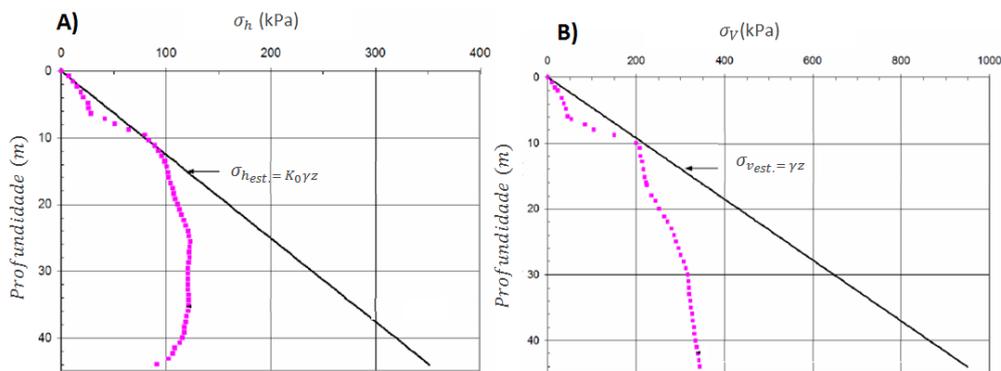


Figura 2.18 - Variação da tensão horizontal e vertical face à profundidade (adaptado de Hughes, 2008)

Até uma profundidade de 15 m, foi observada uma boa correlação entre as tensões verticais e horizontais medidas e as respectivas tensões estimadas. A tensão vertical estimada deu-se pela multiplicação do peso volúmico do enchimento pela profundidade, representando assim o peso da coluna de pasta. A tensão horizontal foi medida através da Equação 2.16 em função da tensão vertical multiplicada pelo coeficiente de proporcionalidade, K .

Em zonas de maior profundidade, as tensões crescem mais lentamente, não mostrando assim o mesmo comportamento com o estado de tensão estimado. Foi observado no fundo da galeria, uma variação de 40% entre a tensão medida e a estimada. Esta redução provém de um elevado atrito e da distribuição de tensões entre o enchimento mineiro e o maciço rochoso, estando na presença do efeito de arco. Knutsson (1981) concluiu que se verifica uma redução de 30 a 40% da tensão quando é observado este fenómeno.

Nos últimos anos, foi desenvolvido um programa computacional que faz a compilação de vários métodos matemáticos com intuito de modelar as tensões no enchimento mineiro de modo a prever o efeito de arco e outras propriedades. Em 2007, o programa Minefill-1D entrou no mercado e foi submetido a atualizações tendo, em 2010, sido lançado o Minefill-2D. Notícias recentes demonstraram avanços nestes códigos, estando agora a desenvolver-se o Minefill-3D. Este programa, apesar de ter sido desenvolvido para o estudo do efeito de arco, possui inúmeros *outputs* essenciais para o entendimento da evolução das propriedades mecânicas do enchimento de curta a longa duração, sendo este o *software* utilizado em várias minas subterrâneas na Austrália.

2.3.3. ESTADO DE TENSÃO

O conhecimento da evolução do estado de tensão permite observar a variação das pressões internas, não só durante o processo de cura no enchimento mas também num estágio posterior. Assim, uma atuação preventiva pode ser tomada quando se está exposto a uma situação de perigo, tal como a rutura da porta de enchimento ou a presença de pressões próximas do valor de resistência do enchimento. Os fatores de maior influência na avaliação do estado de tensão são os seguintes: tempo de hidratação, processo de deposição do enchimento e geometria na galeria, e por último a dissipação da pressão dos poros (Helinsky, 2010) e (Doherty et al., 2015).

Na mina Raleigh localizada na Austrália, realizou-se uma campanha de monitorização da pressão intersticial (p_p) e tensão horizontal (σ_h) numa galeria preenchida com enchimento hidráulico com 4 e 5% de cimento Portland. Utilizaram-se células de pressão e piezómetros submersos no enchimento em três posições diferentes, no centro (Figura 2.19-A), na base (Figura 2.19-B) e na porta de enchimento (Figura 2.19-C). O processo de deposição do enchimento teve uma duração de 60 h tendo sido dado por duas fases distintas, conforme se encontra esquematizado, Figura 2.19.

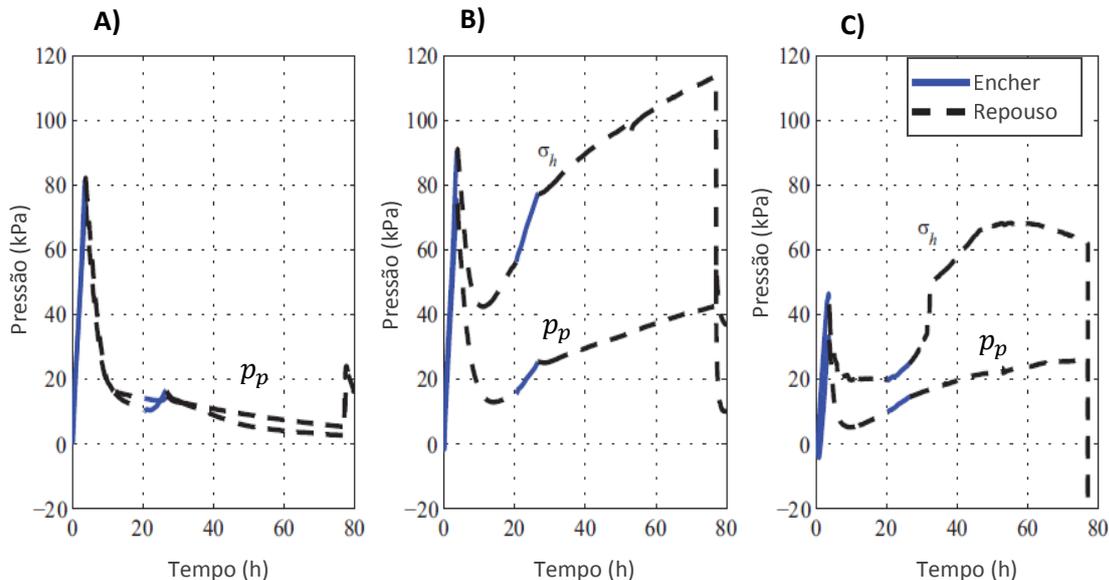


Figura 2.19 - Variação das tensões interna e da pressão intersticial ao longo do tempo para: a) Centro; b) Base e c) Porta de enchimento (adaptado de Doherty et al., 2015)

Na Figura 2.19 A colocação da pasta provoca um incremento nas tensões (linha azul), tendendo este a diminuir no período de descanso² (tracejado). Numa fase inicial existe um aumento das pressões seguido de um decréscimo. Este deve-se à existência de uma

² Período de descanso – O período de cura do enchimento enquanto o preenchimento da galeria não foi totalmente realizado.

continuidade do processo de hidratação do cimento após a colocação da pasta no seu interior. Durante o estudo foi observado que o máximo de pressão dos poros registado reduz com a aproximação da barricada, com 300 mm de espessura de betão. A difícil percolação de água através do betão sugere a existência de um escoamento lateral e vertical da água para o maciço rochoso (Doherty et al., 2015).

A evolução da pressão dos poros e tensão no instante em que este é preenchido, tende a reduzir com tempos de espera de curta duração. Este facto reforça a importância da deposição por fases da pasta, visto que menores pressões intersticiais e tensões resultam numa melhor estabilidade da pasta e da porta de enchimento (Fahey, 2011).

2.3.4. RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL

Na criação de uma metodologia de monitorização do comportamento do enchimento mineiro, é necessário estabelecer limites a partir dos quais pode existir risco; para tal é necessário conhecer os valores de resistência à compressão uniaxial do enchimento mineiro para as diferentes funções que este pode desempenhar. Deste modo, torna-se possível prevenir a rutura do enchimento para que a exploração seja feita a ritmo constante sem implicações na segurança dos trabalhadores, (Belem et al., 2007).

A função principal do enchimento em pasta é a capacidade de se suportar por si próprio num espaço não confinado lateralmente; neste caso o valor de RCU é estimado pela Equação 2.18, (Belem et al., 2007).

$$RCU_{est} = \left(\frac{phC}{h + C} \right) FS \quad (2.18)$$

Onde, p , é o peso específico da pasta (N/m^3), h a coluna de enchimento colocado (m), C o comprimento da galeria (m). A multiplicação pelo fator de segurança (FS) depende do critério adotado.

A resistência uniaxial requerida para promover o sustimento global da exploração deve ser superior a 5,0 MPa (Ercikdi et al., 2014), contudo é habitual encontrarem-se resistências inferiores a 1,0 MPa; estas variam, globalmente, entre 0,2 MPa a 5,0 MPa (Stone, 1993).

Na prática, o ensaio de RCU em laboratório é executado para a determinação da resistência em provetes, pois trata-se de um ensaio simples, pouco dispendioso que facilmente é incorporado numa rotina de qualidade diária para a pasta. O estado de tensão no qual a pasta

se encontra in situ influencia diretamente o valor do RCU, tornando assim necessário realizar ensaios com amostras em campo. Segundo Doherty et al. (2015), o impacto deste fator pode conferir um erro de estimação de 200% no RCU determinado em laboratório em comparação com o observado in situ.

O ensaio sísmico pode ser utilizado para a medição do RCU em provetes de enchimento em pasta, (Ercikdi et al., 2014). Sendo este um ensaio não destrutivo e de fácil aplicação, é possível que venha a tornar-se num ensaio de monitorização do valor de RCU in situ.

O autor apresenta um caso de estudo de uma mina de cobre onde se utiliza uma pasta com uma percentagem de sólidos de 77,5%; um rácio de cimento-água de 7% e água industrial com 5168 mg/l SO_3^{2-} . Os valores de RCU em comparação com a velocidade de onda P demonstraram um comportamento linear, determinando-se a equação $RCU = 0,0022v_p - 2,663$, apresentando um coeficiente de determinação de $93 \pm 3\%$. A comparação entre os valores estimados e reais encontram-se na Figura 2.20.

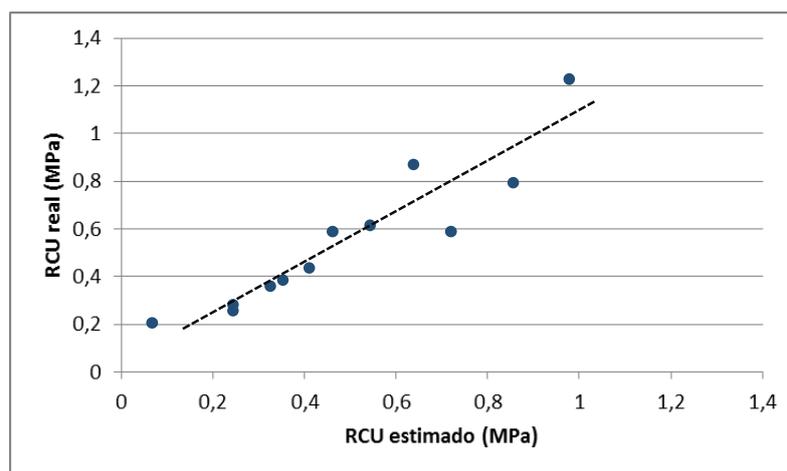


Figura 2.20 - Relação entre a o RCU estimado através da sísmica com o valor real, (adaptado de Ercikdi et al., 2014)

Igual estudo, realizado com pastas de diferentes composições, variando apenas a relação cimento/água, permitiu concluir que para uma maior percentagem de cimento, a velocidade de onda é superior. Este estudo possibilitou um avanço da sísmica em enchimento mineiro, tendo sido estudada por Diez d’Aux (2008) e por Galaa et al. (2011).

2.4. Monitorização de galerias preenchidas

A monitorização em enchimento mineiro foi iniciada em 1961 através de McNay e Corson, com a finalidade de monitorizar as pressões atuantes no enchimento mineiro e a deformação do maciço adjacente. O programa serviu como contributo da avaliação da estabilidade regional quando os vazios se encontram preenchidos, permitindo um redimensionamento, da dimensão *standard*, dos pilares que serviam de suporte para o teto. Os resultados obtidos possibilitaram uma melhor recuperação de minério.

Mais tarde, a avaliação do enchimento mineiro como suporte motivou os investigadores a realizarem novas campanhas de monitorização para a avaliação do estado de tensão. Numa mina de Ouro situada na África do Sul foi reportado que o enchimento cimentado suportava pressões que excediam 100 MPa. Esta encontrava-se a profundidades entre 4 a 5 km, (Corson,1971).

Zhu (2002) realizou um estudo em enchimento em pasta numa galeria de $30 \times 20 \times 60$ m cuja deposição de pasta foi realizada através da utilização de enchimento de 5% de cimento na base e 3% no topo. Os resultados obtidos encontram-se na Figura 2.21.

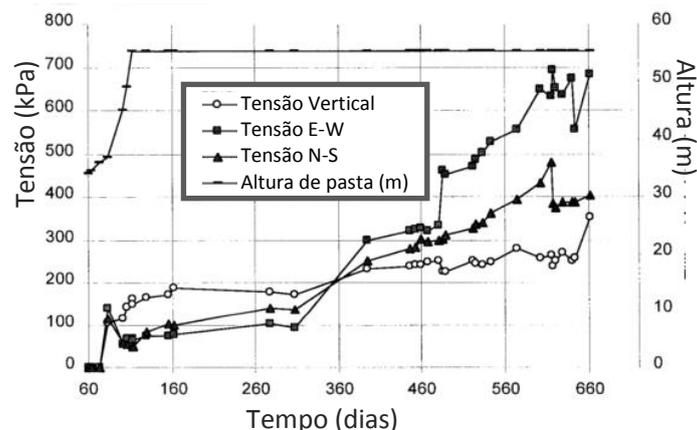


Figura 2.21 - Estado de tensão in situ na pasta em função do tempo no meio da galeria (adaptado de Zhu, 2002)

Os resultados deste estudo revelaram uma evolução inicial do estado de tensão horizontal e vertical, registado no centro da galeria, aquando a deposição da pasta; após o valor máximo ser atingido existe um decréscimo nas tensões horizontais enquanto o estado de tensão vertical é sensivelmente constante. Após 360 dias, foi observado um aumento das tensões horizontais em consequência do efeito de arco (Zhu, 2002). O resultado destas investigações contribuiu para a criação de uma metodologia capaz de estimar o estado de tensão ao longo do tempo (Belem et al., 2004):

$$\sigma_x(t) = \frac{p h_m (h_m - Z)}{3(B + L) \left[1 + \left(\frac{p - p_d}{p_d} \right) \frac{t}{t_{max}} \right]} \left[1 - e^{-\left(\frac{2(h-Z)}{B} \right)} \right] \quad (2.19)$$

$$\sigma_{y,z}(t) = \frac{0,185 \times p h_m (h_m - Z)}{(B + L) \left[1 + \left(\frac{p - p_d}{p_d} \right) \frac{t}{t_{max}} \right]} \left[1 - e^{-\left(\frac{2(h-t)}{B} \right)} \right] \quad (2.20)$$

Onde:

- p - Peso específico inicial e p_d quando o enchimento se encontra seco, (kN/m³)
- h - Altura preenchida (m) e h_m quando se encontra totalmente preenchida
- H - Elevação da coluna de enchimento colocada em função da base (m)
- B e L - Largura e comprimento da galeria (m)
- t - Tempo decorrido no processo de colocação do enchimento (dias) e t_{max} tempo que o enchimento demora a $p = p_d$, que foi estimado por 2 anos (≈ 758 dias)

O método numérico apresentou uma boa correlação com os resultados monitorizados na mina. É necessário reforçar que este modelo considera, após um certo instante, que a tensão longitudinal é mais elevada que a tensão vertical, refletindo o arqueamento criado pela interação enchimento/maciço.

A monitorização do estado de tensão de galerias tem sido recentemente praticada para um melhor entendimento do comportamento da pasta durante e após o processo de cura. Inúmeros fatores influenciam o estado de tensão, sendo assim difícil prever através de métodos indiretos o estado de tensão existente numa galeria.

A influência dos processos de hidratação do cimento imediatamente após a deposição da pasta é um dos fatores com maior relevância para a rutura de portas de enchimento, (Yumlu & Gueresci, 2007). Thompson et al. (2012) investigou o desenvolvimento da pressão intersticial, tensão vertical e horizontal ao longo do tempo com intuito de estimar a pressão efetiva.

A Figura 2.22 demonstra a colocação dos sensores de pressão numa galeria preenchida. Foram colocadas gaiolas de madeira e metal, incorporados com os sensores, pendurados num cabo de aço por forma afixá-los em alturas pré-definidas. O enchimento em pasta foi depositado continuamente até aos 8 m com 8,5% de cimento e o restante, com 6,5% de cimento, até perfazer a altura da galeria.



Figura 2.22 - Sistema de monitorização numa galeria preenchida, com três gaiolas situadas a uma altura de 3 m, 6 m e 9 m (adaptado de Thompson et al., 2012)

A Figura 2.23 permite visualizar a evolução das pressões verticais, horizontais e pressão dos poros para as três gaiolas em função do tempo. Inicialmente, o enchimento encontra-se num regime hidrostático, tal como foi descrito por Veenstra (2014) para uma situação ideal. Este regime deve-se ao facto da pasta se comportar como um fluido após deposição. As pressões máximas atingidas neste regime foram observadas para a base e centro da galeria, com um valor de 184 kPa e 183 kPa, respetivamente; Após o pico ser atingido, a pressão dos poros e tensões seguem a mesma tendência decrescente.

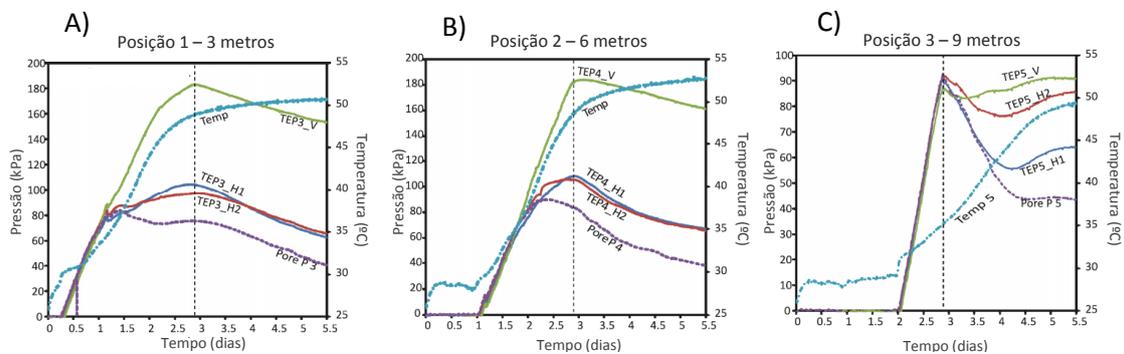


Figura 2.23 - Pressão e temperatura em função do tempo de deposição da pasta para a) Posição 1; b) Posição 2 e c) Posição 3 (adaptado de Thompson et al., 2012)

A duração do regime hidrostático é menor para o centro e base (12,6 a 14,3 h após o material atingir as respetivas caixas), enquanto para o topo foi determinada uma duração de 20h. O autor define esta variação de tempo como resultado de uma velocidade de hidratação menor, associada a uma menor percentagem de cimento na pasta. Deste modo, é aconselhável utilizar maiores percentagens de cimento até à total cobertura da porta de enchimento.

A aplicação de um sistema de monitorização a uma galeria preenchida pode aumentar a eficiência desta operação e assim reduzir os ciclos de produção, mantendo, no entanto, um nível ótimo de segurança.

CAPÍTULO 3

CASO DE ESTUDO

3.1. Mina de Neves-Corvo

A mina de Neves-Corvo é uma mina subterrânea de cobre e zinco, situada a oeste da Faixa Piritosa Ibérica (FPI) numa das mais importantes Províncias Metalogénicas de Sulfuretos Maciços, Vulcanogénicas e Polimetálicas do mundo. A sua exploração é realizada pela empresa portuguesa SOMINCOR (Sociedade Mineira de Neves Corvo, S.A.), uma subsidiária integral do grupo *Lundin Mining Corporation*.

Atualmente é uma das maiores minas subterrâneas de cobre na Europa, tendo esta, pelo menos, 200 km de escavações resultantes da sua exploração. O jazigo possui cinco corpos mineralizados em exploração: Corvo, Neves, Lombador, Graça, Zambujal e os acessos para uma futura exploração, Semblana (Figura 3.1).

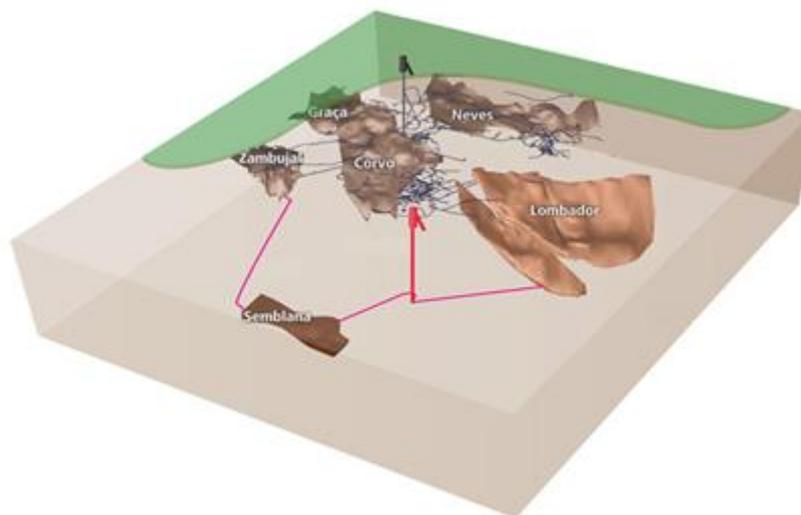


Figura 3.1 - Jazigos mineralizados da mina Neves-Corvo (adaptado de www.olga-krelin.com)

Nos próximos três anos estima-se que as lavarias obtenham uma produção anual de 50 a 55 mil toneladas de concentrado de cobre e 65 a 70 mil toneladas de concentrado de zinco, constituindo cerca de 3% do material extraído. O rejeitado é depositado em polpa na barragem de aterro do Cerro do Lobo e utilizado para o preenchimento de vazios subterrâneos, como constituinte do enchimento mineiro.

3.1.1. MÉTODOS DE DESMONTE COM ENCHIMENTO MINEIRO

Os métodos de exploração aplicados na mina de Neves-Corvo são o *Drift & Fill*, *Bench & Fill*, *Mini-Bench & Fill*, *Optimized Bench & Fill* e Pilar de Soleira, variantes do método corte e enchimento (*Cut & Fill*). Deste modo faz parte do plano de operações o preenchimento da galeria, podendo ser efetuado com enchimento cimentado hidráulico ou pasta (Loureiro, 2006).

No caso de estudo, a principal função do enchimento mineiro é a criação de um pilar artificial de modo a que se garanta a estabilidade dos vãos abertos durante a exploração na sua imediação. As diferentes geometrias que as galerias preenchidas podem adotar variam fundamentalmente de acordo com a sua altura, definida pelo método de desmonte praticado.

A percentagem de cimento utilizada aumenta de acordo com a altura *standard* da galeria, definida pelo método de desmonte. Tanto em *Drift & Fill* como nos diferentes métodos em *Bench*, os desmontes primários necessitam de uma maior percentagem de cimento em relação aos secundários, por lhes ser retirado o confinamento lateral aquando a exploração do desmonte secundário. Num desmonte secundário, a integridade estrutural está assegurada pelas galerias primárias adjacentes já preenchidas com maior percentagem de cimento. Deste modo o desmonte secundário necessita de menor quantidade de cimento, porque se limita apenas ao preenchimento de uma cavidade, cuja função será servir de plataforma de trabalho para a exploração dos níveis superiores (Potvin et al., 2005)

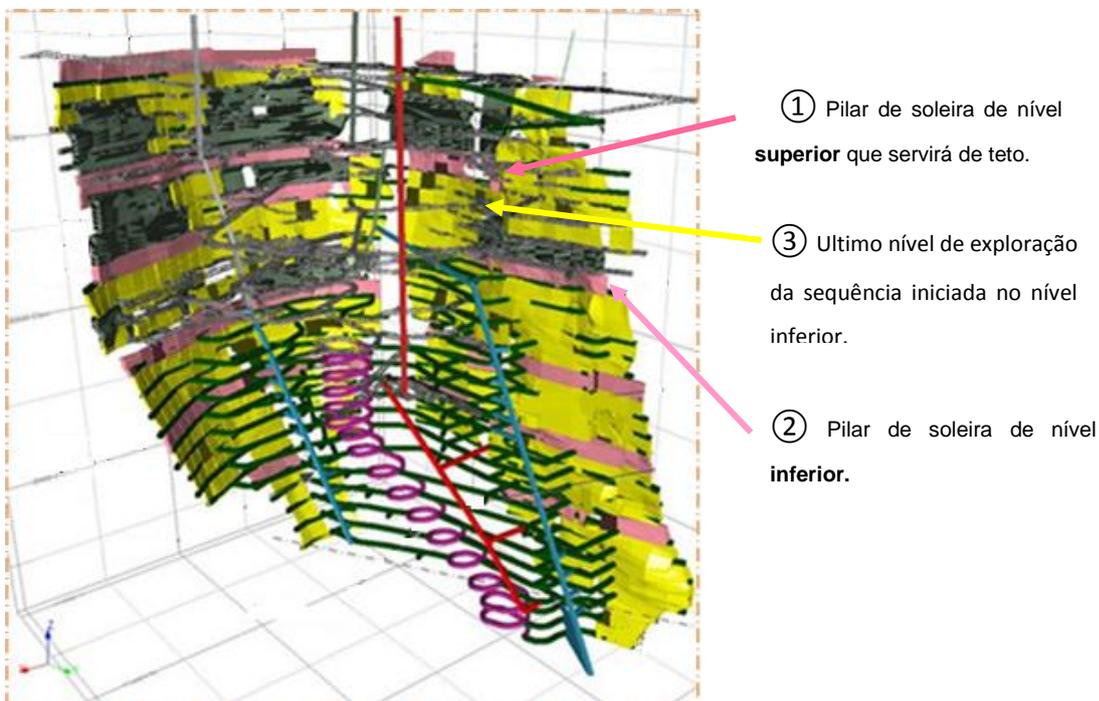


Figura 3.2 - Modelo isométrico da mina Caribou; A rosa - pilar de soleira, cinzento - galerias preenchidas e a amarelo - galerias planeadas (adaptado de Cruise, 2014)

O método de exploração denominado por pilar de soleira exige uma maior percentagem de cimento devido à sua função como teto falso de trabalho. Para um aumento de produtividade, o plano de lavra na mina de Neves Corvo, tal como na mina de Caribou, localizada nos Estados Unidos (Cruise, 2014), iniciou-se com uma exploração simultânea em níveis de profundidade diferentes (Figura 3.2.). Tratando-se de uma exploração ascendente, a sequência é iniciada a maior profundidade, representada na Figura 3.2. com o número ②; irá encontrar-se com o primeiro nível de uma sequência superior, esse preenchido como pilar de soleira (número ①). Este nível superior serve de teto (quando a sequência iniciada em ② atinge o nível ③). Logo, é necessária uma quantidade superior de cimento (10% no caso de Neves Corvo) para conferir uma maior coesão e, conseqüentemente, uma estabilidade superior quando o nível que lhe é inferior é explorado (Loureiro, 2016).

3.1.2. MODELO FÍSICO

O modelo físico construído pretende simular, à escala 1:100, uma galeria subterrânea correspondente ao método Bench & Fill, aplicado nas minhas de Neves Corvo (Figura 3.3). A dimensão adotada para o trabalho utiliza uma secção transversal de 12 x 20m. O seu comprimento pode ser variável, dependendo: i) da possança do jazigo, ii) das limitações impostas pela sequência de lavra a aplicar e iii) de aspetos geomecânicos, que são igualmente definidos de forma a minimizar o tempo de exposição do vazio aos efeitos de convergência. Para o modelo laboratorial simulou-se uma escavação de 40 m de comprimento, ficando assim com 40 x 12 x 20 cm, de acordo com a escala predefinida.



Figura 3.3 - Bancada do nível C630 da área do Corvo totalmente preenchida, com dimensão de 40 x 12 x 20 m (Fonte: SOMINCOR, 2015)

O modelo foi construído com material de elevada rigidez (aço), com 5 mm de espessura, de forma a evitar deformações horizontais nos planos extremos verticais e deformações na base.

No topo foi instalada uma placa em aço de 10 mm de espessura (tampa) que, com o auxílio de um conjunto de bandas de aço, distribuiu uniformemente a carga vertical a aplicar por uma prensa. A tampa possui uma menor dimensão que a área interior do modelo, de modo a que esta acompanhe as deformações do enchimento à medida que a carga vertical é aplicada.

De forma a reproduzir o comportamento das galerias preenchidas em ambiente subterrâneo, o escoamento de água é feito na direção vertical. Para tal optou-se pela realização de 33 furos numa malha de 13 x 13 mm na base do modelo.

Durante o período inicial de estudo, o modelo sofreu várias modificações, de maneira a enfrentar diversas situações que foram entretanto identificadas. Assim, já na sua forma final, a tampa do modelo ficou a possuir duas ranhuras nas arestas de menor comprimento, de forma a permitir a passagem de cablagem dos sensores piezoelétricos no interior da pasta. Foram igualmente efetuados na tampa dois furos de 1,0 cm de diâmetro, com espaçamento de 134 mm ao longo do eixo longitudinal, de forma a permitir a colocação da instrumentação para monitorização do deslocamento interno no enchimento (LVDT's).

Na Figura 3.4. encontra-se a representação esquemática do modelo físico realizado para os ensaios, tal como o posicionamento da instrumentação no seu interior. Nesta, é possível visualizar a estrutura metálica, como acima descrita, dois pares de sensores P acoplados em grelhas de plástico, um par de sensores S, um LVDT, sendo que o segundo LVDT não está representado para uma melhor visualização do interior do modelo.

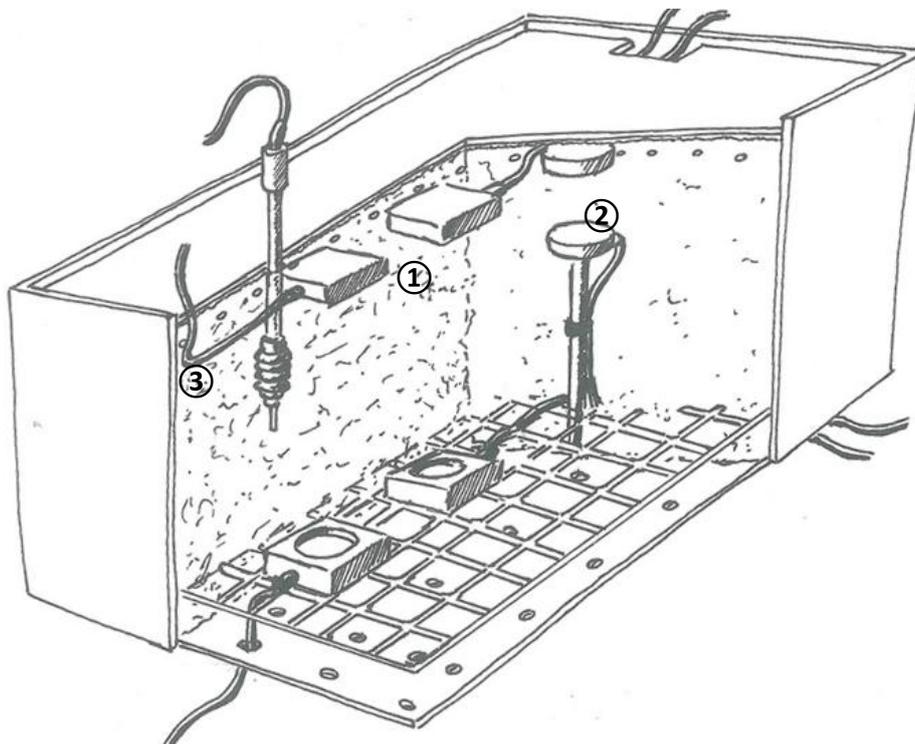


Figura 3.4 - Esquema do modelo físico realizado com a introdução e posicionamento dos equipamentos no interior; 1) Sensor P; 2) Sensor S e 3) LVDT

3.2. Preparação da Pasta

A pasta colocada no modelo desenvolvido foi preparada no Laboratório de Geomecânica do Instituto Superior Técnico (IST), com o *cake* fornecido pela SOMINCOR, cimento CEM II/A-L 42,5R (br) e água, nas mesmas proporções da realizada na mina de Neves Corvo (Figura 3.6). O rejeitado utilizado para o enchimento mineiro resulta da fração grosseira (*underflow*) do processo de ciclonagem aplicado ao rejeitado da lavaria. Este é sujeito a uma análise granulométrica na central de pasta, pois a sua constituição influencia diretamente as características geomecânicas do enchimento mineiro, tal como o seu transporte, deposição e consolidação (SOMINCOR, 2016). A granulometria dos rejeitados em estudo apresenta-se na Figura 3.5.

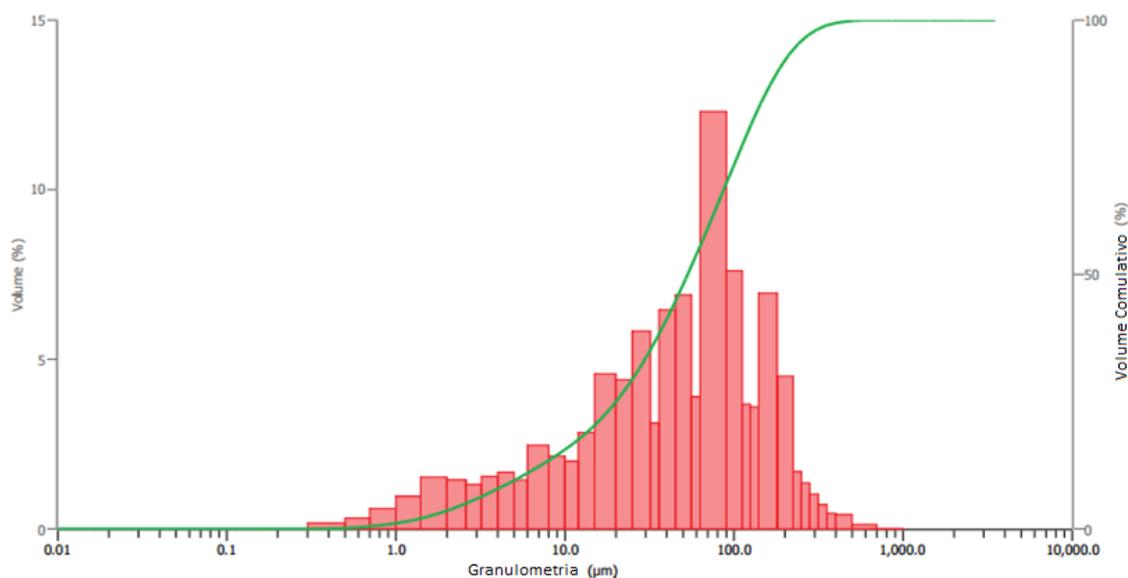


Figura 3.5 - Distribuição granulométrica cumulativa dos rejeitados da Mina de Neves-Corvo (Fonte: SOMINCOR, 2016)

O rejeitado espessado que alimenta a central de pasta é ainda desidratado por filtragem (*cake*), de modo a garantir uma percentagem em sólidos controlada. A mistura realizada em laboratório simula os processos de produção de pasta na central da Somincor, a jusante da

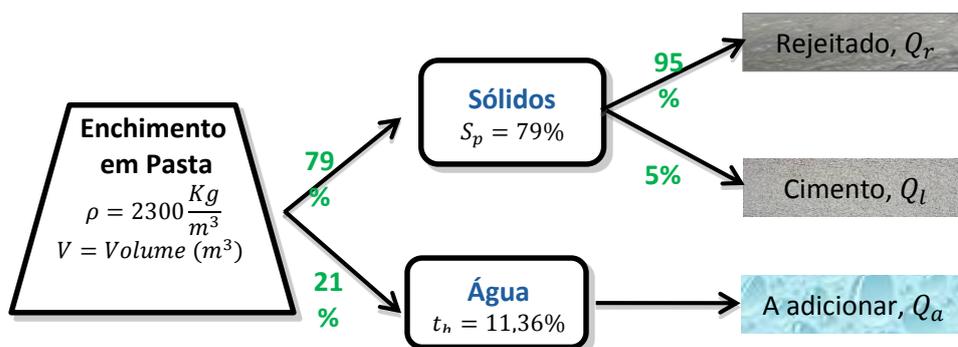


Figura 3.6 - Composição do enchimento em Pasta utilizada na preparação da mistura

desidratação. O diagrama representado na Figura 3.6. apresenta a composição do enchimento em pasta realizado na Mina de Neves Corvo:

A mistura deve apresentar uma densidade final de 2300 kg/m³, com uma percentagem de sólidos em peso de 79%. Este compreende a fração do rejeitado (95%) e agente ligante (5%), tendo sido este calculado através das equações 3.1 e 3.2 respetivamente.

$$Q_r = \rho \times V \times S_p \times 0,95 \quad [kg] \quad (3.1)$$

$$Q_l = \rho \times V \times S_p \times 0,05 \quad [kg] \quad (3.2)$$

Os rejeitados, recolhidos na Central de Pasta da mina de Neves Corvo, foram transportados através de recipientes apropriados até ao Instituto Superior Técnico. O transporte pretendeu garantir as características dos rejeitados aquando a sua colheita, contudo uma verificação do teor de humidade foi realizada *á posteriori*.

De forma a obter a percentagem de sólidos em peso ideal na mistura, retirou-se uma amostra representativa do rejeitado, a qual foi colocada numa estufa e sujeita a uma temperatura de 60°C durante 24 horas. A determinação do teor de humidade foi então efetuada através do diferencial de peso antes e após a secagem.

A quantidade de água a adicionar foi dada pela multiplicação de água que se pretendeu ter na mistura, subtraído o peso de água existente, de acordo com a equação 3.3.

$$Q_a = \rho \times V \times 0,21 \times (1 - Q_r \times t_h) \quad [kg] \quad (3.3)$$

No presente trabalho optou-se pela utilização de água corrente, com intuito de servir como padrão para futuras experiências. Foi utilizado um medidor de pH digital num gobelé preenchido com água para verificar a sua alcalinidade. Antes da realização da medição, o equipamento foi calibrado numa solução padrão de pH neutro a uma temperatura de 20°C. Este procedimento foi realizado também para a água que se pretendeu classificar. Foi obtido um valor de pH de 6,08 ± 0,01 a 20°C, sendo este substancialmente superior ao utilizado na mistura da pasta em meio industrial, onde o valor de pH se encontra entre 2,38 e 3,17, (Carvalho, 2014).

Após as proporções de cimento, água e rejeitado estarem devidamente determinadas, respeitando as quantidades definidas pelas três equações anteriores, deu-se início à preparação da mistura. Inicialmente garantiu-se uma homogeneização entre o rejeitado e a água, sendo que, posteriormente, procedeu-se à adição do cimento, observando-se um

acrécimo de viscosidade à medida que este foi acrescentado. A densidade obtida nos ensaios foi de $2300 \pm 15 \text{ kg/m}^3$, garantindo assim, uma boa representação da pasta utilizada em meio industrial.

3.3. Equipamentos

3.3.1. CONSTRUÇÃO DO TRANSDUTOR PIEZOELÉTRICO

O elemento piezoelétrico utilizado é do tipo piezocerâmico, constituído por titânio-zirconato de chumbo modificado (PZT). Para a medição da onda P, o elemento ativo apresenta uma geometria cilíndrica de espessura de 3 mm, fabricado pela PI ceramic®, Figura 3.7-A; o elemento ativo para a onda S possui uma forma quadrada planar de 4 mm de aresta com espessura de 1 mm, Figura 3.7-B. Ambos são constituídos por duas folhas piezocerâmicas com um espaçador incorporado entre elas.

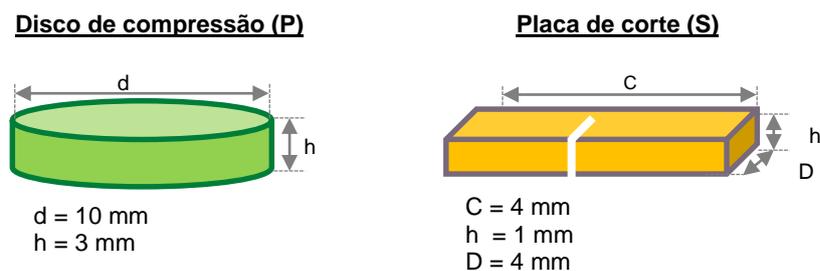


Figura 3.7 – Representação esquemática da geometria e direção de polarização dos elementos piezocerâmicos para a a) Onda P e b) Onda S

Os transdutores utilizados foram construídos no Laboratório de Geomecânica do IST de modo a ficarem menos onerosos por virem a ser introduzidos no enchimento; neste sentido, optou-se pela elaboração invólucros de acrílico, pelas seguintes razões:

- Ser um material não absorvente de fácil trabalhabilidade;
- Rígido o suficiente para não se deformar com o peso colocado;
- Capacidade de resistir ao ambiente corrosivo do enchimento em pasta.

O transdutor é composto pelo elemento piezocerâmico, rigidamente ligado a um elétron exterior, por sua vez conectado através de um cabo coaxial ao aparelho de medição de sinal. Na Figura 3.8 encontram-se descritos os equipamentos utilizados para a elaboração do transdutor.

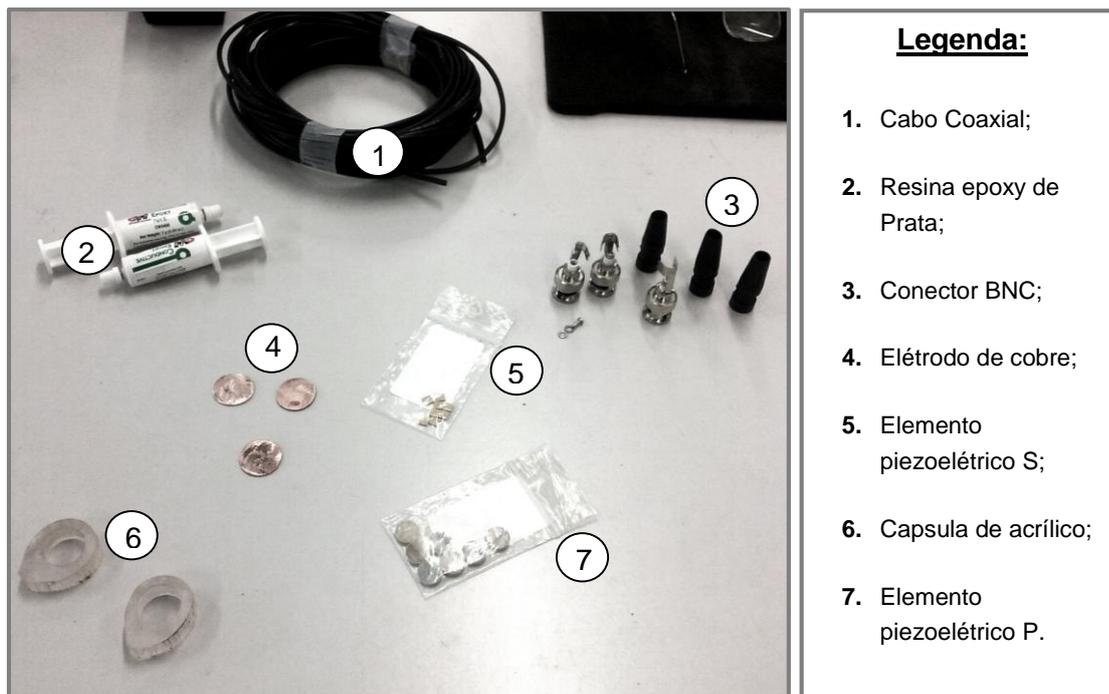


Figura 3.8 - Componentes utilizados para a elaboração do sensor piezoelétrico

Numa primeira fase foi necessário proceder à ligação entre o eléctrodo e o elemento piezocerâmico através do uso da resina epoxy de Prata, de forma a permitir a condução eléctrica entre ambos os elementos. A resina utilizada possui um poder condutor elevado, com resistividade eléctrica inferior a $0,001\Omega\text{-cm}$ e um tempo de cura razoável, demonstrando-se assim adequada para o processo (Maia *et al.*, 2012); contudo, a sua aplicação necessita de ser realizada com elevada precisão.

A epoxy apenas pode estar em contacto com a face inferior do elemento piezocerâmico; caso contrário, a resina transborda na sua imediação, tornando-o inapto para se deformar. É importante realçar que a epoxy não pode criar uma ligação entre as faces planares horizontais do elemento ativo; caso contrário, existe passagem de corrente, o que incapacita o funcionamento do transdutor.

Após a resina se encontrar endurecida ($\approx 20\text{-}24$ h), procedeu-se à ligação do cabo coaxial ao eléctrodo (cabo exterior) e ao elemento piezoelétrico (cabo interno). É aconselhado o uso de uma solda líquida, pois o elemento PZT, ao ser submetido a temperaturas superiores à temperatura de Currie (cerca de $250\text{ }^\circ\text{C}$), perde a sua capacidade de piezoelectricidade (Paget, 2001). Em todos os passos foi necessário recorrer a um voltímetro para confirmar a passagem de corrente e, portanto, a viabilidade do sensor.

O transdutor, com a configuração apresentada na Figura 3.9, foi colocado na caixa de acrílico com cola Araldite®, de modo a proporcionar uma melhor aderência entre os elementos e um melhor isolamento ao ambiente corrosivo.

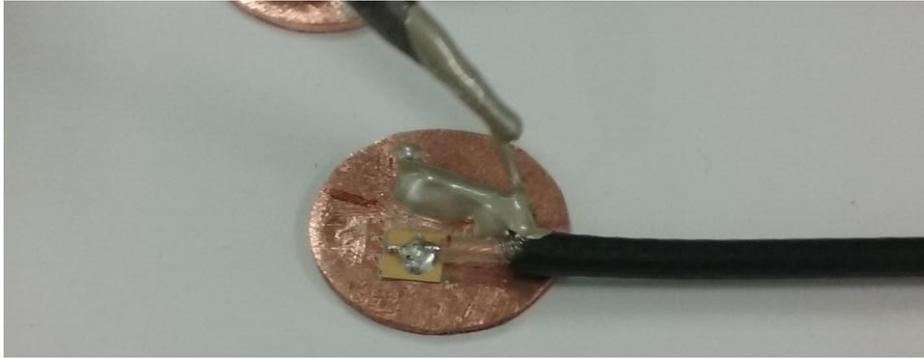


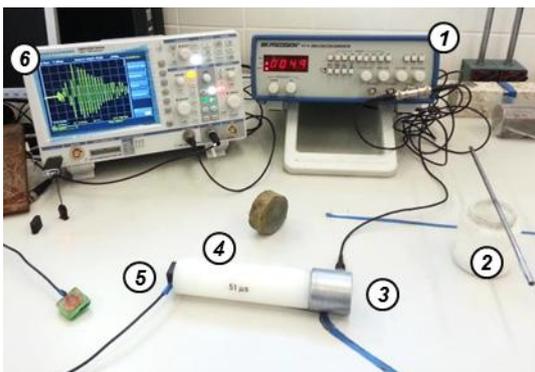
Figura 3.9 - Interior de um transdutor piezoelétrico referente à Onda S

No caso da leitura da onda S em enchimento mineiro, foi observado que o transdutor S possui melhor leitura quando a direção de polarização entre o sensor emissor e recetor se encontra a 90°; por esta razão é encontrado na Figura 3.9 uma linha vermelha no elétrodo, desenhada para definir o sentido de colocação no interior do modelo com o sensor que lhe faz par.

3.3.2. OSCILOSCÓPIO E GERADOR DE PULSO

Num ensaio de medição de ondas sísmicas existe um conjunto de equipamentos necessários para a medição do tempo de propagação das ondas, Figura 3.10. Estes envolvem:

- Gerador de pulso, sinal ou função (1);
- Sensores piezoelétricos (5);
- Osciloscópio (6).



1. Gerador de sinais;
2. Vaselina para as ondas P ou mel para as ondas S;
3. Sensor P;
4. Cilindro de calibração;
5. Sensores S (preto) e P (verde);
6. Osciloscópio.

Figura 3.10 - Sistema de medição e registo do tempo de propagação sísmico num provete de calibração

O gerador de funções, de modelo BK PRECISION® 4011A serve para gerar uma onda eletromagnética com diferentes configurações (retangular, sinusoidal e triangular), a frequências até 100 MHz. Este encontra-se conectado ao sensor emissor que emite o impulso mecânico até ao sensor recetor através da amostra. A onda recebida é observada no osciloscópio digital R&S®HMO1002, com um *trigger* acionado ao gerador de pulso.

O osciloscópio utilizado oferece uma sensibilidade vertical máxima de 5 mV por divisão e horizontal até 10 ns por divisão, tendo sido utilizado 5 mV por 0,1 a 0,2 μ s durante todo o trabalho laboratorial. Este possui dois canais de entrada para leitura de sinal e um canal externo utilizado para o *trigger*.

O enchimento mineiro, pelas suas características, é um material onde a atenuação e reflexão das ondas é bastante elevada. Não tendo um amplificador de sinal foi necessário recorrer a funções incorporadas no equipamento para uma melhor resolução e subsequente medição do tempo de chegada; a função de alta resolução (tecla HD) melhora a qualidade de imagem; a função de filtragem minimiza o ruído devido a interferências entre equipamentos, nomeadamente o da prensa. Perante interferências excessivas que induzem erros na medição do tempo de chegada da onda, foi utilizada outra função, denominada de “*peak-to-peak*” onde a identificação da amplitude máxima num intervalo de tempo pode ser definida pelo utilizador.

3.3.3. EQUIPAMENTO DE LEITURA DO DESLOCAMENTO

O equipamento de medição de deslocamento utilizado foi o LVDT (*Linear Variable Differential Transformer*). É constituído por três bobines fixas e um núcleo ferromagnético que se move solidariamente com o objeto cujo deslocamento se pretende medir. O sinal registado pelo núcleo fornece uma tensão induzida variável com a distancia em relação às bobines. Desta forma, existe a transformação de um movimento relativo através da diferença de potencial (tensão induzida), face a uma tensão primária correspondente ao deslocamento nulo.



Figura 3.11 - LVDT de modelo 542-0,001mm da marca Mitutoyo U.S.A. © (adaptado de www.mitutoyo.com)

Conforme a Figura 3.11, o LVDT utilizado é composto por uma pontilha cuja forma pode ser em agulha ou planar, servindo como apoio ao ponto que se pretende medir. Um cabo de extensão, comumente designado por alonga, pode ser acoplado ao sistema de modo a proporcionar um comprimento ajustável.

Durante os ensaios tornou-se necessária a colocação deste elemento adicional com intuito do núcleo do equipamento não entrar em contacto com a pasta cimentada, garantindo a sua mobilidade quando solicitado pelo corpo de prova. Adicionalmente o cabo extensível não pode entrar em contacto com a amostra na sua superfície lateral mas sim apenas no ponto cujas deformações se pretendeu medir. Para o efeito, foi utilizado um tubo rígido de plástico, com um retalho de couro na sua extremidade, de modo a restringir a entrada do material cimentado não consolidado para o interior do tubo. Deste modo, garantiu-se que o equipamento apenas se deformasse verticalmente, acompanhando a solicitação do enchimento, no ponto correspondente à variação da deformação no plano dos sensores.

3.3.4. DISPOSITIVO DE CARREGAMENTO AXIAL (PRENSA)

O carregamento axial foi realizado através de uma prensa ELE modelo Digital Tritest, com uma capacidade de carga de 200 kN. Tendo o modelo uma secção retangular, foi necessário criar um sistema capaz de distribuir continua e uniformemente as forças axiais aplicadas pela prensa, Figura 3.12-A. Por esta razão, optou-se pela utilização de duas barras metálicas com 3,5 cm de espessura, afastadas 5 cm entre si instaladas na tampa do modelo, de modo a que não houvesse interferência com as pegas visualizadas na Figura 3.12-B. A união das barras deu-se através de dois pratos situados no topo que se encontravam encastrados por uma rótula ajustável ao cilindro medidor de tensão da prensa.

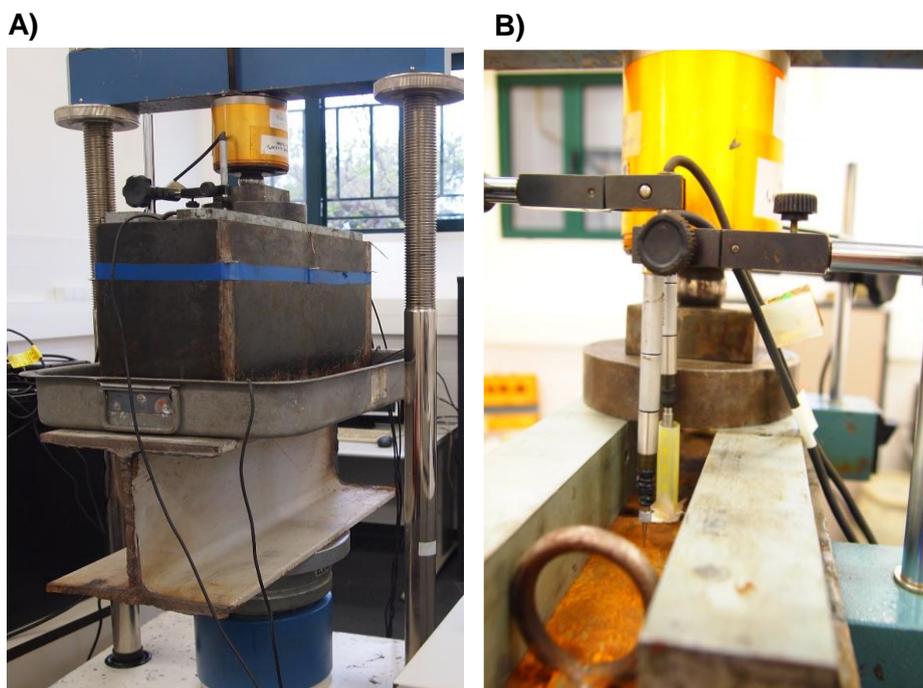


Figura 3.12 - Prensa utilizada (A) com um maior pormenor ao sistema de distribuição de cargas ajustado ao topo do modelo com os LVDT's colocados (B)

Na base do modelo foi colocado um perfil “L”, com dimensão superior à base da caixa para conferir estabilidade durante o ensaio. Por cima deste instalou-se uma bacia metálica para retenção da água acidificada, de modo a não danificar os equipamentos e a permitir o escoamento vertical para fora do modelo.

3.4. Montagem experimental

A metodologia adotada teve como princípio a introdução de dois planos de sensores no interior do modelo. Um dos planos encontrava-se móvel, de modo a acompanhar as deformações da pasta durante o ensaio. As deformações correspondentes aos deslocamentos dos sensores foram registadas através dos LVDT's, tornando-se possível a determinação do trajeto percorrido pela onda sísmica ao longo do ensaio. A metodologia adotada resultou da experiência adquirida pela realização de várias configurações de teste.

A montagem do aparato experimental contou com várias etapas, as quais se passam a descrever.

1ª Etapa – Preparação da colocação dos sensores na caixa

O modelo possui 2 pares de sensores P e 1 par de sensores S, distanciados verticalmente entre si em, respetivamente, 8 cm e 3 cm. Os sensores inferiores encontram-se fixos através de uma peça de acrílico que garante a sua imobilidade durante o ensaio. A respetiva cablagem é conduzida por entre os orifícios de escoamento, sendo assim necessário em todas as experiências fazer novas conexões através de soldagem e colocação de tubos retráteis.

Os sensores de nível superior estão colocados numa rede de plástico que acompanha a deformação vertical sofrida pelo enchimento. Em experiências anteriores observou-se que o enchimento em pasta apresentava deformações horizontais elevadas durante o primeiro estágio de consolidação, o que alterava o posicionamento dos sensores. Neste modelo, ambos os níveis foram posicionados numa rede de dimensão equivalente à da secção da caixa, de modo a restringir os deslocamentos horizontais na fase inicial de cura da pasta, mantendo a mobilidade vertical do sensor superior em relação ao que lhes faz par.

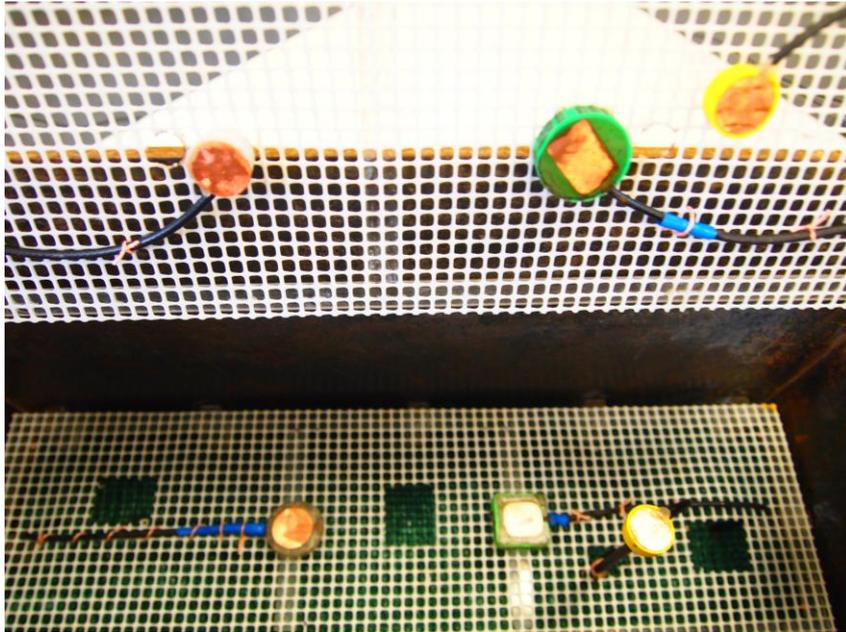


Figura 3.13 - Colocação dos sensores no interior do modelo

A Figura 3.13 ilustra a disposição dos sensores. Note-se que o sensor S inferior, de cor amarela, não se encontra precisamente no plano inferior, dado que a leitura da onda não é obtida a distâncias superiores a aproximadamente 3 cm.

Nas primeiras 42 horas³ foi necessário garantir que os sensores mantivessem a posição inicial, dado que os ensaios apenas pretendiam medir as deformações internas do enchimento após cura. Para tal foram colocados 8 fios tencionados às laterais da caixa com elementos de plástico em “L”; deste modo garantiu-se que a distância entre sensores não se alterasse durante o período de deposição e cura do enchimento.

2ª Etapa - Colocação do enchimento

O enchimento mineiro foi colocado manualmente através de um saco pasteleiro de modo a simular o procedimento efetuado nas Minas de Neves Corvo. Inicialmente foi efetuada a colocação do enchimento até ao nível inferior dos sensores, sendo constantemente vibrado de modo a expelir as bolhas de ar.

Quando foi atingida a altura do segundo nível de sensores, identificada no interior da caixa através de uma linha preta, o plano dos sensores com os respetivos fios foi posicionado, Figura 3.14. Nesta etapa, o plano dos sensores teve tendência a deslocar-se, sendo assim

³ Período em que foi observada a estabilização da velocidade de onda P, determinada em ensaios preliminares.

necessárias várias reverificações, de modo a que este ficasse situado exatamente na posição pretendida.



Figura 3.14 - Colocação do enchimento no interior do modelo, com caudal controlado

3º Etapa – Colocação dos LVDT's

Após o preenchimento do modelo, espera-se que o enchimento mineiro ganhe alguma presa, de modo a que seja possível a introdução dos transdutores de deslocamento protegidos por um tubo. Esta fase é determinada pela diminuição da presença de água exsudativa na superfície da pasta, colocando-se assim os dois LVDT à mesma profundidade, na imediação de cada par de sensores P. A Figura 3.15 mostra a disposição dos LVDTs no modelo.

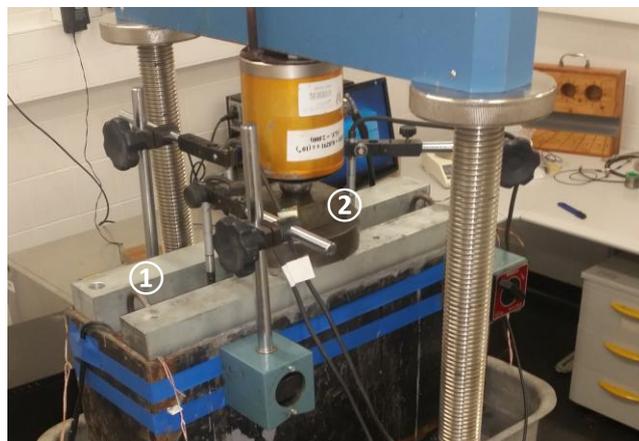


Figura 3.15 - Montagem final com a colocação de dois LVDTs á direita ① e esquerda ② do modelo

CAPÍTULO 4

METODOLOGIA DE ENSAIO

4.1. Registo do Tempo de Chegada das ondas sísmicas

Para atingir o primeiro objetivo da dissertação foram desenvolvidos inúmeros ensaios laboratoriais de modo a conseguir criar uma metodologia laboratorial capaz de medir a variação da velocidade de onda sísmica com a tensão aplicada.

Numa primeira abordagem, foram realizados ensaios sísmicos em provetes mineiros com o intuito de identificar a possibilidade dos sensores PZT conseguirem emitir e receber ondas sísmicas no enchimento em pasta sem a existência de um amplificador, tal como é aconselhável na literatura (Galaa et al., 2011).

Dois provetes cilíndricos de 5% de cimento com 10 cm de comprimento fornecidos pela empresa SOMINCOR, foram submetidos a um ensaio sísmico com intuito de se obter uma velocidade padrão para o enchimento em pasta seco e não submetido a uma tensão vertical.

Para uma melhor aproximação da velocidade os tempos de propagação foram registados para diferentes distâncias. O provete foi submetido cuidadosamente a cortes de 1 cm de espessura feitos por uma serra e alisados com lixa de modo a obter uma superfície plana, para um melhor acoplamento dos sensores, sem danificar o provete.

Os sensores foram colocados em cada uma das extremidades do provete com intuito de se obter uma medição direta. Uma película de vaselina foi colocada entre o sensor e o provete, de modo a garantir um melhor acoplamento. A distância entre sensores foi medida com uma craveira de modelo *Electronic Digital Caliper* com uma precisão de 0,01 mm.

A instrumentação para cada ensaio foi configurada da seguinte forma:

- Gerador de pulso de onda quadrada com frequência de 100-200kHz;
- *Trigger* externo de sincronização na subida do sinal;
- “*DC coupling*” como canal de saída do gerador, de modo a nenhum sinal ser bloqueado.

Sendo a pasta um meio que é, pelas suas características, bastante atenuador, condiciona uma diminuição da amplitude do sinal lido no osciloscópio, tornando necessária a utilização de uma ferramenta de decomposição de filtragem a 250kHz. Concomitantemente, procedeu-

se a uma análise de amplitude do maior pico, reduzindo possíveis incertezas na aquisição do tempo de propagação.

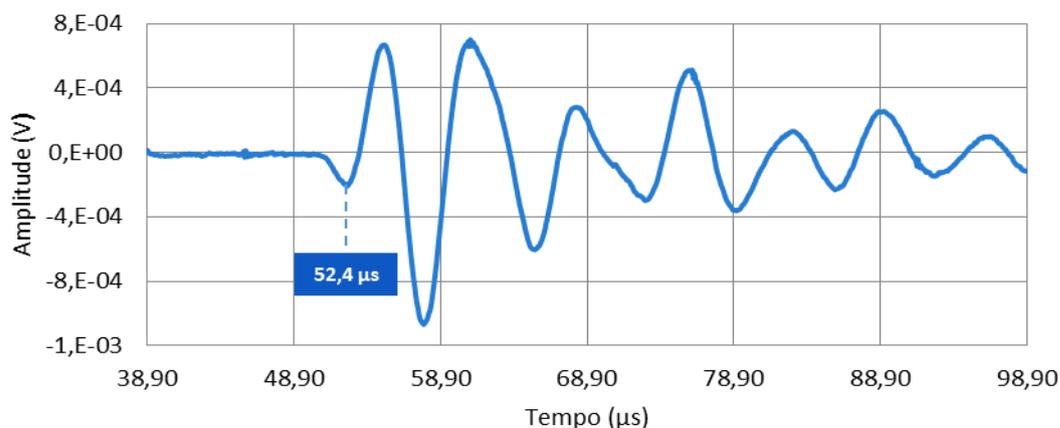


Figura 4.1 - Método de registo do tempo de chegada através do pico de onda

O registo do tempo de propagação da onda P foi obtido através do método do primeiro pico de onda. A Figura 4.1 mostra uma das leituras obtidas no trabalho laboratorial, na qual o tempo de propagação é equivalente ao tempo obtido no pico da primeira inflexão.

Os ensaios sísmicos laboratoriais possuem uma grande incerteza devido à dificuldade de se medir em pequenas distâncias o tempo de propagação da onda sísmica, Silva (2010). Para a minimização do erro de leitura foram realizadas cinco registos consecutivos do tempo de propagação para cada distância. Os sinais reproduzidos no osciloscópio foram analisados com o *software Mathematica*. Estes dados permitiram uma análise pormenorizada da onda em termos de amplitude (RMS - *Root Mean Square*), em função da frequência (FFT- *Transformada de Fourier*) e tempo de chegada. O registo da distância versus tempo está graficamente representado na Figura 4.2.

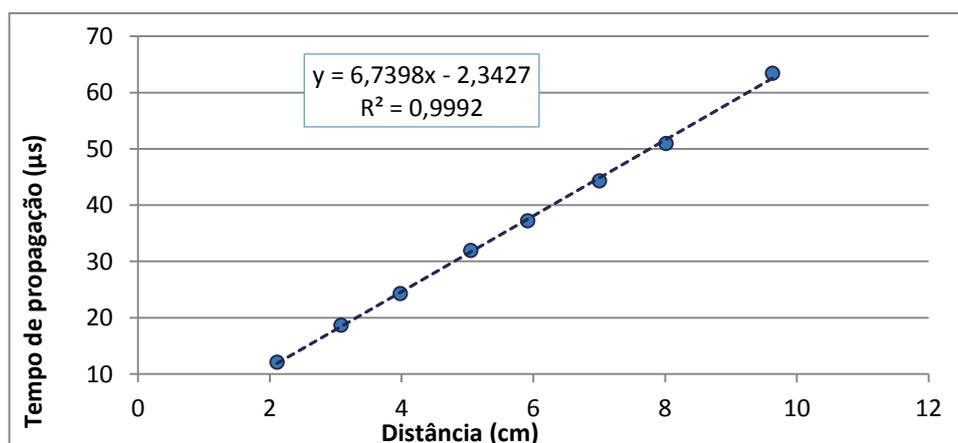


Figura 4.2 - Cálculo da velocidade de onda P num provete de pasta com 5% de cimento, com um erro de $0,1\mu\text{s}$ no eixo vertical e $0,01\text{ mm}$ no eixo horizontal

A velocidade foi representada numa linha de regressão. Sabendo que o declive da reta é o equivalente ao inverso do valor da velocidade, procedeu-se ao seu cálculo:

$$y = \frac{x}{v} + a \Leftrightarrow v = 1483,72 \pm 29,08 \text{ m/s} \quad (4.1)$$

O valor encontra-se entre 1450-1690 m/s, estando assim em concordância com os registados na literatura (Ercikdi et al., 2014). Durante o ensaio foi observado uma diminuição da amplitude de chegada para maiores distâncias, devido à perda de energia de propagação da onda no meio. A amplitude registada para uma distância de oito centímetros demonstrou ser adequada para uma boa leitura do tempo de chegada; deste modo tomou-se este valor como distância máxima entre sensores para futuros ensaios.

A análise da velocidade para a onda S não foi determinada devido às reduzidas amplitudes aquando a chegada do sinal ao sensor recetor. Face ao problema, o departamento de física do IST permitiu um estudo sobre a leitura das ondas S em enchimento mineiro.

É sabido que ambos os sensores são sensíveis às diferentes ondas. Deste modo, optou-se por uma análise no domínio da frequência para a onda longitudinal e transversal quando emitida por um sensor P. Os dados referentes ao emissor S não foram considerados nesta análise devido à sua amplitude reduzida. Através da Transformada de Fourier de Curto Tempo (*Short Time Fourier Transform* – STFT) (Equação 4.2), realizou-se uma análise de frequência para ambas as configurações.

$$X(m, f) = \sum_{n=-\infty}^{\infty} x[n] \cdot W(n - m) e^{-i2\pi f} \quad (4.2)$$

A análise de Fourier é uma ferramenta baseada na análise de funções periódicas em séries trigonométricas convergentes, onde nela é determinado um espectro de frequências de onda num intervalo temporal. Na equação anterior, W consiste na janela de formato quadrado utilizada para segmentar o sinal. Neste trabalho utilizou-se o tipo janela de *Dirichlet*. A STFT resulta de sucessivas análises de Fourier centradas em diferentes intervalos de tempo com um espaçamento equivalente a metade da largura da janela W ; desta forma obtêm-se o espetrograma do sinal, ou seja, a representação das frequências em função do tempo.

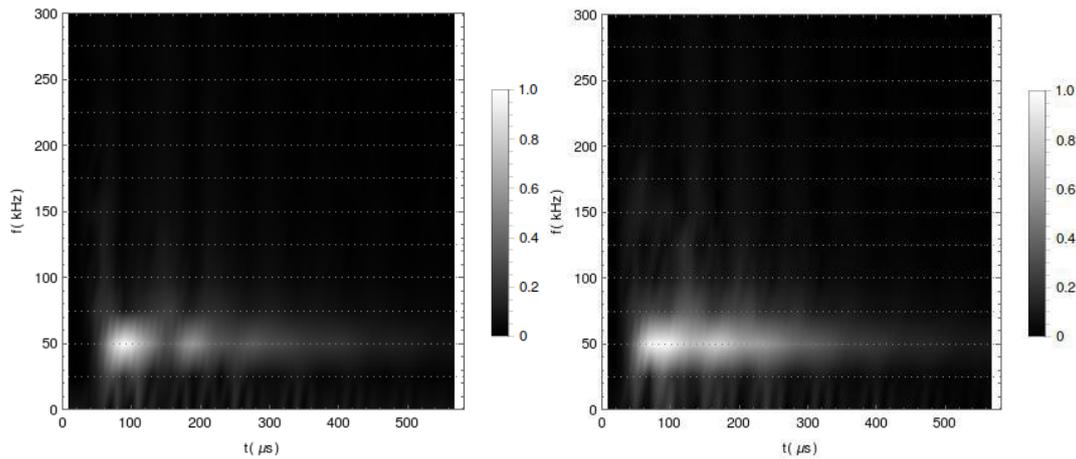


Figura 4.3 - STFT de um sinal a) Emissor e recetor P; b) Emissor P e recetor S

Através da Figura 4.3 é observado que ambos os sinais possuem um pico de frequência bem definido em $f=50 \pm 13$ kHz com um tempo de chegada semelhante, não sendo possível identificar a presença de ondas S. Este resultado pode advir de uma diferença de frequência entre os dois tipos de onda menores que a resolução da análise ou da ausência das ondas S.

Para testar a segunda hipótese procedeu-se a uma análise de amplitudes através do RMS (*Root Mean Square*) para os diferentes pares emissor/recetor, Tabela 3. Os dados evidenciam

uma onda emitida pelo sensor S com uma amplitude cerca de 20 vezes menor que o emissor P para ambos os recetores; bem como uma sensibilidade do recetor S cerca de 3 vezes menor em relação ao recetor P para ambos os emissores. Esta análise permite concluir uma predominância das ondas P em todas as leituras, podendo esta resultar de um comportamento anómalo do sensor S (suscetibilidade reduzida

Tabela 3 - RMS de diferentes ondas

		RMS para $\Delta L = 2$ cm	
		P	S
Emissor	P	60,0	19,9
	S	2,3	1,0
		P	S
		Recetor	

e/ou emissão de baixa amplitude de ondas S) ou de uma forte atenuação da onda no trajeto percorrido. Determinou-se que o problema advinha de um deficiente acoplamento, devido à superfície rugosa do provete e à utilização de uma substância acopladora com uma elevada percentagem de água na sua composição resultando numa filtragem das ondas S.

Segundo Lee et al. (2001), os sensores piezocerâmicos não são adequados para a medição da velocidade de propagação da onda transversal em solos. Geralmente é utilizado o sensor do tipo *extender element* pois este oferece um melhor acoplamento visto ser introduzido dentro do corpo de prova. Deste modo optou-se pela colocação dos sensores S dentro da amostra com intuito de avaliar se seria possível a identificação da onda.



Figura 4.4 - Configuração de um *Extender element* (adaptado de www.astm.org)

4.2. Velocidade das ondas sísmicas sem a aplicação de carga

Numa primeira experiência, não contabilizada para os ensaios finais, foram estudadas as variações da velocidade de onda sísmica sem a introdução de peso. O estudo compreendeu a colocação de dois pares de sensores P e S a diferentes alturas, Figura 4.5. Os sensores P1-P3 (azul) estão a uma altura de 6 cm desde a base, enquanto os sensores P4-P2 (verde) estão a 11 cm de altura. Ambos os pares S e P encontram-se a uma distância de 8 centímetros tal como foi definido anteriormente.

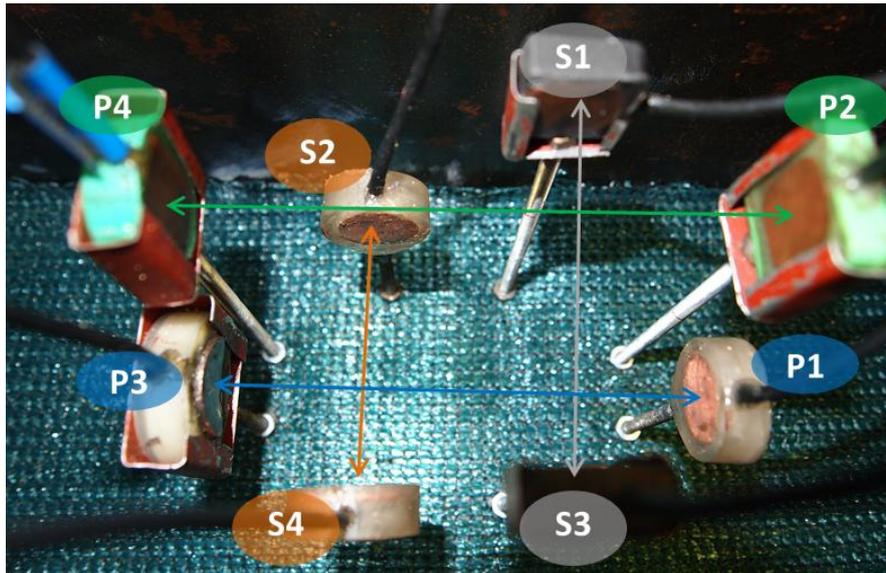


Figura 4.5 - Modelo de cores adotado para cada par de sensores, cruzados ou em série

No ensaio preliminar ao preenchimento da caixa, não se considerava a possibilidade de registrar com precisão a leitura entre sensores cruzados, devido à atenuação da onda com a distância, resultante da precisão do equipamento utilizado, bem como ao sistema de acoplamento.

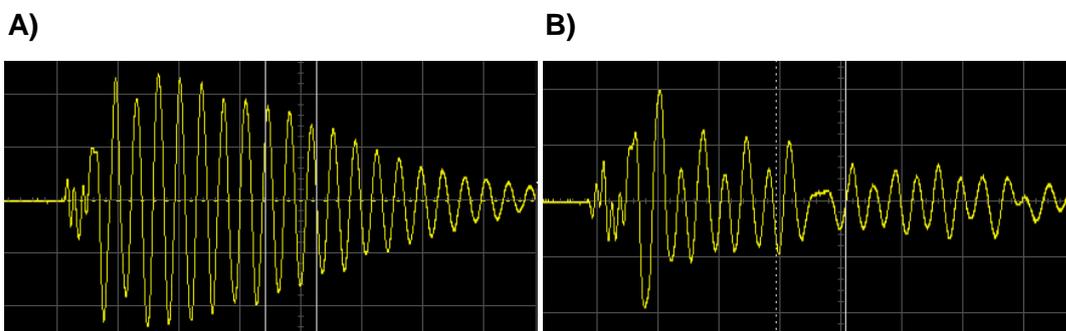


Figura 4.6 - Onda P (P1-P2) a uma escala de 5mV a) Quando submerso, a uma distância de 12 cm na fase inicial, b) Num provete cilíndrico de 5 dias de cura com 5,3 cm de distância

Este problema foi de algum modo contornado pelo facto do acoplamento ser quase perfeito para os sensores submersos Na Figura 4.6 é observado o sinal obtido quando os sensores

se encontram submersos a uma distância de 12 cm, em comparação com a amplitude obtida no provete com uma distância de 5,3 cm. É mostrada uma amplitude de chegada superior aquando o sensor se encontra submerso, tornando assim possível a sua leitura com precisão. Do mesmo modo foram observadas as ondas S; contudo, a sua baixa amplitude não permitiu a sua interpretação, sendo assim necessário definir uma distância de propagação menor para experiências posteriores.

4.2.1. RESULTADOS OBTIDOS PARA A ONDA P

As velocidades obtidas durante o ensaio encontram-se apenas para os pares verticais, pois a distancia dos pares cruzados não foi precisamente medida, devido a não se considerar que a sua leitura pudesse ser dada. Para as diferentes profundidades, Z (distância à tampa), realizou-se um gráfico com a velocidade de onda em função do tempo de cura, Figura 4.7.

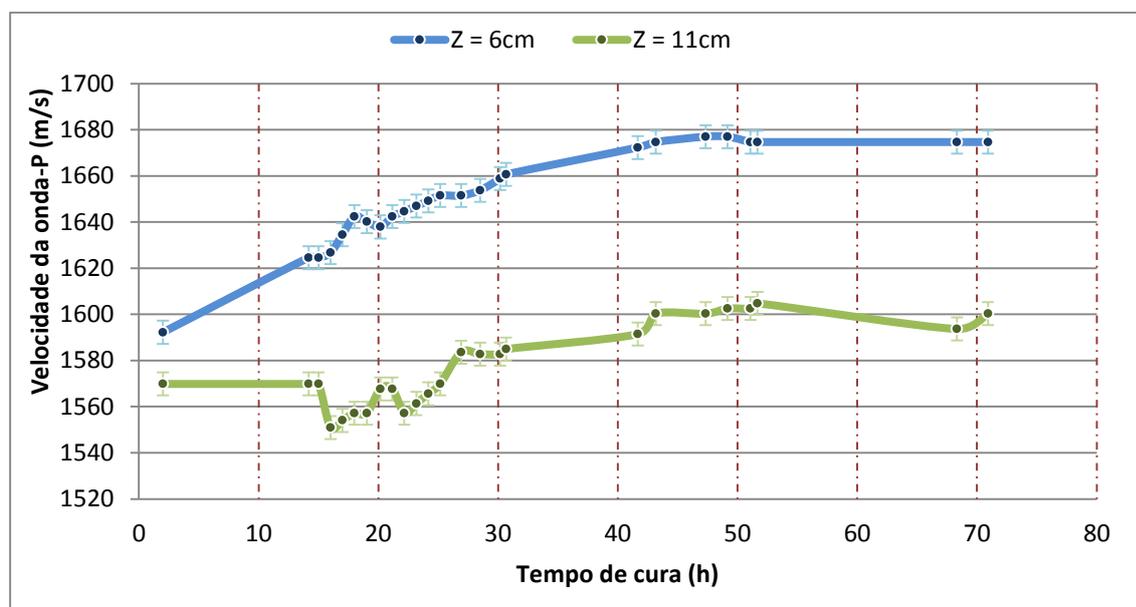


Figura 4.7 - Evolução da velocidade de onda com o tempo de cura

Da análise da variação das velocidades da onda P com o tempo de cura observou-se um comportamento semelhante entre os dois pares. A observação destes resultados leva a considerar dois estágios:

- 1- **Estágio anterior à cura** – A variação da velocidade de onda ao longo do tempo é crescente;
- 2- **Estágio posterior à cura** – A velocidade de onda mantém-se após, aproximadamente, 42 horas de cura.

No estágio primário, a velocidade de propagação da onda P tende a aumentar com o tempo, acompanhado pelo incremento de resistência ao longo do tempo (Galaa et al., 2011). Após 42 horas, a velocidade de onda tende para uma constante.

Após 72 horas de cura, registaram-se atrasos significativos no tempo de chegada e significativas diminuições da amplitude da onda. Verificou-se assim um aumento da atenuação da onda ao longo do tempo, até que a leitura dos tempos de chegada se tornou impossível. Face a este facto, promoveu-se a criação de uma onda elástica através de uma pancada de um martelo na caixa, observando-se que os sensores reagem, o que levou à conclusão de que, com o tempo, e sem aplicação de qualquer estado de tensão, o meio de propagação (pasta) gera elevada atenuação com o tempo.

Deste modo optou-se pela introdução de água, com o intuito de preencher as possíveis discontinuidades, esperando assim obter-se novamente registos da onda longitudinal no osciloscópio. Após 4 horas, a onda emitida foi recebida pelo sensor recetor com uma velocidade semelhante à anteriormente obtida, após as 70 horas de cura. Esta experiência leva a querer que sem a aplicação de tensão a pasta pode criar discontinuidades que irão influenciar negativamente a propagação da onda do meio.

As discontinuidades observadas são explicadas pelo fenómeno de retração. A retração provém da diminuição gradual de volume da pasta cimentada, sem cargas aplicadas, ao longo do processo de endurecimento (Tavares, 2010). Esta redução é devida ao consumo da água colocada para os processos de hidratação do cimento ou à perda da mesma por percolação em simultâneo com outros agentes intrínsecos ao processo de hidratação. A retração pode ser dada segundo três tipos:

- 1) Retração plástica;
- 2) Retração química;
- 3) Retração térmica.

A retração térmica é a que aparenta influenciar o comportamento do enchimento mineiro neste estágio. Resulta da variação de temperaturas no interior da pasta cimentada devido às reações exotérmicas da hidratação do cimento. O calor libertado provoca uma variação no gradiente térmico interno face ao superficial, originando um arrefecimento brusco da matriz e consequentemente uma retração. A sua ocorrência dá-se após 20 a 40 horas da colocação do betão (Tavares, 2010), intervalo esse que foi o mesmo identificado na fase superficial do modelo preenchido. Este fenómeno ocorre in situ, tendo sido relatado por várias minas (Helinski et al., 2007). Deste modo torna-se necessário referir que a criação de fissuras

promove na matriz da pasta promove, a longo prazo, uma diminuição da sua resistência prejudicando assim a sua função como suporte (Donovan, 1999).

Este problema foi entretanto contornado nos ensaios desenvolvidos, devido à aplicação de carga vertical durante o estágio de cura. Deste modo os ensaios seguintes foram realizados com a colocação da tampa de metal quando o enchimento em pasta se encontrava com a rigidez necessária para não sobrevir transbordo.

Os ensaios realizados para a dissertação apenas compreendem o estágio posterior à cura, contudo um entendimento da variação da velocidade de onda P ao longo do tempo foi necessária para a criação da metodologia final.

4.2.2. RESULTADOS OBTIDOS PARA A ONDA S

O método de medição de ondas S e P encontra-se em grande desenvolvimento, nomeadamente no que diz respeito às diferentes técnicas de interpretação que visam a determinação do tempo de propagação de onda, ainda não existindo uma técnica com um nível de precisão e reprodutibilidade suficientes para ser adotada como um procedimento *standard* para a leitura das ondas S (Tauta et al., 2012).

No ensaio anteriormente descrito, a interpretação das ondas S não foi conseguida, tendo isso sido justificado pela distância entre sensores. Optou-se pela colocação de sensores a 6 cm, 5 cm, 4 cm e 3 cm em experiências diferentes. Os fatores observados que tiveram maior impacto na aquisição do registo de onda transversal aquando o par de sensores se encontrava submerso no enchimento mineiro foram: (Lee & Santamarina, 2005)

- Sobreposição de ondas;
- Distância de propagação.

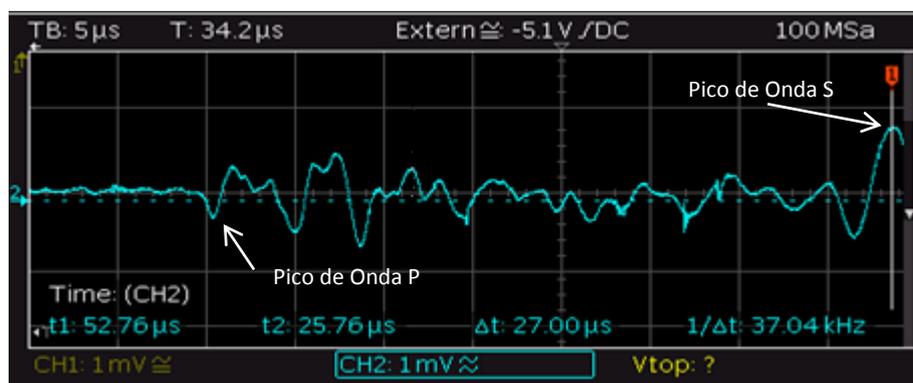


Figura 4.8 - Sobreposição de ondas no enchimento mineiro através a uma distância de 3 cm

A sobreposição de ondas encontra-se na leitura da onda transversal. O transdutor do tipo S é mais suscetível a deformações transversais. No entanto, as deformações longitudinais também são detetadas e transmitidas. Deste modo, o tempo de chegada de onda a um sensor S poderá ser erroneamente registado como sendo a chegada de uma onda P. Através da visualização do sinal de onda obtido num ensaio realizado onde um par de sensores S se encontravam submersos na amostra, é assumido como tempo de chegada de onda o primeiro pico. Contudo, este tempo de chegada é associado a uma onda primária, estando a verdadeira onda S no começo do primeiro pico de maior amplitude, Figura 4.8.

A sobreposição das ondas é tanto menor quanto maior a distância de propagação, o que é difícil de obter numa escala laboratorial, onde essa distância é diminuta. Diez d'Aux (2008) citado por Galaa et al. (2011) atribuiu o efeito de sobreposição de ondas como motivo de não ter obtido leituras precisas do tempo de chegada de onda S em provetes de enchimento mineiro.

A determinação do tempo de chegada de onda S pode ser realizada através de diferentes métodos:

- Inversão dos sensores, pois a onda S é polarizada (Silva, 2010);
- Pela onda de maior amplitude (Zivor et al., 2011);
- Desfasamento face à onda P, a qual possui uma velocidade de cerca de metade relativamente à onda S.

O primeiro método, de acordo com os ensaios entretanto efetuados, pode ser dado quando os sensores não estão submersos no enchimento, permitindo a sua rotação com o intuito de verificar a variação da amplitude de onda no sensor recetor. Num provete de enchimento realizado com pasta de um dos ensaios optou-se por esta metodologia. Concluiu-se que a onda polarizada corresponde à dada pelo primeiro pico de maior amplitude (segundo método), sendo assim a metodologia de leitura do tempo de propagação da onda de maior amplitude utilizada para os restantes ensaios.

O último método é conseguido com maior facilidade em ensaios in situ, onde a distância de propagação permite uma clara distinção entre os tempos de chegada das diferentes ondas, Silva (2010). Para os ensaios com distâncias superiores a 4 cm não se obteve um bom sinal de leitura, pois a amplitude baixa não permitia uma boa interpretação do tempo de chegada, O mesmo não se sucedeu quando os sensores se encontravam a uma distância menor de 4 cm inclusive. Deste modo optou-se pelo distanciamento de 4 cm para as futuras montagens.

4.3. Metodologia para o registo das variáveis em estudo

O objetivo desta dissertação visa compreender a relação entre o estado de tensão no enchimento e a velocidade de propagação das ondas sísmicas no seu interior. Paralelamente, o estudo da deformação com a velocidade de onda é realizado através de dois planos de sensores, um fixo na parte inferior do modelo e um móvel na parte superior, Figura 4.9.

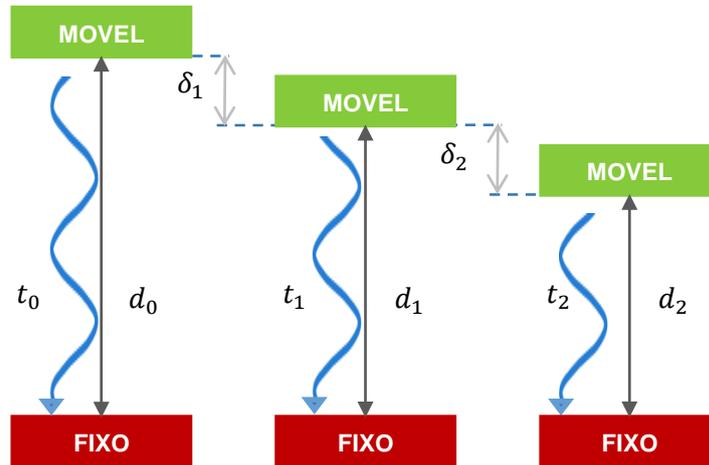


Figura 4.9 - Esquema da metodologia adotada quanto ao registo das variáveis em estudo

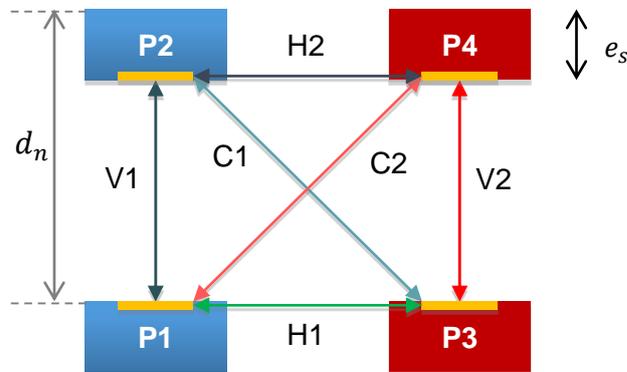
O esquema ilustrado na Figura 4.9 apresenta as variáveis em estudo para o cálculo da velocidade de propagação entre um par de sensores alinhados verticalmente. Em cada leitura realizada, foi registado um deslocamento acumulado e um tempo de propagação de ondas sísmicas. A medição do deslocamento no plano dos sensores não fixos foi determinada por um LVDT que lhe fez par; deste modo o cálculo da velocidade é dado pela razão entre a distância inicial (d_0) subtraída pela deformação no instante i (δ_i), e o tempo de propagação nesse mesmo instante (t_i) dada pela Equação 4.3. A Equação 4.4 demonstra o cálculo da velocidade para os sensores cruzados onde d_h é a distância horizontal.

$$v_i^V = \frac{d_0 - \delta_i}{t_i} \quad (4.3)$$

$$v_i^C = \frac{\sqrt{(d_h)^2 + (d_0 - \delta_i)^2}}{t_i} \quad (4.4)$$

A nomenclatura utilizada para cada distância de propagação baseou-se no seu sentido: vertical (V), diagonal ou cruzado (C) e horizontal (H), bem como pela sua posição ao seu par não fixo i) direita (1) e ii) esquerda (2), Figura 4.10. A distância inicial entre os pares de sensores verticais foi determinada através subtração da distância entre níveis, d_n pela

espessura dos sensores, e_s ; Para os cruzados optou-se pela aplicação do teorema de Pitágoras, através do conhecimento da distância entre sensores por nível. A distância calculada entre sensores por cada ensaio encontra-se no anexo A e B.



Antes da colocação dos sensores no modelo, foi necessário calibrar o equipamento de modo a obter o tempo de atraso para cada par de sensores, com recurso a um provete de calibração com tempo de propagação conhecido. Deste modo a subtração entre o tempo de chegada observado e o real dá-nos a informação do tempo de atraso. Os dados obtidos encontram-se descritos na Tabela 4, nomeadamente o tempo de atraso, distância inicial, espessura do sensor e caminho percorrido

Tabela 4 - Calibração do tempo de chegada e distância entre sensores

Figura 4.10 - Esquema da nomenclatura usada para as velocidades obtidas na 1ª experiência por direção (V-Vertical e H-Horizontal) e local (1-Esquerdo e 2-Direito)

<i>Sensores</i>	<i>Atraso (μs)</i>	ΔL_0 (<i>cm</i>)	<i>e (mm)</i>
V1	0,11	7,80	10,45
V2	0,00	7,57	9,88
C1	0,50	12,92	-
C2	0,20	13,31	-
V3	0,54	7,99	5,10*
V4	0,30	8,03	6,83*
C3	0,20	12,22	-
C4	0,50	12,44	-

* É a distância entre o eléctrodo e a extremidade mais próxima do sensor

Após o término do primeiro ensaio constatou-se, através de uma nova leitura realizada no provete de calibração, que os sensores apresentavam um atraso superior, comparativamente à leitura inicialmente realizada durante a calibração. A causa provável foi atribuída à exposição dos sensores a ambiente corrosivo, com perda de qualidade nas respetivas ligações elétricas. Desta forma considerou-se uma relação linear entre a variação do tempo

de atraso em função do período do ensaio, sendo este subtraído ao valor registrado, Equação 4.5. Os valores de atraso para cada par de sensores encontram-se no Anexo A e B.

$$t_i = t_{registrado} - \left(\frac{t_{atraso}^{inicial} - t_{atraso}^{final}}{T_{exp}} \right) \times T_{exp_i} \quad (4.5)$$

Antes do enchimento ganhar presa foi colocado um peso de 15 Kg equivalente à tampa do modelo e ao aparato para a utilização da prensa. O ciclo de carregamento efetuado encontra-se descrito na Tabela 5.

Tabela 5 - Tensão aplicada para os tempos definidos

Tempo de cura (h)	Carga aplicada (kN)	Tensão interior (kPa)
43	0,5	14,35
47	2	43,20
50	3	62,43
70	5	100,89
97	9	177,82
115	11	216,28
139	13	254,74
147	15	293,20

A tensão vertical é calculada pela soma das cargas externas com a carga interna, sendo esta equivalente ao peso próprio do enchimento. Este consiste no produto do seu peso específico, ρ , pela profundidade à qual foi colocado ($Z = 9 \text{ cm}$). As cargas externas correspondem à adição do peso do aparato para distribuição de tensões, $m_{ap} = 15 \text{ kg}$, com a força aplicada em cada ciclo de carregamento, i , Equação 4.6

$$\sigma_v = (\rho Z + m_{ap})g + \frac{F_i}{A_t}, \quad [kN/m^2] \quad (4.6)$$

CAPÍTULO 5

DISCUSSÃO DE RESULTADOS

Neste capítulo são apresentados os resultados e respetiva discussão, de duas montagens experimentais realizadas nas mesmas condições. O enchimento em pasta foi sujeito a um carregamento uniformemente distribuído sujeito a oito escalões de carga. Em cada um foram registadas as deformações e tempo de propagação das ondas P e S para o mesmo instante.

5.1. Resultados

5.1.1. DEFORMAÇÃO

O ensaio realizado simula um desmorte confinado lateralmente, deformando-se apenas numa direção vertical. As deformações internas são registadas com o uso de LVDT, colocados em posições simétricas na caixa. A primeira montagem refere-se apenas às leituras de um LVDT e a segunda montagem ao LVDT 2 (posicionado à direita) e 3 (posicionado à esquerda).

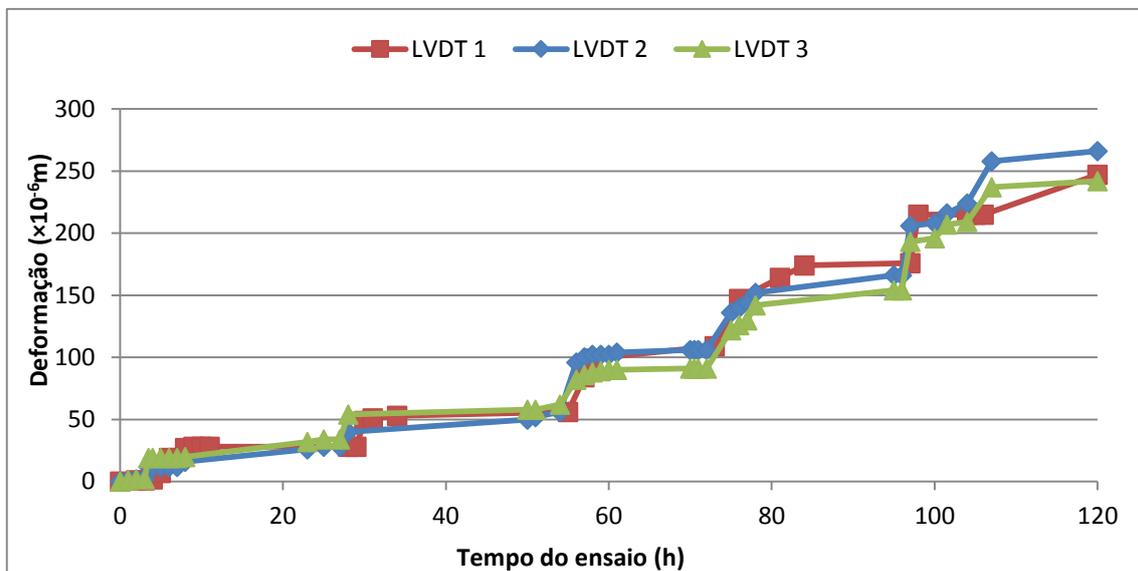


Figura 5.1 - Deformações obtidas para a 1ª Montagem (LVDT 1) e para a 2ª Montagem posicionado à direita (LVDT 2) e à esquerda (LVDT 3)

Os resultados obtidos demonstraram uma excelente concordância entre as montagens realizadas, nas diferentes posições; facto que levou posteriormente a concluir pela boa prática experimental. Verificou-se que o vazamento foi feito de forma apropriada, garantindo a sua distribuição uniforme em planta, pelo que as deformações lidas pelos LVDTs em posições simétricas se encontram em concordância.

Foi observada uma tendência crescente da deformação no decorrer do ensaio. Nos primeiros escalões de carga observou-se uma taxa da deformação com o tempo de ensaio inferior à observada posteriormente para os escalões de carga superiores. É necessário realçar, que devido à dificuldade de operar com todos os equipamentos em simultâneo, o incremento de carga não foi exatamente igual para os diferentes escalões representados.

5.1.2. VELOCIDADE DE ONDA P

A variação da velocidade de onda P, em função do tempo de cura, foi definida em dois estágios. Para o primeiro estágio foram contabilizadas as velocidades registadas para o período antes das 42 horas (antes do carregamento), seguido do segundo estágio, abordado posteriormente.

Primeiro estágio

A Figura 5.2. representa a variação das velocidades ao longo do ensaio durante o 1º estágio. Esta dissertação apenas contempla o estágio posterior à cura; no entanto, é relevante mencionar alguns dados obtidos no estágio anterior, de modo a que se possa melhor interpretar o estágio seguinte. Conforme anteriormente dito, V1 e V3 correspondem às medições diretas verticais realizadas na esquerda do modelo, no primeiro e segundo ensaio, respetivamente; as V2 e V4 foram as obtidas à direita.

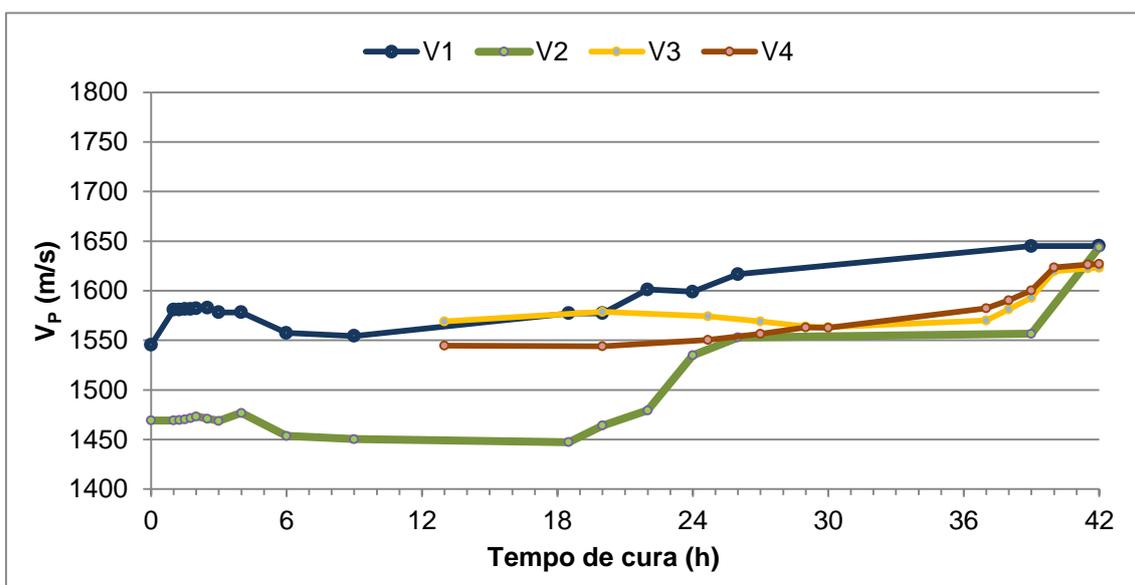


Figura 5.2 - Evolução da velocidade de onda - P obtida nos sensores verticais

Após 24 horas do início do ensaio foi colocada a tampa, bem como as barras para distribuição de tensões, correspondendo a uma força de 0,15 kN aplicada ao enchimento. Neste instante,

a velocidade de onda em ambas as experiências subiu para 1575 ± 25 m/s, demonstrando, mais uma vez, que o peso da coluna sobrejacente proporciona um carregamento uniforme e rápido do material, tornando a sua matriz mais homogênea, Figura 5.2.

Ao longo do tempo, constatou-se a tendência na velocidade de propagação para se manter constante na ausência de variação de carga aplicada ao modelo. Após 40 horas, com a variação da velocidade de onda inferior à do erro de leitura estipulado (± 10 m/s), foi considerado que o enchimento tinha desenvolvido a presa necessária. Desse modo, só se deu início ao ensaio de aplicação de carga após 42 horas. O valor médio observado para a velocidade de onda no início do carregamento foi de 1644 ± 10 m/s para a 1ª montagem e 1633 ± 10 m/s para a 2ª montagem.

Segundo estágio

O gráfico na Figura 5.3 representa a evolução da velocidade de onda vertical ao submeter o material a oito escalões de carga. Verifica-se um comportamento semelhante ao observado no registo das deformações, Figura 5.1.

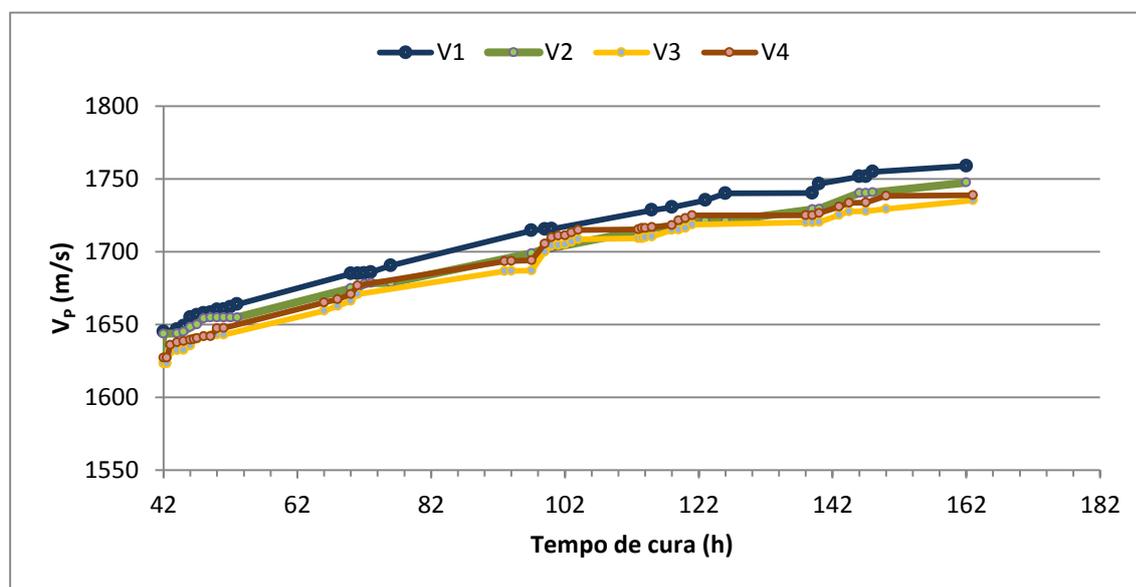


Figura 5.3 - Evolução da velocidade de onda P após 42 horas de cura

Foi observada uma evolução crescente da velocidade ao longo do tempo; Este comportamento de fluência evidenciou a necessidade de introduzir a variável tempo de ensaio. No final do ensaio, registou-se um aumento de 150 m/s em ambas as experiências; este valor representa um aumento de 13% da sua velocidade inicial.

A Figura 5.4 corresponde à medição indireta da velocidade de propagação, obtida através dos sensores cruzados. Em ambas as experiências, a identificação precisa do sinal de onda, deu-se só após 16 horas para o 1º ensaio e 29 horas para o 2º ensaio.

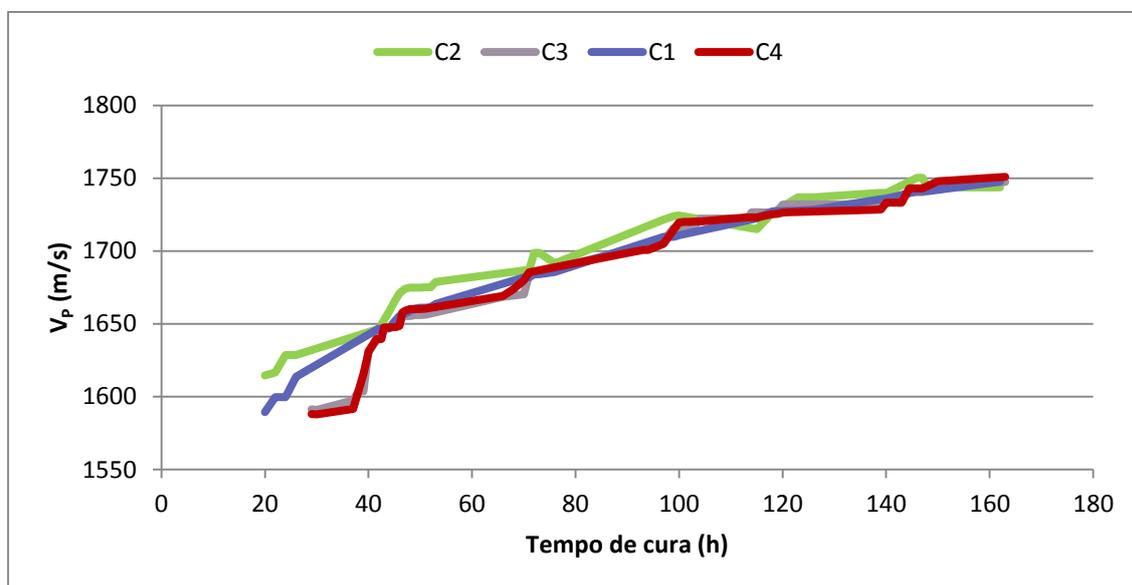


Figura 5.4 - Evolução da velocidade das ondas P cruzadas em função do tempo de ensaio

Observaram-se velocidades da mesma ordem de grandeza registadas para os pares de sensores cruzados e verticais, fato que nos leva a concluir a homogeneidade e isotopia da pasta. De uma forma geral nota-se uma maior variabilidade, muito provavelmente devida à dificuldade na identificação das ondas provocada pela atenuação resultante de uma maior distância de propagação

O par C2 demonstrou uma grande variação nas velocidades de onda. Isto poderia ser contornado caso se procedesse a uma medição contínua das velocidades, pois a velocidade pontual não é totalmente representativa de um comportamento de variação contínua; contudo, visto o equipamento não permitir uma medição contínua, foi necessário restringir as leituras a horas definidas.

No primeiro ensaio, dois cabos de sensores revelaram água no seu interior. Mesmo saindo pela parte superior do modelo, tornaram-se num ponto de saída da água contida no interior do enchimento, a qual percolou pelo cabo do sensor até ao canal de ligação com o osciloscópio; foram considerados como parcialmente danificados, só sendo utilizados na função de emissão, mas foram essenciais na obtenção da leitura do par C2, sendo assim uma possível causa para o maior erro verificado nesse par. Por esta e outras razões não foram contabilizadas medições indiretas, que se apresentavam persistentemente com erros elevados.

5.1.3. VELOCIDADE DE ONDA S

Os valores da velocidade de onda S, ao longo do tempo de cura, encontram-se representados na Figura 5.5. Os sensores encontravam-se distanciados a 3 cm para efeitos de otimização da leitura, fazendo face à diminuta amplitude de chegada.

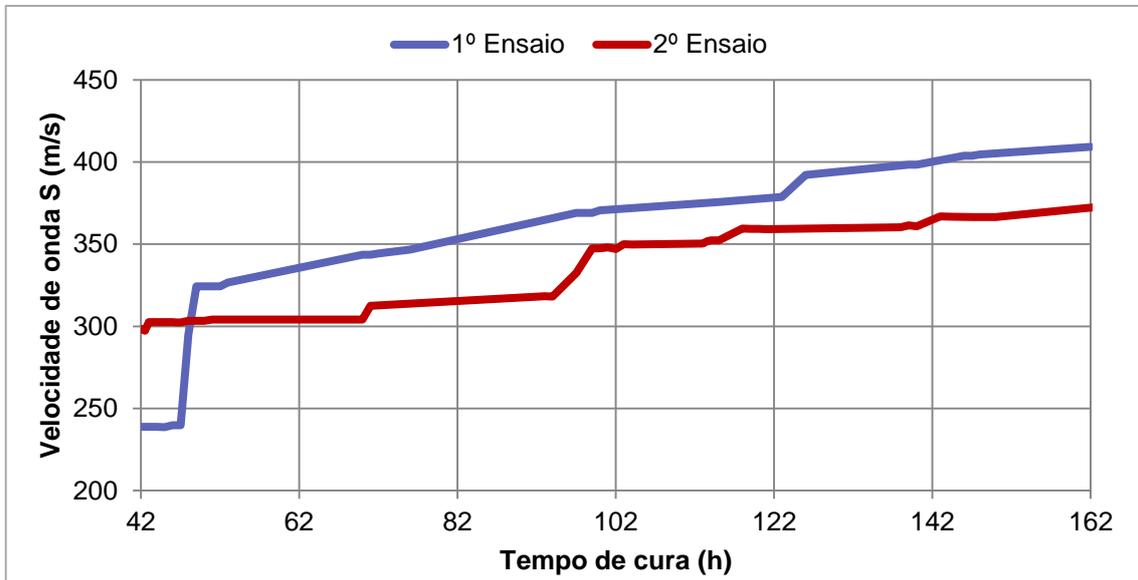


Figura 5.5 - Velocidade de onda S em função do tempo do ensaio

Só foi possível identificar com nitidez a onda S, para a 1ª montagem, após 42 horas de cura; na 2ª montagem o primeiro registo foi efetuado após 29 horas. Vários autores obtiveram leituras da onda transversal no enchimento para tempos de cura menor, com o auxílio de amplificadores de sinal. Na bibliografia os valores obtidos para a onda S aproximam-se aos registados nestes ensaios, sendo estes, em termos de grandeza, 250 ± 50 m/s após 42 horas, (Gala et al., 2011).

5.1.4. ANÁLISE MINERALÓGICA

Sabendo que o enchimento mineiro possui uma matriz variável, pois a composição mineralógica do rejeitado depende diretamente do tipo de material que alimenta as lavarias, esta pode variar em curtos espaços de tempo, em função do tipo de minério explorado. Torna-se pertinente o estudo da composição mineralógica do enchimento em pasta através da espectrofotometria. Os difratogramas determinados encontram-se na Figura 5.6.

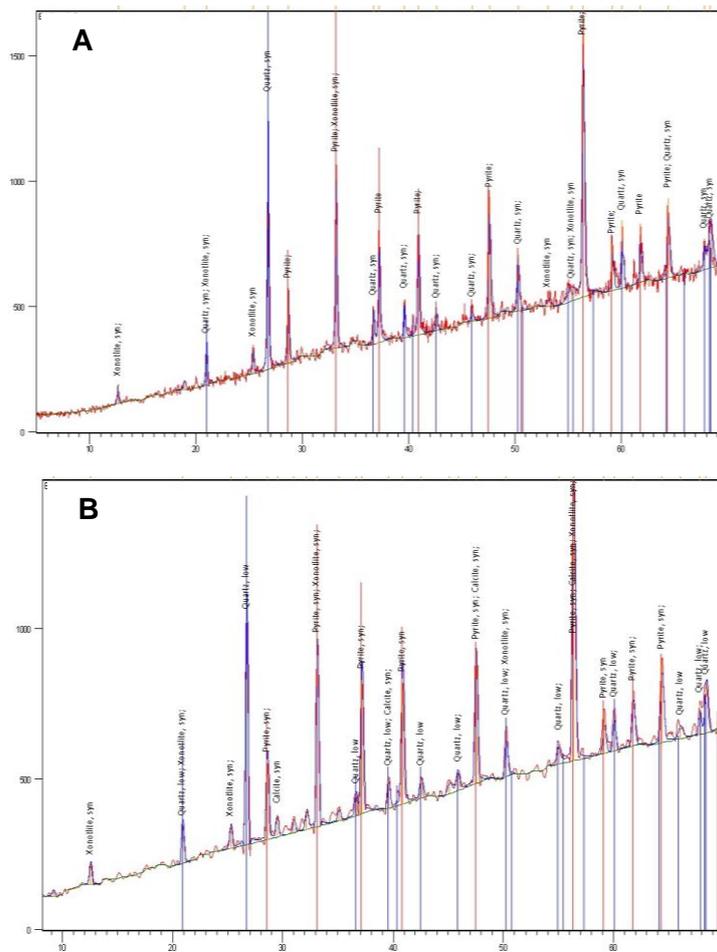


Figura 5.6 - Difratoograma da pasta referente ao A) Primeira montagem e B) Segunda montagem

Os resultados obtidos determinaram uma forte presença de Calcite, Silicatos, Pirite e Quartzo, apresentando os dois últimos uma maior variação na concentração para as duas montagens. A pirite é um mineral ferroso proveniente dos minerais ferrosos explorados na mina de Neves Corvo, estando esta bastante presente no rejeitado. A inclinação identificada no plano de difração demonstra a presença de um alto teor em ferro proveniente da pirite e também de outros constituintes secundários observados nos difratogramas. A calcite e os silicatos provêm maioritariamente dos processos de hidratação do cimento. Em ambas as figuras observa-se uma concentração semelhante, o que assegura a qualidade do enchimento em pasta realizado, existindo assim igual proporção de cimento nos ensaios realizados.

O quartzo e a pirite são os constituintes cuja concentração difere para ambos os ensaios. O quartzo é encontrado nas formações fissurais de rocha vulcânica onde por vezes é visto em grande concentração no preenchimento de fissuras. Este valor e o da pirite é superior na 1ª pasta testada.

5.2. Discussão dos resultados

5.2.1. ANÁLISE DA DEFORMAÇÃO

Os 136 registos de deformação e velocidade obtidos por medição direta, permitiram realizar um gráfico de dispersão para o estudo da relação entre estas variáveis mediante a aplicação de diferentes escalões de carga. Estes estão apresentados em cores diferentes, de modo a facilitar a observação da evolução da deformação *versus* velocidade para cada tensão aplicada.

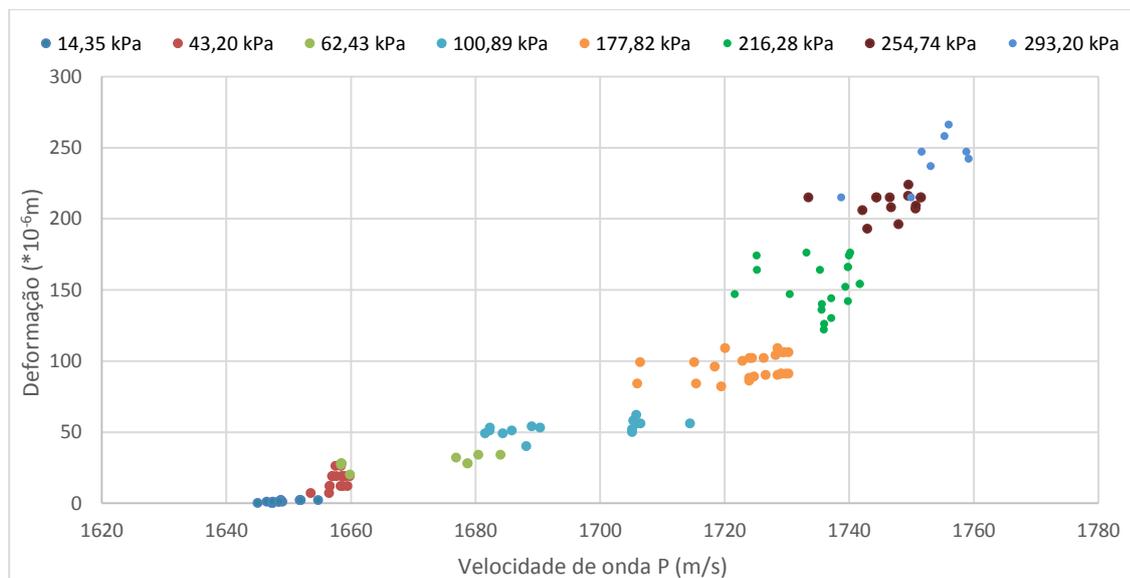


Figura 5.7 - Deformação versus velocidade de onda vertical e cruzada para cada nível de carga

Da observação da Figura 5.7 verifica-se:

- Um aumento da deformação com a tensão;
- Um aumento da velocidade de onda P com o aumento da carga aplicada.

Cada um destes tópicos será abordado independentemente. No final do capítulo será apresentado um modelo explicativo de todos os parâmetros registados durante o ensaio laboratorial. No gráfico o parâmetro tempo de ensaio não está referido, contudo uma dependência destes fatores foi observada.

No que respeita à variação da deformação com o tempo de ensaio, observa-se fluência no enchimento em pasta. Este fenómeno foi também observado por Hassani et al. (2001) e Tesarik (2008). A Figura 5.8 apresenta a evolução da deformação com o tempo de ensaio para cada incremento de carga.

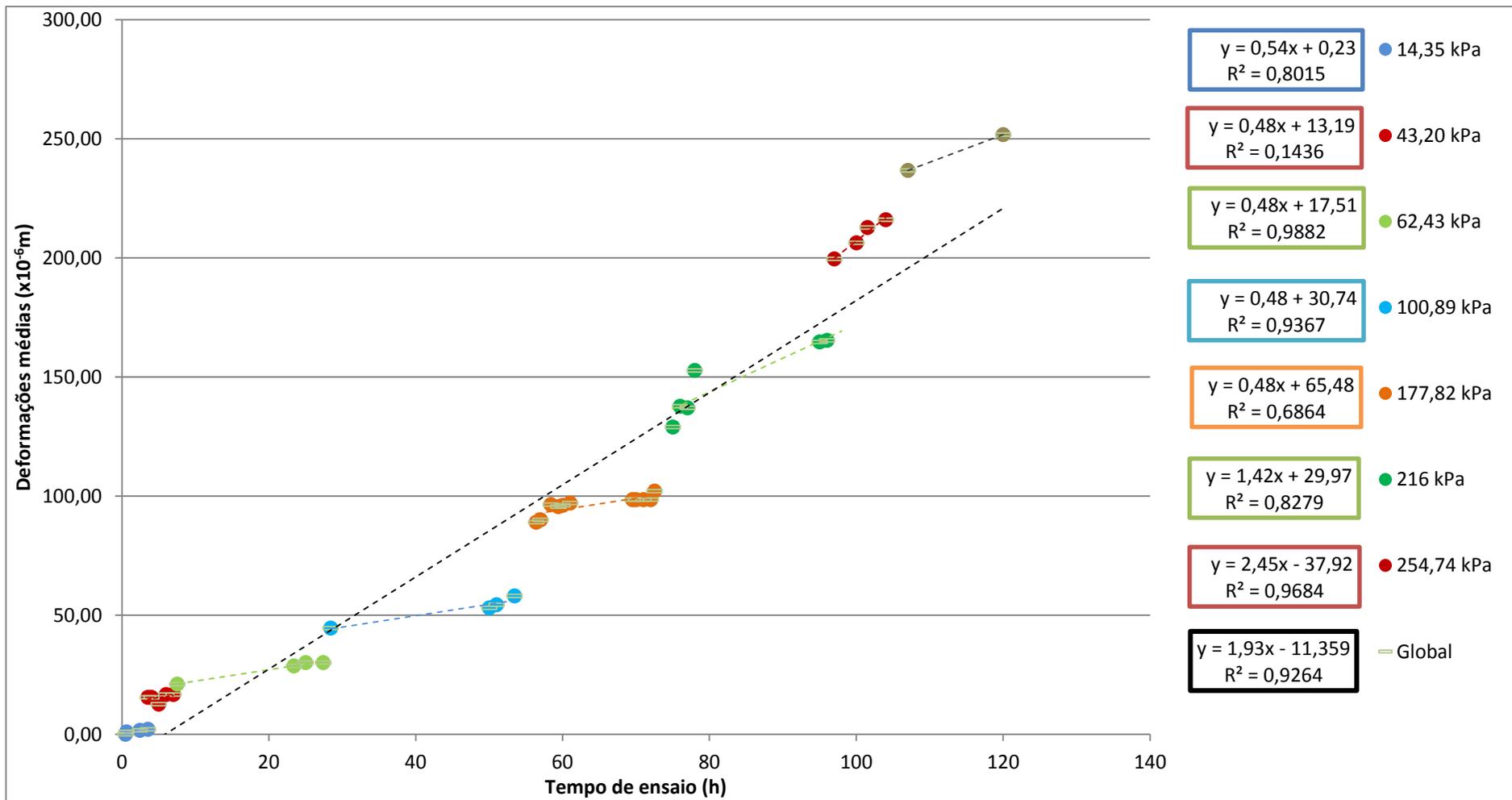


Figura 5.8 - Evolução da deformação com o tempo de ensaio para cada escalão de carga

Foram realizadas separadamente as retas de ajuste para os vários escalões de carga com o intuito de identificar a taxa de deformação para cada escalão. Estas taxas definem a evolução da deformação com o tempo de ensaio, estando representadas pelo declive das retas de ajuste. Verificou-se a existência de dois regimes distintos, Figura 5.9.

- 1) Uma taxa de deformação constante com um valor de $0,48 \pm 0,04 \mu\text{m}/\text{h}$, abaixo de 216 kPa;
- 2) Aumento da taxa de deformação até um valor pontual máximo de $2,45 \mu\text{m}/\text{h}$ para o escalão de 254,74 kPa, infletindo para uma tendência decrescente, verificada por uma desaceleração da taxa de deformação.

A existência de um comportamento bifásico é igualmente observada no estudo da variação da velocidade de propagação da onda P em função da deformação, Figura 5.9.

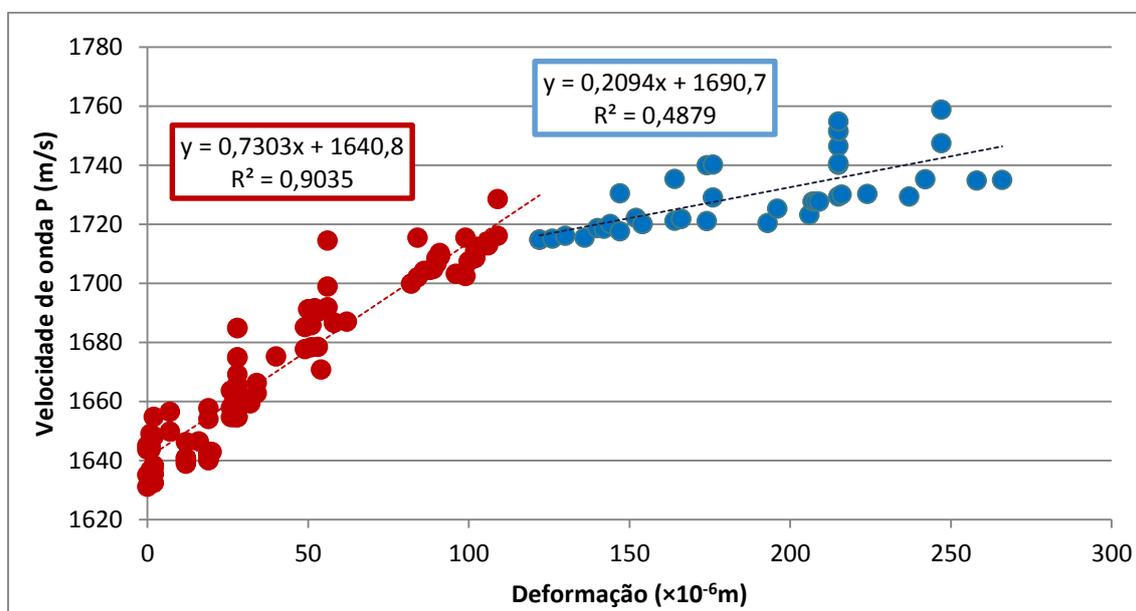


Figura 5.9 - Variação da velocidade de onda P em função da deformação em dois regimes

Na Figura 5.9 é observado um aumento da velocidade de propagação à medida que o corpo se deforma. Esta tendência deve-se ao facto da compactação do enchimento permitir um maior contacto entre grãos promovendo um aumento da velocidade de propagação.

São observados dois comportamentos distintos, traduzidos por dois ajustes lineares. O ponto de transição é dado pelas deformações e velocidades registadas desde a aplicação de uma sobrecarga de 254,74 kPa. Esta distinção todavia, não permite excluir uma tendência exponencial, pois estes podem ser considerados como tangentes à curvatura da função.

A existência de dois regimes foi descrita por Wang et al. (2005) para a variação da velocidade de onda com a pressão de confinamento (ver capítulo 2.1.1). Sendo a pressão diretamente proporcional à deformação (Figura 5.10), a comparação entre o modelo descrito por Wang com o caso de estudo é aplicável.

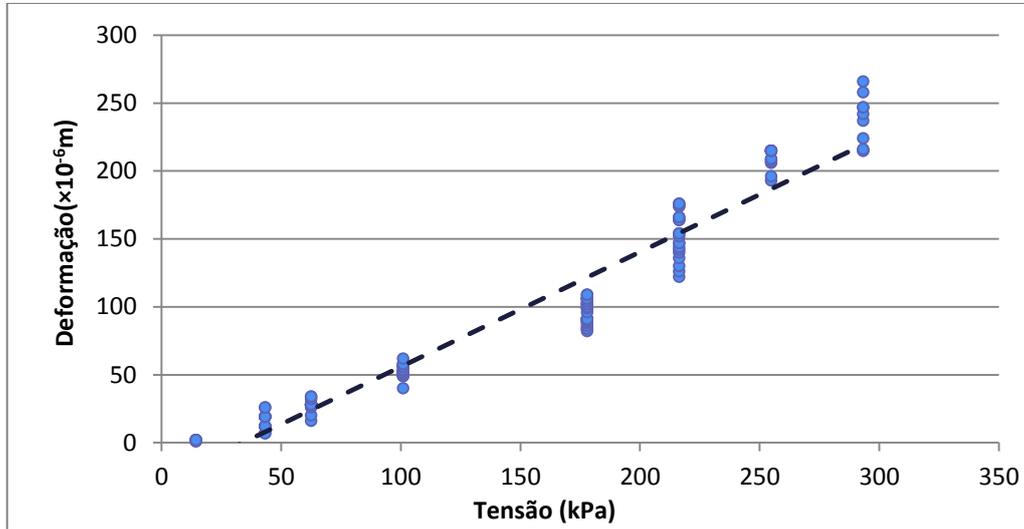


Figura 5.10 - Deformação versus tensão

Este autor sugeriu uma relação exponencial com a velocidade de onda para um primeiro regime, seguido de um regime linear após a pressão crítica ser atingida. Segundo os dados obtidos, não é de excluir estamos na presença do primeiro regime, embora a distribuição possa ser linear. O facto de não se ter aplicado tensões superiores a 293,20 kPa pode não ter permitido uma boa distinção entre os dois regimes; de qualquer modo não se consegue excluir um modelo único exponencial, Figura 5.11.

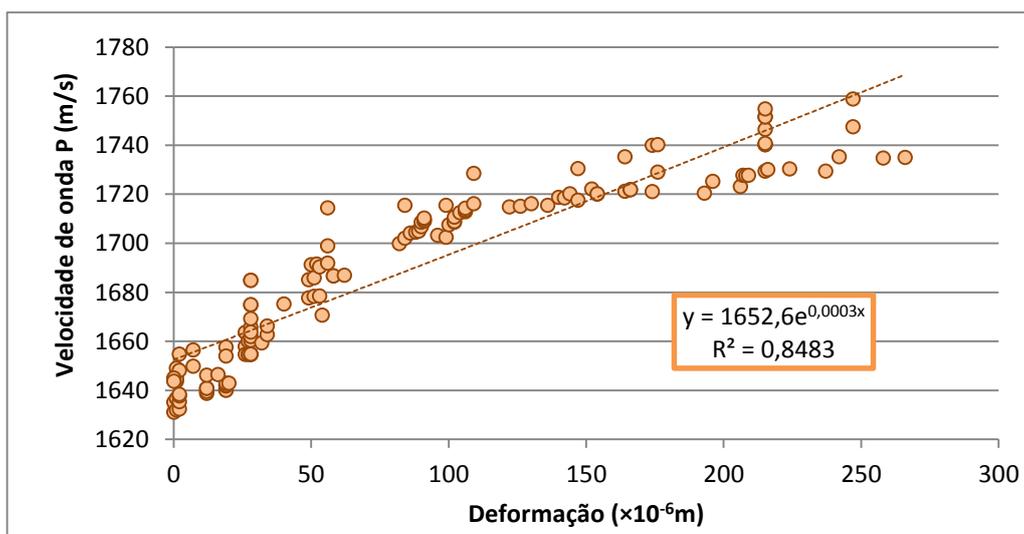


Figura 5.11 - Relação exponencial entre a velocidade de onda e a deformação

Na Figura 5.11 é visualizado a existência de uma relação exponencial entre a velocidade de onda P com a deformação. Esta apresenta um coeficiente de determinação de 84,83%. O valor registado durante o ensaio para uma deformação nula foi $1638,72 \pm 16,74 \text{ m/s}$ o que se enquadra com o valor dado através da equação da curva de ajuste ($1652,6 \text{ m/s}$), ou seja, encontra-se compreendido dentro da margem de erro.

Uma aproximação semelhante consegue ser dada com uma regressão linear, Figura 5.12.

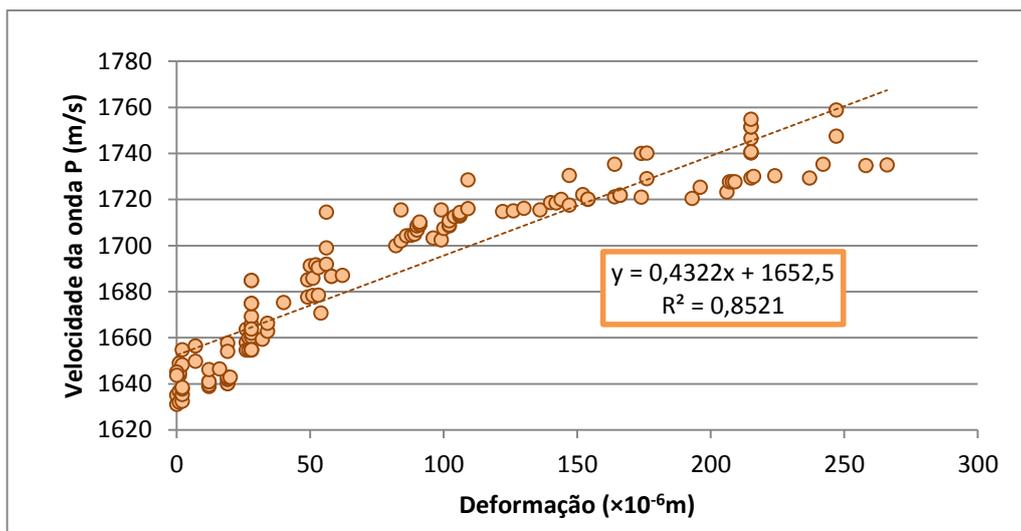


Figura 5.12 - Relação linear entre a velocidade de onda e deformação

A Figura 5.12 apresenta um coeficiente de correlação superior face ao exponencial; esta condição leva-nos a considerar que a velocidade de propagação é linearmente dependente da deformação. Foi assim esta a equação escolhida para o decorrer da dissertação.

5.2.2. TENSÃO VERTICAL

Os resultados obtidos para a variação das velocidades na Figura 5.3 demonstraram que a variação da velocidade de onda-P possui um período de resposta face à tensão aplicada; deste modo só se contabilizaram os resultados máximos de velocidade obtidos por escalão. A Tabela 6 apresenta os dados obtidos nos dois ensaios para as velocidades de propagação de onda P e S.

Tabela 6 - Velocidade de onda P e S máxima registada para a 1ª e 2ª montagem por escalão de carga

σ_v (kPa)	Velocidade de onda P (m/s)		Velocidade de onda S (m/s)	
	Máximo (1)	Máximo (2)	Máximo (1)	Máximo (2)
14,35	1654,77	1639,33	302,59	159,86
43,20	1658,08	1647,29	303,35	214,81
62,43	1684,85	1670,71	304,03	227,49
100,89	1714,49	1694,00	332,51	242,56
177,82	1728,52	1716,92	352,29	243,64
216,28	1740,19	1725,05	361,54	253,92
254,74	1751,56	1733,69	366,49	255,23
293,20	1758,87	1738,81	372,62	256,00

Os dados obtidos demonstram uma variação crescente da velocidade ao longo dos escalões. Deste modo, uma relação entre a velocidade de onda e a tensão vertical pôde ser obtida. Observam-se ligeiras diferenças nas velocidades de onda P e S para as duas montagens, facto que pode ser explicado pela composição mineralógica realizada. Sabendo que a velocidade de propagação depende das propriedades elásticas do meio, sendo estas próprias de cada minera, procedeu-se a um estudo da composição mineralógica da composição do rejeitado.

A velocidade de onda P e S para o quartzo e pirite encontram-se descritos na Tabela 7. Os valores para a calcite e silicatos não se encontram na tabela devido à existência de intervalos de velocidade muito variados.

Tabela 7 - Velocidade de onda P e S para o Quartzo e Pirite

	V_P (km/s)	V_S (Km/s)
Quartzo*	6.04-5.79	-
Pirite**	7.74-8.51	4.59-5.71

*Ishikawa & Matsumoto, (2014)

** Ahmadov (2011)

As velocidades de onda sísmica para o quartzo e pirite são muito superiores às observadas para o enchimento mineiro; desta forma uma maior concentração desses minerais poderá conferir uma velocidade superior. A variação de velocidade do 1º ensaio face ao segundo, demonstrou ser de $17,96 \pm 4,01$ m/s para a onda P e $105,24 \pm 19,12$ m/s para a onda S.

É observado que a variação mineralógica possui uma maior influência na velocidade de onda transversal; contudo, esta afirmação necessita de ser qualificada com reserva,

pois o estudo da velocidade de onda S constituiu um desafio, tanto na sua classificação, bem como ao nível da interpretação do sinal obtido no osciloscópio.

Tensão vertical com a onda P

Com intuito de estudar a variação de velocidades de onda P foi realizado um teste estatístico ANOVA ao declive das retas de regressão linear estimadas para cada ensaio. Na Tabela 8 encontram-se os parâmetros de ajuste observados, assumindo uma relação linear entre a tensão e a velocidade de onda P. Na Tabela 8 conclui-se que os coeficientes de ajuste de ambas as retas se encontram cobertos pelo erro, não existindo assim uma variação significativa da velocidade de onda entre ensaios.

Tabela 8 - Comparação dos parâmetros de ajuste de ambos os ensaios

$v_p = m\sigma + v_0$			
	m	V_0 (m/s)	$R^2(\%)$
1ª Montagem	$0,38 \pm 0,04$	$1656,33 \pm 7,25$	93,32
2ª Montagem	$0,37 \pm 0,04$	$1642,85 \pm 6,63$	93,89

A velocidade de onda estimada na origem encontra-se no intervalo da velocidade registada. Deste modo pode-se inferir uma expressão global que relacione a tensão com a velocidade de onda, sugerida na Figura 5.13.

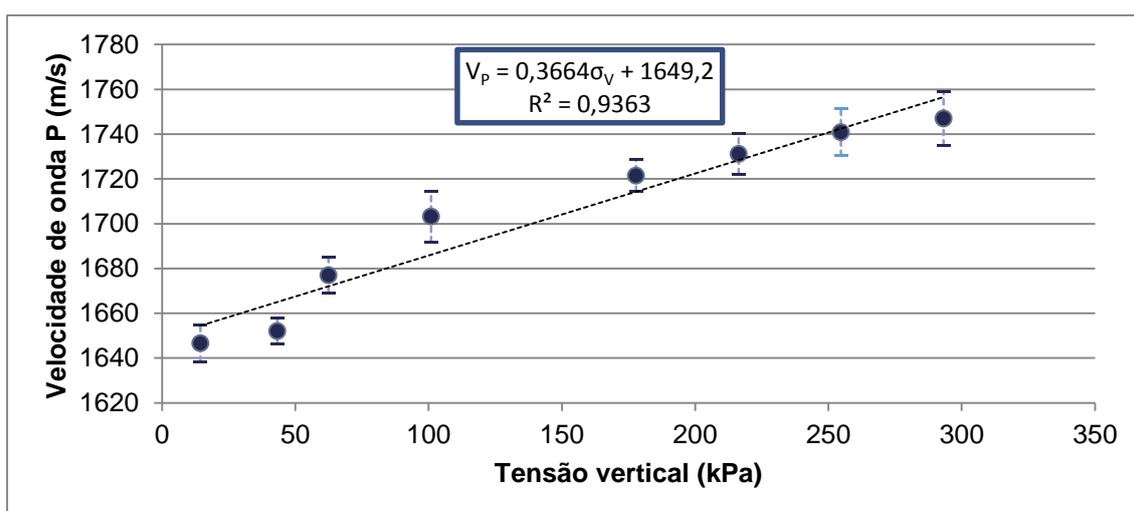


Figura 5.13 - Relação entre a tensão e a velocidade de onda, cujo erro é dado pela variação das velocidades obtidas por escalão

A linha de melhor ajuste demonstra, com um coeficiente de determinação de 93,63%, que a velocidade de onda é linear com a tensão; A população do modelo proveio de 8 níveis de carga, não sendo assim representativa para a validação de um modelo mas sim de um comportamento. Os erros associados às constantes b_0 e b_1 da reta de regressão foram estimados através do método dos mínimos quadrados; obteve-se um erro de 0,0461 para o declive da reta, b_1 e 6,8608 para o parâmetro b_0 . Na análise do intervalo de confiança para o declive da reta estimou-se, com uma confiança de 95%, um aumento de 0,2755 a 0,4672 m/s da velocidade de propagação para um acréscimo de 1 kPa, para os intervalos de carga definidos.

Tensão vertical com a onda S

O estudo da onda S seguiu a mesma metodologia adotada para a onda P; deste modo são representados na Tabela 9 os parâmetros de ajuste e equações estimadas para o estudo da relação entre a tensão e a velocidade de onda S, bem como o gráfico global da aproximação, Figura 5.14.

Tabela 9 - Comparação dos parâmetros de ajuste de ambos os ensaios para a onda S

$v_S = m\sigma + v_0$			
	m	V_0 (m/s)	$R^2(\%)$
1ª Montagem	$0,28 \pm 0,02$	$295,22 \pm 4,36$	95,63
2ª Montagem	$0,25 \pm 0,07$	$195,26 \pm 13,11$	65,11

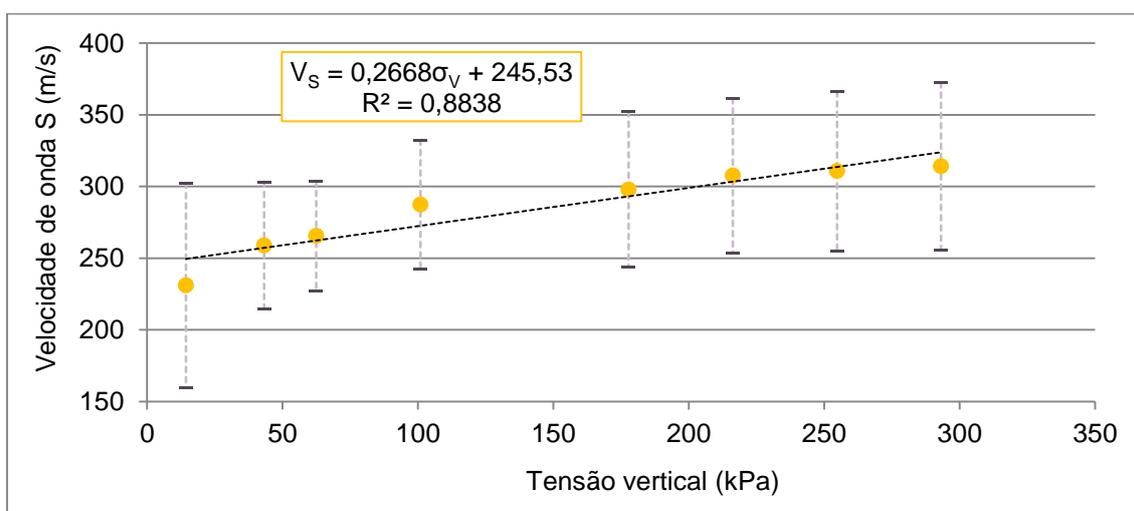


Figura 5.14 - Variação da velocidade de onda S com o estado de tensão

Os parâmetros de ajuste para ambas as metodologias demonstraram que o erro associado não se encontra coberto, rejeitando assim a possibilidade da velocidade de onda S ser globalmente explicativa para a estimação do estado de tensão. O mesmo se sucede na realização do gráfico com a onda S (Figura 5.5), onde os erros associados a cada leitura são maiores que a variação da velocidade de propagação. A correlação obtida para este caso é menor que a dada para a onda P, tal como obtido por Asef & Najibi (2013).

5.2.3. TENSÃO HORIZONTAL

A determinação do estado de tensão horizontal pode ser efetuada analiticamente através da teoria de elasticidade. Para tal é necessário assumir a presença de um corpo elástico, isotópico e homogêneo. Tal como foi dito anteriormente, a homogeneidade e a isotropia do meio pôde ser verificada pela determinação de velocidades semelhantes para os pares cruzados e verticais.

Foi considerando uma deformação horizontal nula, devido ao modelo se encontrar confinado lateralmente com paredes de metal com 5 mm de espessura. Deste modo, torna-se possível aplicar a lei de Hooke, Equação 5.1:

$$\sigma_h = \frac{E\nu\varepsilon_z}{(1 + \nu)(1 - 2\nu)} \quad (5.1)$$

As constantes elásticas obtidas por Carvalho (2014) para uma pasta com a mesma composição exceto na percentagem de cimento (com 4%) foram determinadas, sendo 0,16 GPa para o módulo Young e 0,12 para o coeficiente de Poisson. As extensões foram determinadas através do rácio entre a deformação máxima lida em cada ensaio com a distância inicial do LVDT. Os resultados estimados encontram-se apresentados na Tabela 10:

Tabela 10 - Cálculo da tensão horizontal induzida pelas deformações verticais

$\delta (\times 10^6 m)$	ε_z	$\sigma_v [kPa]$	$\sigma_h [kPa]$
2,00	15,38	14,35	0,33
16,67	128,21	43,20	2,71
30,00	230,77	62,43	4,88
58,00	446,15	100,89	9,43
102,00	784,62	177,82	16,59
165,33	1271,79	216,28	26,89
216,00	1661,54	254,74	35,14
251,67	1935,90	293,20	40,94

Enquanto o valor da tensão horizontal é inferior ao da tensão vertical, nem sempre o mesmo sucede em galerias preenchidas, devido à interação da evolução das tensões no enchimento mineiro com o atrito no maciço rochoso, dando origem ao efeito de arco. Os resultados obtidos para a comparação entre as velocidades de onda P e S com o estado de tensão horizontal estimado encontram-se na Figura 5.15-A em função da velocidade da onda longitudinal e na Figura 5.15-B em função da onda transversal:

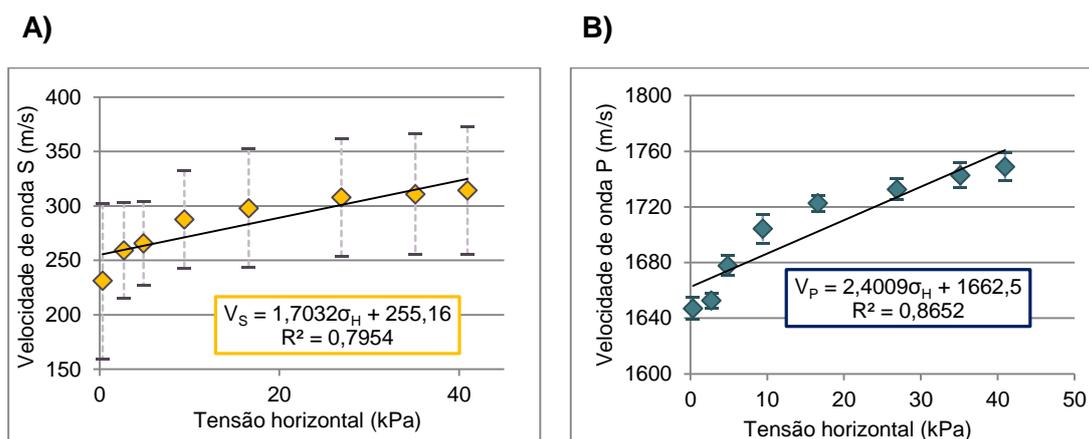


Figura 5.15 - Variação da onda S (A) e P (B) com a tensão horizontal estimada

A Figura 5.15 demonstra a variação da velocidade de onda P e S com o estado de tensão horizontal. O ajuste com melhor correlação em ambas as experiências foi uma função linear. Através do declive dos ajustes foi observada uma variação da velocidade de onda P com o estado de tensão 72% superior que a observada na onda S. Mais uma vez, verificou-se que a velocidade de onda P é um parâmetro físico mais aplicável para o estudo da variação do estado de tensão. Deste modo, apenas se vai contabilizar com a velocidade de onda P para a criação do modelo final.

5.2.4. REGRESSÃO LINEAR MÚLTIPLA

As velocidades de onda sísmica no enchimento em pasta demonstraram uma variação ao longo do tempo quando submetido a uma tensão constante. Nas relações anteriormente analisadas apenas se efetuou o estudo bivariado, independente do fator tempo. De forma a efetivar uma análise da dependência do tempo nas condições de ensaio consideradas, foi utilizado o modelo de regressão linear múltipla.

A análise de regressão linear múltipla é uma técnica estatística utilizada para a obtenção de uma equação que relacione linearmente uma ou mais variáveis. A equação obtida

pretende prever os valores de uma variável dependente (variável resposta) dados os valores de k variáveis independentes, (Equação 5.2.):

$$Y = \beta_0 + \beta_1 x_1 + \beta_2 x_2 + \dots + \beta_k x_k \quad (5.2)$$

A população utilizada para a análise da regressão contabilizou os 136 dados registados no ensaio laboratorial. Foram utilizadas duas análises de regressão: a da equação 5.3. não possui o fator tempo, contrariamente à equação 5.4. A tensão é dada em kPa; velocidade de onda (m/s); deformação ($\times 10^{-6}m$) e o tempo de ensaio em horas.

$$\sigma_v = 1,0868v_p + 0,6601\delta - 1759,4339 \quad [kPa] \quad (5.3)$$

$$\sigma_v = 0,7739v_p + 0,5280\delta + 0,5594t - 1246,4377 \quad [kPa] \quad (5.4)$$

Onde, σ_v é a tensão vertical em (kPa); v_p , a velocidade de onda P (m/s); δ o deslocamento (μm) e t , o tempo de ensaio (h).

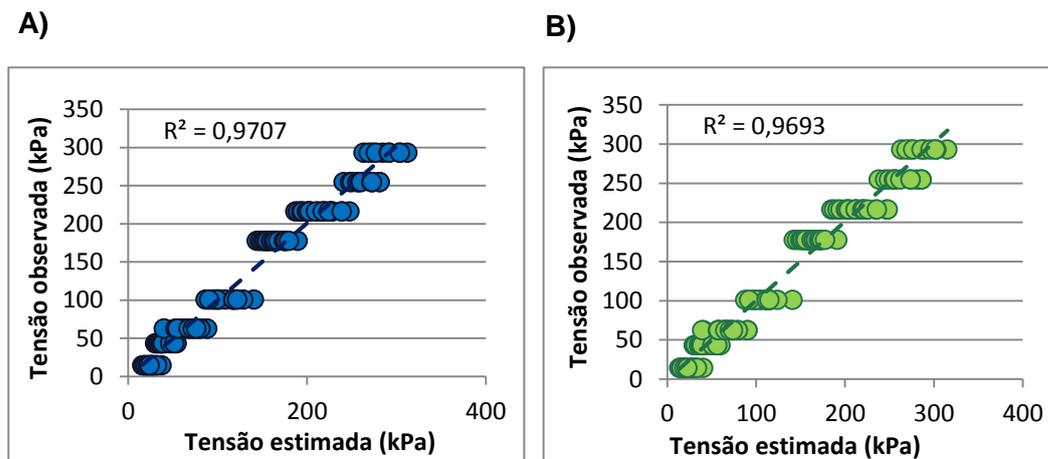


Figura 5.16 - Relação entre as tensões observadas e estimadas A) com a inclusão do tempo e B) sem o tempo

A Figura 5.16 apresenta os valores de tensão observados no ensaio em função com os estimados através das equações anteriormente descritas. É observado uma boa simetria entre as variáveis. O coeficiente de determinação demonstra que a inclusão da variável tempo como variável resposta provoca um aumento de 0,14% no coeficiente de determinação. Considerando uma deformação nula para uma carga de 14,37kPa, a velocidade de propagação estimada pela Equação 5.3 é 1632,1 m/s enquanto a estimada pela Equação 5.4. é 1629,1 m/s. Ambas as aproximações se encontram cobertas pelo erro observado para a velocidade de propagação inicial ($1638,72 \pm$

16,74 m/s). Deste modo ambas as equações podem ser utilizadas, embora uma maior correlação seja obtida quando o tempo é uma variável conhecida.

CAPÍTULO 6

CONCLUSÃO

O modelo foi concebido para simular as condições de carregamento, de deformação e drenagem existentes em campo numa situação onde a deformação lateral é nula e o escoamento é vertical. O procedimento laboratorial utilizado na montagem permite verificar a repetibilidade dos dados registados, levando a concluir uma boa prática experimental. De acordo com o que apurámos, este tipo de estudo nunca foi feito para o enchimento mineiro.

É concluído que a velocidade de propagação de onda P possui um comportamento bifásico com a deformação cujo ponto de transição é observado para um valor de 216 kPa de tensão. No primeiro regime, ou seja, para escalões de carga compreendidos entre 14,35 a 216 kPa, foi calculada uma taxa de deformação de $(0,48 \pm 0,04) \times 10^{-6} \text{ m/h}$, equivalente a $4,2 \text{ mm/ano}$. O segundo regime possui uma tendência crescente com uma taxa de deformação máxima de $2,45 \times 10^{-6} \text{ m/h}$. Isto reflete a presença de um movimento retilíneo uniforme para o primeiro regime seguido de um novo regime com um movimento variado.

No estudo da relação entre a velocidade de propagação de onda P com a deformação concluiu-se, com um coeficiente de determinação de 85,21%, que a velocidade de propagação de onda P varia 0,4322 m/s por cada 1 μm de deformação.

Conforme anteriormente referido, o objetivo principal da dissertação é relacionar a velocidade de onda com o estado de tensão. Foi determinado, com um coeficiente de determinação de 93,63%, a existência de uma relação linear entre a velocidade de propagação e a tensão vertical; um incremento de sobrecarga de 30 kN provoca uma variação de 11 m/s na velocidade de propagação de onda P e 8 m/s para a onda S. É importante realçar que os dados obtidos para a estimação do estado de tensão provêm dos valores máximos obtidos para cada escalão de carga (8 valores). Deste modo a realização de regressão linear múltipla utilizou as 136 amostras registadas no experimento laboratorial. Conclui-se, com uma determinação de 96,97%, a existência de uma relação entre a velocidade de onda e a deformação para cada escalão de carga. Contudo, ao contabilizar o tempo neste mesmo ajuste, é observado um aumento da correlação.

A relação obtida demonstrou uma boa aproximação da evolução da velocidade de onda com o estado de tensão; no entanto, o resultado necessita ser considerado com reserva, pois em campo as tensões horizontais são, em muitos casos, a tensão principal devido ao arqueamento da pasta resultante de interação maciço-enchimento.

Conclui-se que esta metodologia laboratorial é capaz de estimar em laboratório uma relação entre a velocidade de onda e o estado de tensão. As velocidades obtidas, num regime de deformação lateral nula, para a pasta demonstraram uma velocidade de onda superior às dadas num provete seco ao ar livre.

Em termos globais foi concluído que o conhecimento das velocidades de onda no enchimento em pasta, proveniente do rejeitado da SOMINCOR, poderá permitir a estimativa do seu estado de tensão, desde que se considere a extensão lateral nula e a relação elástica entre as componentes de tensão. Refere-se ainda a interpretação do efeito escala, pois estas conclusões são válidas para a escala laboratorial em estudo.

6.1. Trabalhos futuros

No decorrer desta investigação, foi possível identificar oportunidades de melhoria para trabalhos futuros nesta área. Parte das limitações sentidas durante a investigação estiveram relacionadas com os equipamentos utilizados. Os transdutores piezoelétricos utilizados demonstraram algum ruído, sendo este mais acentuado para a onda S. A interpretação da onda S apenas foi conseguida a uma distância de 3 cm, embora fosse possível identificá-la a distâncias maiores. Deste modo, prevêem-se melhorias significativas na aquisição do tempo de propagação de onda através da utilização de sensores comerciais S e P e um amplificador para a onda S.

Na leitura do provete, não foi realizada uma análise do *dumping* do sinal. Sugere-se este tratamento do sinal, não só com o intuito de determinar a perda de energia do sinal com a distância, mas também para avaliar distâncias máximas para a colocação dos sensores no volume de pasta que se pretenda avaliar.

Durante os ensaios realizados o máximo de tensão de sobrecarga aplicada foi de 293,20kPa; conseqüentemente, um segundo regime de compactação esperado não foi claramente identificado. Sugere-se um alargamento do espectro das tensões aplicadas de forma a compreender com maior clareza o fenómeno de compactação associado à pasta. Foi também observada uma tendência crescente das velocidades sísmicas por cada escalão, o que indica que mais fatores, para além do estudado, possam contribuir

para um aumento da velocidade. Dito isto, torna-se necessário observar o comportamento da velocidade de onda ao longo do tempo com a aplicação de carga em tempos iguais.

As ondas sísmicas possuem inúmeras aplicações, tanto na caracterização geomecânica do material como no estado de tensão a que está exposto. Propõe-se que, futuramente, se realizem os mesmos ensaios em ambiente subterrâneo de modo a contornar o efeito escala e também a prever o comportamento que este possui ao longo do tempo.

CAPÍTULO 7

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Ackim, M. (2011). **Development of a suitable Mine Backfill Material Using Mine Waste for a Safe and Economic Ore Production at Konkola Mine, Zambia.** University of Zambia, Department of Mining Engineering.
2. Ahmadov, R. (2011). **Microtextural, Elastic and Transport Properties of Source Rocks.** PhD Thesis in Geophysic Engineering, Stanford University, p.115.
3. Armelin, J. (2010). **Medição de Tensões In Situ em Maciços Rochosos e Estruturas de Betão.** Tese de Doutoramento em Engenharia Civil e Ambiental. Universidade de Tecnologia, Brasília, pp.73.
4. Assef, M. R. & Najibi, A. R. (2013). **The effect of confining Pressure on Elastic Wave Velocities and Dynamic to Static Young's Modulus Ratio.** Geophysics, Vol. 78, pp.3.
5. Assef, M. R. & Najibi, A. R. (2014). **Prediction of Seismic-Wave Velocities in Rock at various Confining Pressure based on Unconfined data.** Geophysics, Vol. 79, pp.4.
6. Belem, T. & Benzaazoua, M. (2004). **An Overview on the use of paste backfill technology as a ground support method for cut-and-fill mine.** Proceedings of the 5th Int. Symp. on Ground support in Mining and Underground Construction, pp.637-650.
7. Belem, T. & Benzaazoua, M. (2007). **Design and Application of Underground Mine Paste Backfill Technology.** Geotech Geol Eng (2008), vol.26, pp.147-174.
8. Belem, T., Benzaazoua, M. & Bussière, B. (2000). **Mechanical behaviour of cemented paste backfill.** Montréal 2000: 53e conférence de la société canadienne de géotechnique, pp.373-380.
9. Belem, T., Harvey, A, Sion, R. & Aubertin, M. (2004). **Measurement and Prediction of Internal Stresses in an Underground Opening during its Filling with Cemented Fill.** Proceedings of the 5^o Int. Symp. on Ground support in Mining and Underground Construction, pp. 619-630.
10. Brady, B. & Brown, E. (2005). **Rock Mechanics for underground mining.** 3^oedição, Springer Science e Business Media, Inc. 5^o International Conference on clean technologies for the mining Industry, vol.1, Santiago-Chile, pp.343-352.
11. Brinson, H.F. & Brinson, L.C., (2008). **Polymer Engineering Science and Viscoelasticity.** Springer, pp.68.
12. Carvalho, J. (2014). **Variação da Resistência e da Deformabilidade do Enchimento com o Tempo.** MS Thesis in Mining and Geologic Engineering, Instituto Superior Técnico, Universidade Técnica de Lisboa.
13. Corson, D. (1971). **Field evaluation of Hydraulic Backfill Compaction at the Lucky Friday Mine.** Report of investigation 7546, U.S. Bureau of Mines, Washington, D.C.

14. Costa e Silva, M. (1989). **Entulhamento Mineiro em Jazigos Muito Inclinados e Pouco Espessos**. Tese de Mestrado em Mecânica dos Solos, Faculdade de Ciências e Tecnologia, Universidade Nova de Lisboa.
15. Costa e Silva, M., Falcão Neves, P., (2012). **Utilização de rejeitados de mina como elementos estruturais e de sustentabilidade nas explorações subterrâneas. 5ª Jornada Iberoamericana. Meio Ambiente Subterrâneo: Geotecnia Subterrânea**. MASYS 2012-1 Ministério de Indústria, Comercio y Trabajo de Córdoba, CYTED, pp. 386-404.
16. Cruise, M. (2014). **Trevali Reports Preliminary Economic Assessment of Caribou Zinc-Lead-Silver Mine in New Brunswick**. Report from Trevali Mining Corporation May, 13, 2014.
17. Daehnke, A., Zyl, M. & Roberts, M. (2001). **Review and Application of Stope Support Design Criteria**. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, Vol.130, pp. 985-1003
18. Diez d'Aux (2008). **Ultrasonic wave measurement through cement paste backfill**. Thesis for Master degree, University of Toronto, 2008. Masters Abstracts International, Vol.46.
19. Doherty, J. P., Hasan, A., Suazo, H. G. & Fourie, A (2015). **Investigation of Some Controllable Factors that impact the Stress State in Cemented Paste Backfill**. NRC Research Press, Canadian Geotechnical Journal, Vol.52
20. Donovan, J. (1999). **The Effects of Backfilling on Ground Control and Recovery in hin-Seam Coal Mining**. MSc Thesis Virginia Polytechnic Institute, Blacksburg, United States
21. Ercikdi, B., Yılmaz T. & Külekci G. (2014). **Strength and Ultrasonic Properties of Cemented Paste Backfill**. Ultrasonic. Elsevier, vol.54, pp.195-204.
22. Fahey, M., Helinski, M., & Fourie, A. (2011). **Development of Specimen Curing Procedures that Account for the Influence of Effective Stress during Curing on the Strenght of Cemented Mine Backfill**. Canadian Geotechnical Journal, Vol.29, pp.709-723
23. Farina, L. (2009). **Caracterização Viscoelástica por Meio de Ensaio de Fluência Ruptura por Fluência de Compósitos Poliméricos de Matriz de Resina Epoxídica e Dibra de Carbono**. Tese para obtenção do grau de Mestre em ciências dos Materiais, São Paulo, Brasil, pp.18.
24. Fjaer, E., Holt, R., Horsrud, P., Raaen, A. & Risnes, R. (2008). **Petroleum Related Rock Mechanics**. 2nd Edition Elsevier, Petroleum Science Vol.53.
25. Galaa, A., Thompson, B., Grabinsky, M. & Bawden, W. (2011). **Characterizing Stifness development in hydratating mine backfill using ultrasonic wave measurements**. Canadian Geotechnical Journal, Vol.48, pp.1174-1187
26. Goodman, E., (1989). **Introduction to Rock Mechanics**. New York: John Wiley Sons, pp. 562.
27. Grades Z., (2009). **Systematic Selection and Application of Backfill in Underground Mines**. University Geowissenschaften, Germany, pp.18.

28. Hassani, F. & Archibald, J. (1998). **Mine backfill**. pp. 263.
29. Hassani, F., Ouellet, J. & Servent, S. (2001). **In Situ Measurements in a paste backfill: Backfill and Rock Mass Response in the context of Rockburst**. Proceedings of the 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, pp.165-175.
30. Helinski, M., Fourie, A. & Fahey M. (2010). **Behaviour of Cemented Paste Backfill into Mine Stopes: Measurements and Modeling**. Proceedings of the 9^o International Seminar on Paste and Thickened Tailings, pp. 313-322.
31. Helinski, M., Fourie, A., Fahey, M. & Ismail, M. (2007). **Assessment of the self-desiccation process in cemented mine backfills**. Canadian Geotechnical Journal, Vol.44, pp.1148-1156.
32. Hoek, E. & Brown, E. (1986). **Underground excavations in Rock**. Taylor & Francis, 1980, pp.123.
33. Hudson, J. A. & Harrison, J. P. (1997). **Engineering Rock Mechanics: An introduction to the Principles**. Pergamon Press pp. 444.
34. Hughes, P. (2008). **Performance of Paste Fill Fences At Red Lake Mine**. PhD Thesis in Civil Engineering, University of British Columbia, Vancouver.
35. Ishikawa, M. & Matsumoto, Y. (2014). **Effect of fluid H²O on compressional wave velocities in quartz aggregate up to 500°C at 0,5 GPa**. Earth, Planets and Space 2014.
36. Kandiah, P. (2008). **Load-Deformation Characteristics of Mine fills with Particular Reference to Arching and Stress Developments**. PhD thesis, James Cook University, Australia
37. Knutsson, S. (1981). **Stresses in the hydraulic Backfill from Analytical Calculations and in situ measurements**. Conference on the Application of Rock Mechanics to Cut and Fill mining, Institution of Mining, Institution of Mining and and Metallurgy, pp. 261-268.
38. Kolsky, H. (1963). **Stress waves in solids**. Brown University, Providence, Rhode Island, U.S.A, pp. 88-110.
39. Kray L., Westman, E., Swason, P. & Karfakis, M. (2008) **Three-dimensional time-lapse velocity tomography of an underground longwall panel**. Virginia Tech, Blacksburg.
40. Lee, C., Lau, C., Kwong, A., Pang, P. Yin, J. & Yue Z. (2001). **Soft Soil Engineering**. Geotechnical division, The Hong Kong Institution of Engineers.
41. Lee, J. & Santamarina, J. (2005). **Bender Elements: Performance and Signal Interpretation**. Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering, vol.131, pp.9.
42. Loureiro. B. (2006). **Enchimento e Serviços**. Relatório de Estágio, Somincor-Sociedade Mineira de Neves Corvo, S.A.

43. Luxbacher, D. & Westman, E. (2008). **Seismic Tomography, an Ideal but Immature Tool for Coal Bump Prediction**. 27th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, pp.6.
44. Maia, J., Figuiras, H., Nunes, S., Lage, A., Félix, C. & Figuiras, J. (2012). **Avaliação a corrosão em cabos de pré-esforço com base na Resistência Elétrica**. National Meeting in Concrete Structure, Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.
45. Marchinyshyn, K. Pakalnis, R. Dunbar, S. & Vongpasial, S. (1997). **Sill Mat Design**. CIM Annual General Meeting, May 1999; Edmonton, Alberta.
46. Marston, A. (1930). **The Theory of External Loads on Closed Conduits in the Light of Latest Experiments**. Bulletin N°96, Iowa Engineering Experiment Station, Ames, Iowa.
47. Mason, I.M. 1981. **Algebraic reconstruction of a twodimensional velocityinhomogeneity in the High Hazles Seam at Thoresby Colliery**. Geophysics, vol.49 pp.298-308.
48. Mitchell, J. (1991). **Sill Mat Evolution Using Centrifuge Models; Mining Science and Technology**. Vol.13, pp. 70-74
49. Peng, S. & Chiang, S. (1983). **Longwall mining**. New York: Wiley; 1983.
50. Pirapakaran, K. (2008). **Load-deformation characteristics of Minefills With Particular Reference to Arching and Stress development**. PhD Thesis, James Cook University.
51. Potvin, Y. Thomas, E. & Fourie, A. (2005). **Handbook on Mine Fill**. Australian Centre for Geomechanics, pp.179
52. Revell B. & Saisbury D., (2007). **Advancing Paste Fill Bulkhead Design Using Numerical Modeling**. Minefill 2007 – 9^o International Symposium on Mining with Backfill; Montreal, Canada.
53. Sheory, R. (1994). **A Theory for in Situ Stresses in Isotropic and Transversely Isotropic Rock**. International Rock Mechanics Journal, Vol.31, pp.23-34.
54. Silva, S. (2010). **Definição de Ábacos de Risco de Liquefacção em Velocidades de Ondas Sísmicas para Resíduos Siltosos com Recurso a Ensaios Triaxiais com Bender Elements**. Msc Thesis Dissertação de in Civil Engineering, Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.
55. Stone, R. (1993). **The Optimization of Mix Designs for cemented rockfill**. Minefill 1993. 5^oSymposium of Mining with Backfill Johannesburg, SAIMM, 249-253.
56. Tauta, J., Alvarez, J. & Ortiz, O. (2012). **A procedure To Calibrate And Perform The Bender Element Test**. Medellin Dyna, vol. 176, pp.10-18.
57. Tavares, R. (2010); **State-of-Art sobre o Controlo da Fendilhação devido a Deformações Impostas**. Dissertação de in Civil Engineering, Instituto Superior Técnico, Universidade de Lisboa.
58. Terzaghi K., (1943). **Theoretical Soil Mechanics**. New York-John Wiley & Sons.

59. Tesarik, D., Seymor D., & Yanske T. (2009). **A Long-Term Stability of a Backfilled Room-And-Pillar Test Section at the Buick Mine, Missouri, USA.** NIOSH-Spokane Research Laboratory, 315.

60. Thompson, B., Bawden, W. & Grabinsky, M. (2012); **In situ Measurements of Cemented Paste Backfill at the Cayelli Mine.** Canadian Geotechnical Journal, Vol. 49, 755-772

61. Veenstra, R. (2013); **A design Procedure for Determining the In Situ Stresses of Early Age Cemented Paste Backfill.** PhD Thesis in Mining Engineering, University of Toronto, Canada.

62. Wang, Q., S. Ji, Salisbury , H., Xia, B., Pan, M. & Xu, Z. (2005) **Pressure dependence and anisotropy of P-wave velocities in ultrahigh-pressure metamorphic rocks from the Dabie–Sulu orogenic belt (China): Implications for seismic properties of subducted slabs and origin of mantle reflections.** Tectonophysics, Vol.398, pp.67–99.

63. Yumlu, M. & Guresci, M. (2007). **Paste Backfill Bulkhead Monitoring – A Case Study from Innet’s Cayeli Mine, Turkey.** Proceedings of Minefill 2007. Montreal, Quebec.

64. Zhu Z. (2002). **Analysis of Mine Behaviour and Stability.** Department of Mining, Metals and Materials Engineering, McGill University, Montreal, Canada.

65. Zivor R., Vilhelm, J., Rudajev, V. & Lokajíček T. (2011). **Measurements of P-na S-Wave Velocities in a Rock Massif and its use in Estimating Elastic Moduli.** Institute of Geology, Academic of Sciences da República checa, Vol.8, 2 (162).

66. www.alabamaquake.com

67. www.astm.org

68. www.geokon.com

69. www.olgakrelin.com

ANEXO A - DADOS REGISTRADOS PARA A PRIMEIRA MONTAGEM

Tempo de cura (h)	Tempo Registrado (μ s)					LVDT (μ m)		Carga (kN)	Tempo corrigido (μ s)				Velocidade (m/s)				
	V1	C1	V2	C2	SS	Int.	Tampa		V1	D1	V2	D2	V1	D1	V2	D2	SS
42	46,05	79,02	48,69	81,32	47,12	0	0	10	46,03	78,99	48,64	80,82	1645,04	1635,89	1643,68	1636,62	286,50
44	46,01	79,02	48,69	80,74	47,12	1	7		45,99	78,99	48,64	80,24	1646,49	1635,88	1643,74	1648,37	286,48
45	45,94	78,80	48,66	80,43	47,12	1	4		45,92	78,77	48,61	79,93	1649,01	1640,45	1644,80	1654,72	286,48
46	45,78	78,61	48,56	80,14	42,34	2	10		45,76	78,58	48,51	79,64	1654,77	1644,41	1648,21	1660,70	318,80
47	45,73	78,54	48,51	80,00	40,34	7	11	38	45,71	78,51	48,45	79,50	1656,49	1645,84	1649,84	1663,57	334,48
48	45,69	78,44	48,38	79,95	40,34	19	255		45,67	78,41	48,32	79,45	1657,70	1647,85	1654,07	1664,52	334,18
49	45,68	78,37	48,36	79,95	38,50	19	306		45,66	78,34	48,30	79,45	1658,08	1649,32	1654,80	1664,52	350,16
50	45,62	78,34	48,36	79,95	38,50	27	324	58	45,60	78,31	48,30	79,45	1660,11	1649,89	1654,67	1664,46	349,95
51	45,61	78,34	48,36	79,94	38,50	28	331		45,58	78,31	48,30	79,44	1660,47	1649,88	1654,69	1664,66	349,92
52	45,57	78,32	48,36	79,94	38,50	28	334		45,54	78,29	48,30	79,44	1661,94	1650,30	1654,73	1664,66	349,92
53	45,52	78,22	48,36	79,76	38,37	28	336		45,49	78,19	48,30	79,26	1663,79	1652,41	1654,77	1668,42	351,11
70	44,96	77,39	47,80	79,39	37,46	28	348		44,93	77,36	47,72	78,89	1684,84	1670,14	1674,89	1676,20	359,64
71	44,96	77,39	47,80	79,39	37,46	28	348		44,92	77,36	47,72	78,89	1684,85	1670,14	1674,93	1676,20	359,64
72	44,94	77,28	47,71	78,82	37,42	49	475	96	44,90	77,25	47,63	78,32	1685,16	1672,35	1677,69	1688,16	359,46
73	44,92	77,28	47,69	78,82	37,39	51	489		44,88	77,25	47,60	78,32	1685,88	1672,34	1678,40	1688,14	359,70
76	44,80	77,21	47,69	79,16	37,31	53	498		44,76	77,18	47,60	78,66	1690,41	1673,84	1678,48	1680,88	360,41
97	44,18	76,40	47,14	77,78	36,26	56	517		44,13	76,37	47,03	77,28	1714,49	1691,56	1698,92	1710,68	370,77
99	44,14	76,13	47,04	77,66	36,26	84	667	173	44,09	76,10	46,92	77,16	1715,45	1697,35	1702,03	1713,10	369,99
100	44,13	76,08	47,02	77,64	36,19	99	726		44,08	76,05	46,90	77,14	1715,52	1698,35	1702,48	1713,43	370,30
115	43,80	75,58	46,66	78,06	35,97	109	772		43,74	75,55	46,53	77,56	1728,52	1709,51	1716,08	1704,13	372,28

Tempo de cura (h)	Tempo Registrado (μs)					LVDT (μm)		Carga (kN)	Tempo corrigido (μs)				velocidade c/ distância (m/s)				
	V1	C1	V2	C2	SS	Int.	Tampa		V1	D1	V2	D2	V1	D1	V2	D2	SS
118	43,73	75,36	46,60	77,54	35,92	147	1045	212	43,67	75,33	46,46	77,04	1730,48	1714,20	1717,61	1715,27	371,74
123	43,60	75,34	46,50	77,06	35,84	164	1107		43,54	75,31	46,36	76,56	1735,35	1714,52	1721,17	1725,82	372,10
126	43,48	75,31	46,50	77,06	35,30	174	1128		43,42	75,28	46,35	76,56	1739,98	1715,13	1721,08	1725,74	377,51
139	43,48	75,00	46,30	76,92	35,06	176	1128		43,41	74,97	46,14	76,42	1740,19	1722,20	1729,07	1728,87	380,03
140	43,30	74,98	46,27	76,92	35,06	215	1306	250	43,23	74,95	46,11	76,42	1746,55	1722,36	1729,39	1728,56	378,92
146	43,18	74,76	45,99	76,46	34,86	215	1320		43,11	74,73	45,82	75,96	1751,54	1727,43	1740,23	1738,96	381,10
147	43,18	74,76	45,99	76,46	34,83	215	1320		43,11	74,73	45,82	75,96	1751,56	1727,43	1740,27	1738,96	381,42
148	43,10	74,76	45,98	76,75	34,86	215	1354	288	43,03	74,73	45,81	76,25	1754,83	1727,43	1740,69	1732,39	381,10
162	42,99	74,48	45,80	76,74	34,66	247	1391		42,91	74,45	45,61	78,24	1758,87	1733,67	1747,49	1732,37	382,37

O enunciado desta experiência levou a cabo a consideração de:

- i. Um valor de distância horizontal $H1 = 10,4770$ cm e $H2 = 10,6400$ cm;
- ii. Tempo de atraso inicial e final descrito na tabela:

a. $t_{atraso}^{inicial} - t_{atraso}^{final}$

	$t_{atraso}^{inicial}$	t_{atraso}^{final}
V1	0,00	0,08
V2	0,11	0,30
C1	0,50	0,60
C2	0,20	0,30

ANEXO B - DADOS REGISTRADOS PARA A SEGUNDA MONTAGEM

Tempo de cura (h)	Tempo Registrado (μ s)					LVDT (μ m)		Carga (kN)	Tempo corrigido (μ s)				Velocidade (m/s)				
	V3	C3	V4	C4	S	B	C		V3	C3	V4	C4	V3	D3	V4	D4	SS
43	49,08	76,03	49,08	74,42	66,09	0	0	0,5	49,05	76,03	49,05	74,42	1631,08	1637,34	1635,97	1641,46	302,62
44	49,05	76,03	49,03	74,42	66,09	1	1		49,02	76,03	49,00	74,42	1632,08	1637,33	1637,64	1641,45	302,60
45	49,04	76,00	49,00	74,41	66,09	2	2		49,01	76,00	48,97	74,41	1632,41	1637,97	1638,64	1641,66	302,59
46	48,95	75,98	48,98	74,38	66,09	2	2		48,92	75,98	48,95	74,38	1635,43	1638,40	1639,33	1642,33	302,59
47	48,80	75,67	48,96	73,96	66,09	12	19	2	48,77	75,67	48,93	73,96	1640,12	1644,97	1639,81	1651,56	302,33
47	48,80	75,67	48,94	73,92	66,09	12	19		48,77	75,67	48,91	73,92	1640,13	1644,97	1640,49	1652,46	302,33
48	48,75	75,67	48,90	73,86	65,89	12	19		48,72	75,67	48,87	73,86	1641,84	1644,97	1641,85	1653,80	303,25
49	48,74	75,64	48,90	73,86	65,89	12	19		48,71	75,64	48,87	73,86	1642,20	1645,62	1641,87	1653,80	303,25
50	48,72	75,64	48,74	73,86	65,89	12	19		48,69	75,64	48,71	73,86	1642,89	1645,62	1647,29	1653,80	303,25
51	48,72	75,63	48,73	73,85	65,69	16	20	3	48,69	75,63	48,70	73,85	1642,89	1645,83	1647,57	1653,99	304,16
66	48,24	75,08	48,22	73,49	65,69	26	32		48,20	75,08	48,18	73,49	1659,32	1657,79	1665,11	1662,00	303,97
68	48,14	75,04	48,16	73,29	65,69	28	34		48,10	75,04	48,12	73,29	1662,77	1658,65	1667,19	1666,52	303,94
70	48,04	75,00	48,06	73,03	65,69	28	34		48,00	75,00	48,02	73,03	1666,28	1659,54	1670,71	1672,45	303,94
71	47,90	74,39	47,88	72,79	63,89	40	54	5	47,86	74,39	47,84	72,79	1670,76	1672,97	1676,76	1677,86	312,19
93	47,46	73,56	47,42	72,17	62,69	50	58		47,40	73,56	47,36	72,17	1686,66	1691,81	1693,32	1692,18	318,10
94	47,46	73,55	47,41	72,17	62,69	52	58		47,40	73,55	47,35	72,17	1686,68	1692,04	1693,66	1692,16	318,10
97	47,45	73,38	47,40	72,00	59,98	56	62		47,39	73,38	47,34	72,00	1687,02	1695,93	1694,00	1696,12	332,41

Tempo de cura (h)	Tempo Registrado (μ s)					LVDT (μ m)		Carga (kN)	Tempo corrigido (μ s)				Velocidade c/ distância (m/s)				
	V3	C3	V4	C4	S	B	C		V3	C3	V4	C4	V3	D3	V4	D4	SS
99	47,08	73,01	47,06	71,58	57,29	96	82	9	47,02	73,01	47,00	71,58	1699,91	1704,35	1705,44	1705,71	347,67
100	46,96	73,00	46,94	71,38	57,28	100	86		46,90	73,00	46,88	71,38	1704,20	1704,55	1709,75	1710,45	347,66
101	46,95	72,95	46,91	71,36	57,17	102	88		46,89	72,95	46,85	71,36	1704,54	1705,70	1710,82	1710,91	348,29
102	46,94	72,95	46,90	71,36	57,32	102	89		46,88	72,95	46,84	71,36	1704,91	1705,69	1711,21	1710,91	347,37
103	46,89	72,95	46,85	71,36	56,87	102	90		46,83	72,95	46,79	71,36	1706,73	1705,68	1713,06	1710,91	350,10
104	46,84	72,74	46,80	71,36	56,87	104	90		46,78	72,74	46,74	71,36	1708,58	1710,60	1714,87	1710,89	350,10
113	46,83	72,74	46,79	71,26	56,77	106	91		46,76	72,74	46,72	71,26	1709,12	1710,59	1715,40	1713,27	350,70
114	46,83	72,67	46,77	71,26	56,57	106	91		46,76	72,67	46,70	71,26	1709,13	1712,24	1716,15	1713,27	351,94
114	46,81	72,56	46,77	71,26	56,47	106	91		46,74	72,56	46,70	71,26	1709,88	1714,84	1716,16	1713,27	352,56
115	46,80	72,56	46,75	71,26	56,47	106	91		46,73	72,56	46,68	71,26	1710,27	1714,84	1716,92	1713,27	352,56
118	46,66	72,56	46,70	71,16	55,26	136	122	212	46,59	72,56	46,63	71,16	1714,81	1714,56	1718,18	1715,41	359,72
119	46,65	72,55	46,61	71,16	55,26	140	126		46,58	72,55	46,54	71,16	1715,11	1714,76	1721,44	1715,37	359,65
120	46,62	72,33	46,57	71,12	55,26	144	130		46,55	72,33	46,50	71,12	1716,15	1719,94	1722,86	1716,30	359,57
121	46,55	72,32	46,51	71,11	55,26	152	142		46,48	72,32	46,44	71,11	1718,50	1720,08	1724,94	1716,46	359,36
138	46,51	72,32	46,51	71,06	55,06	166	154		46,42	72,32	46,42	71,06	1720,11	1719,97	1725,03	1717,54	360,44
139	46,51	72,32	46,51	71,06	54,86	166	154		46,42	72,32	46,42	71,06	1720,14	1719,97	1725,05	1717,54	361,76
140	46,48	72,12	46,45	70,86	54,86	206	193	250	46,39	72,12	46,36	70,86	1720,43	1724,39	1726,44	1722,02	361,05
143	46,35	72,06	46,33	70,86	53,96	208	196		46,26	72,06	46,24	70,86	1725,27	1725,80	1730,95	1722,00	367,01
145	46,28	71,96	46,26	70,46	53,96	216	207		46,19	71,96	46,17	70,46	1727,68	1728,10	1733,43	1731,70	366,81
147	46,28	71,96	46,25	70,46	53,96	224	209		46,19	71,96	46,16	70,46	1727,70	1728,08	1733,69	1731,63	366,77
150	46,22	71,76	46,11	70,26	53,86	258	237	288	46,13	71,76	46,02	70,26	1729,41	1732,65	1738,30	1736,24	366,93
163	46,07	71,66	46,10	70,16	52,96	266	242		45,97	71,66	46,00	70,16	1735,24	1735,02	1738,81	1738,64	373,07

O enunciado desta experiência levou a cabo a consideração de:

- i. Um valor de distância horizontal $H_1 = 9,5370$ cm e $H_2 = 9,2100$ cm;
- ii. Tempo de atraso inicial e final descrito na tabela:

a. $t_{atraso}^{inicial} - t_{atraso}^{final}$

	$t_{atraso}^{inicial}$	t_{atraso}^{final}
V3	0,54	0,64
V4	0,3	0,4
C3	0,20	0,20
C4	0,50	0,50