



INSTITUTO SUPERIOR TÉCNICO
Universidade Técnica de Lisboa

**Optimização do sistema de suporte por cabos da
Mina de Neves-Corvo**

João Rui Sousinha Gabriel

Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em

Engenharia Geológica e de Minas

Júri

Presidente: Professor Doutor António Jorge Gonçalves de Sousa

Orientadora: Professora Doutora Maria Matilde Mourão de Oliveira Carvalho
Horta Costa e Silva

Vogal: Professora Doutora Ana Paula Alves Afonso Falcão Neves

Outubro, 2012

Agradecimentos

Quero agradecer às várias pessoas e entidades sem as quais o presente trabalho não teria sido possível:

À minha orientadora, Professora Matilde Costa e Silva, pelos conhecimentos transmitidos e apoio constante no desenvolvimento desta dissertação;

À Somincor, pela oportunidade de desenvolver este trabalho, nomeadamente ao Eng.º José Lobato. Gostaria também de agradecer ao Departamento de Mecânica da Rochas, designadamente ao Eng.º Rodolfo Machado pela sua disponibilidade e transmissão de conhecimentos. Um agradecimento especial ao Eng. Hugo Brás pela amizade, pelos ensinamentos e pelo apoio constante em todas as tarefas deste trabalho. Agradeço também à equipa do Laboratório de Mecânica das Rochas pela ajuda ao longo dos trabalhos laboratoriais, em especial ao técnico António Sousa;

Aos Professores do Departamento de Minas, do Instituto Superior Técnico, pela amizade e ensinamentos demonstrados ao longo do percurso académico;

Aos colegas e amigos que partilharam comigo este percurso e me deram apoio constante;

À minha família e a todos os meus amigos pela motivação e apoio dados;

À Ana Sofia, em especial, pelo constante apoio, confiança, carinho e força dados ao longo destes anos.

Resumo

O presente trabalho foi realizado com o intuito de analisar e contribuir para a melhoria do sistema de reforço do maciço por cabos – sustimento por cabos -, utilizado na Mina de Neves-Corvo, Portugal. A evolução e melhoria das propriedades deste tipo sustimento tem como princípio a análise de novos tipos de cabos, o uso de elementos complementares (chapas metálicas, cones e cilindros metálicos), as alterações efectuadas na composição da calda de cimento - na relação água/cimento - e a adição de novos componentes (aditivos e adjuvantes).

O conhecimento das causas associadas à variação da resistência de aderência na interface cabo/calda de cimento é fundamental no estudo do desempenho do sustimento por cabos. Através de ensaios laboratoriais - de compressão e tracção - testaram-se diferentes composições de caldas - adição de um adjuvante plastificante expansivo (Cablejet, MAPEI) e alteração da relação água/cimento - com o objectivo de estudar o seu comportamento geomecânico e a sua contribuição na eficiência do sistema de reforço.

O estudo desenvolvido permitiu, através das modificações efectuadas na composição da calda, concluir sobre a aplicabilidade das diferentes caldas de cimento em ambiente subterrâneo e verificar que o comportamento geomecânico de algumas caldas, em laboratório, foi superior ao da calda actualmente aplicada na Mina de Neves-Corvo.

Palavras-chave: Reforço do maciço, Suporte por cabos, Resistência de aderência, Argamassas.

Abstract

OPTIMIZATION OF THE NEVES-CORVO MINE CABLE SUPPORT

This research was conducted with the aim of study and analyze the optimization of the rock mass reinforcement by the use of cable support, applied in Neves-Corvo Mine, Portugal. The optimization of cable support properties is related to the introduction of new bolt types, the use of complementary elements (plates, barrels and wedges) and to the modification of water/cement ratio and the addition of admixtures to the cement grout.

The comprehension of the bond strength variation is crucial to the study of the cable support performance. In this study, through the modification of the cement grout composition, adding a plasticizer and expansive admixture (Cablejet, MAPEI) and modifying the water/cement ratio, it was possible to made uniaxial compressive strength tests and pull out tests, in order to study its geomechanical behavior and contribution in enhancement of system efficiency.

The developed study allowed concluding about the underground workability of each grouts and verify that, in laboratory, the geomechanical behavior of some of those grouts was better than the actual grout, used in Neves-Corvo Mine cable support.

Keywords: rock mass reinforcement, cable support, bond strength, cement grouts.

Índice

1. Introdução	1
1.1. Enquadramento Geral	1
1.2. Objectivo e organização do estudo	3
2. Sustimento por cabos.....	4
2.1.Introdução	4
2.2. Funções	5
2.3. Tipos de cabos.....	7
2.4. Aplicação do sustimento	7
2.4.1. Método das curvas características	7
2.4.2. Métodos de aplicação	8
2.4.3. Orientação dos cabos	9
2.5. Mecanismo de transferência de carga	10
2.5.1. Diâmetro do furo.....	14
2.5.2. Ancoragem superficial.....	15
2.6. Mecanismos de ruptura do sustimento	15
2.7. Ensaio de tracção.....	17
3. Calda de cimento.....	22
3.1. Introdução	22
3.2. Propriedades da calda de cimento.....	23
3.2.1. Relação água/cimento.....	23
3.2.2. Reologia.....	26
3.2.3. Trabalhabilidade.....	27
3.2.4. Resistência à compressão	28
3.2.5. Cura e presa.....	29
3.2.6. Adjuvantes.....	30
4. Análise e optimização do sustimento por cabos da Mina de Neves-Corvo	34
4.1. Mina de Neves-Corvo	34
4.1.1. Localização	34
4.1.2.Enquadramento geológico	35
4.2. Introdução do estudo.....	35
4.2.1. Marcação de cabos.....	36
4.2.2. Furação.....	36
4.2.3. Colocação dos cabos	38

4.3. Trabalho laboratorial.....	40
4.3.1. Fabrico de caldas.....	41
4.3.2. Ensaio de consistência.....	43
4.3.3. Ensaio de resistência à compressão uniaxial (RCU).....	44
4.3.4. Ensaio de tracção.....	46
4.3.5. Verificação de vazios.....	58
4.4. Análise de resultados.....	59
5. Dimensionamento do sustimento por cabos.....	61
6. Considerações finais.....	64
6.1. Conclusões.....	64
6.2. Recomendações.....	65
8. Referências Bibliográficas.....	68
Anexo I – Tipos de cabos.....	75
Anexo II – Ensaio de resistência à compressão (RCU).....	76
Anexos III - Ensaio de tracção.....	78

Índice de figuras

Figura 2.1 - Sistema de suporte por cabos (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	4
Figura 2.2 - Funções do sustimento por cabos (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	6
Figura 2.3 - Método das Curvas Características: a) Deslocamentos nas imediações da frente de escavação de um túnel (Adaptado de Bastos, 1998); b) Interação maciço-suporte (Adaptado de Villaescusa et al., 2004).....	8
Figura 2.4 - Fases intermédias dos métodos de aplicação de cabos: (i) método do tubo respirador; (ii) método do tubo de injeção de calda; (iii) método do tubo de calda recolhido; (iv) método de introdução de calda e cabo (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	9
Figura 2.5 - Orientação de cabos (Adaptado de Barley e Windsor, 2000).....	10
Figura 2.6 - Acção do sustimento por cabos: a) sobre uma descontinuidade (Adaptado de Windsor e Thompson in Hudson, 1993); b) Zona de compressão no maciço (Adaptado de Hoek et al., 2000).....	10
Figura 2.7 - Forças actuantes no suporte por cabos: a) sobre o cabo; b) sobre a interface cabo/calda de cimento (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	11
Figura 2.8 - Variação da Resistência de aderência e distribuição de carga (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	12
Figura 2.9 - Influência do estado de tensão na resistência de aderência (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	13
Figura 2.10 - Evolução da dilatação radial com o aumento de carga sobre o sustimento (Adaptado de Hyett et al., 1992; Hutchinson e Diederichs, 1996).....	14
Figura 2.11 - Ancoragem superficial: a) Disposição dos elementos complementares; b) Cone e cilindro metálicos (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	15
Figura 2.12 - Mecanismos de ruptura do suporte por cabos: (A) escorregamento da interface coluna de cimento/maciço; (B) falha da interface cabo/calda; (C) fraca competência da calda de cimento; (D) colapso do maciço (Adaptado de Nickson, 1983).....	16
Figura 2.13 - Ensaio de tracção (Adaptado de Villaescusa e Potvin, 2004).....	17
Figura 2.14 - Influência da rigidez do confinamento na resistência de aderência (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	18
Figura 2.15 - Ensaio de tracção do tipo rotativo (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	19
Figura 2.16 - Ensaio de tracção do tipo não rotativos: (i) com restringimento do cabo; (ii) teste de tubo duplo (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	19
Figura 2.17 - Comprimento de embutimento e comprimento de embutimento crítico.....	20
Figura 2.18 - Influência do comprimento de embutimento na eficiência do sustimento por cabos (Adaptado de Windsor e Thompson in Hudson, 1993).....	20
Figura 2.19 - Comparação entre a tracção de dois cabos de aço (planos) e apenas um cabo (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	21
Figura 3.1 - Relação da resistência à compressão uniaxial e o módulo de Young com a relação água/cimento (Adaptado de Villaescusa e Potvin, 2004).....	24
Figura 3.2 - Influência da relação água/cimento na resistência de aderência (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	25
Figura 3.3 - Problemas no enchimento dos furos com calda de cimento (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	25
Figura 3.4 - Relação entre resistência à compressão uniaxial e relação água/cimento (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	28
Figura 3.5 - Resistência à compressão uniaxial dos diferentes compostos do cimento Portland (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).....	29

Figura 4.1 - Localização da Mina de Neves-Corvo (Adaptado de Gomes, 2009).....	34
Figura 4.2 - Área ocupada pela Faixa Piritosa Ibérica (Adaptado de Gomes, 2009).....	35
Figura 4.3 - Marcação de cabos: 1- Marcação na rocha; 2- Tinta (spray); 3- Vara.....	36
Figura 4.4 - Operação de furação na galeria de acesso ao desmonte (nível de perfuração superior) (Adaptado de apontamentos de Exploração de Minas).....	37
Figura 4.5 - Jumbo de furação.....	38
Figura 4.6 - Sistema de cabos aplicado: à esquerda, logo após a colocação; à direita, aspecto anterior à operação de traccionamento.....	38
Figura 4.7 - Bobina com cabos e tambor de calda de cimento.....	39
Figura 4.8 - Colocação de cabos: 1- furo com cabos; 2- rebarbadora; 3- tubo de injeção de calda de cimento.....	40
Figura 4.9 - Fiadas de cabos na galeria da mina.....	40
Figura 4.10 - Fabrico de caldas: Fluidez da calda 2 (esq.); organização das caldas após fabrico (caldas 1,2 e 3 da esquerda para a direita) (dir.).....	42
Figura 4.11 - Desmolde dos provetes cúbicos: recolha de tampas dos moldes (esq.); extracção dos provetes cúbicos através de uma pistola de ar comprimido (dir.).....	43
Figura 4.12 - Aparelho de Vicat: esquema (esq.) (Adaptado de Coutinho, 2006); aparelho utilizado em laboratório (dir.).....	43
Figura 4.13 - Ensaios de resistência à compressão: Organização dos provetes, 3 para cada tipo de calda (esq.); Equipamento de ensaio de resistência à compressão uniaxial (dir.).....	44
Figura 4.14 - Evolução dos valores médios de RCU.....	45
Figura 4.15 - Componentes do sistema: Tubos metálicos (esq.); Cabos de aço planos (dir.).....	46
Figura 4.16 - Colocação da calda e cabos de aço no tubo metálico.....	47
Figura 4.17 - Armazenamento dos provetes na câmara húmida para os ensaios de tracção.....	47
Figura 4.18 - Ensaios de tracção: 1- Chapas metálicas de apoio; 2- Macaco hidráulico; 3- Cilindro hidráulico; 4- Chapa metálica; 5- Cone e cilindro metálicos.....	48
Figura 4.19 - Medição do deslocamento dos cabos: 1- Intervalo de deslocamento; 2- Cone e cilindro metálicos; 3- Manómetro.....	48
Figura 4.20 - Historial do deslocamento do cabo durante o ensaios de tracção a 24h - Calda 1 ($R_{a/c} = 0,3$).....	50
Figura 4.21 - Ruptura dos cabos de aço nos ensaios de tracção.....	53
Figura 4.22 - Deformação do tubo metálico nos ensaios de tracção.....	53
Figura 4.23 – Evolução do factor de resistência de aderência.	55
Figura 4.24 – Efeito inconstante registado durante os ensaios devido aos deslocamentos do cabo – ensaio ao 7º dia da calda 5.....	56
Figura 4.25 - Deslocamentos dos cabos após a tracção: 1 - deslocamento do cabo traccionado; 2 - Deslocamento do cabo não traccionado.....	57
Figura 4.26 - Posição do cabo no interior da calda (esq.); Registo do deslocamento do cabo no interior da calda (dir.).....	58
Figura 4.27 - Verificação de vazios: Superfície lisa, sem vazios (esq.); Vazios interiores de pequenas dimensões (dir.).....	58
Figura 4.28 – Relação entre resistência à compressão uniaxial e o factor de resistência de aderência.....	59
Figura 4.29 - Malha de sustimento (esq.); Área tributária (dir.).....	61
Figura 4.30 - Dimensões de bloco em fatia.....	62
Figura 4.31 - Dimensões de bloco em cunha.....	62
Figura 4.32 - Exemplo de aplicação do método de dimensionamento sugerido.....	63

Índice de tabelas

Tabela 3.1– Fase principais do clínquer, cimento Portland.....	22
Tabela 4.1 - Pesagem das amostras das caldas antes e após a sua secagem em estufa.....	42
Tabela 4.2 - Parâmetros mínimos admitidos de RCU (Ground Control Management Plan da Somincor).....	45
Tabela 4.3 - Valores médios de RCU.....	45
Tabela 4.4 - Historial dos ensaios de tracção a 24h - Calda 1 ($R_{a/c} = 0,3$).....	50
Tabela 4.5 - Historial de alongamento durante o ensaios de tracção a 24h - Calda 1 ($R_{a/c} = 0,3$).....	51
Tabela 4.6 - Valores médios dos ensaios horários.....	52
Tabela 4.7 - Observações registadas nos ensaios horários.....	53
Tabela 4.8 - Valores médios dos ensaios diários.....	54
Tabela 4.9 – Observações registadas nos ensaios diários.....	56
Tabela 4.10 - Intervalos definidos para determinação do comprimento standard dos cabos.....	63

Índice de equações

Equação 2.1 – Alongamento, expresso em mm.....	18
Equação 2.2 – Alongamento, expresso em %.....	18
Equação 3.1 – Relação água/cimento.....	23
Equação 3.2 – Pressão mínima de bombagem de calda de cimento.....	27
Equação 3.3 – Resistência à compressão uniaxial.....	28
Equação 4.1 – Factor de resistência de aderência.....	54
Equação 4.2 – Volume de bloco em fatia.....	62
Equação 4.3 – Volume de bloco em cunha.....	62
Equação 4.4 – Comprimento dos cabos.....	62
Equação 4.4 – Quantidade de cabo.....	63

Lista de abreviaturas

D_i – Deformação inicial do maciço

P_{cr} – Pressão crítica do suporte

D_s – Máxima deformação do suporte

P – Carga máxima do suporte no comprimento de embutimento

A – Factor de alongamento

I - Soma do comprimento de cabo tensionado fora do provete com 1/3 do comprimento de embutimento

S – Secção nominal do cabo

C_{ap} – Carga aplicada na ruptura do cabo

d – deslocamento do cabo nos ensaios de tracção

CE – Comprimento de embutimento

CEC - Comprimento de embutimento crítico

$R_{a/c}$ – Relação água/cimento

M_a – Massa de água

V_a – Volume de água

M_c – Massa de cimento em pó

$\frac{\Delta p}{L}$ – Aumento da pressão mínima de bombagem por unidade de comprimento

μ - Viscosidade

ϕ_{int} – diâmetro interno do tubo de injeção de calda

Q – Fluxo de calda

σ_c - Resistência à compressão uniaxial

F – Força aplicada na ruptura do provete

A – Área inicial do provete

C_{ct} – Comprimento crítico teórico

V_f – Volume fatia (bloco)

l_1 e l_2 – Comprimentos laterais do bloco em fatia

e – Espessura

V_c – Volume cunha (bloco)

A_b – Área da base

h – Altura da cunha

B – Peso do bloco

FS – Factor de Segurança

E – Capacidade exigida ao suporte

$L_{standard}$ – comprimento normalizado dos cabos

Q_{cabo} – Quantidade de cabo

R – Factor de Resistência de Aderência

1. Introdução

1.1. Enquadramento Geral

A exploração dos recursos minerais teve uma grande contribuição no desenvolvimento da civilização, apesar de não ser, por vezes, suficientemente relevada. Desde sempre que o Homem se interessou pelos recursos da Terra e, feito um paralelismo com a sua história, conclui-se que a sua evolução se encontra associada a diversas Eras culturais marcadas pela utilização de um dado recurso. Inicialmente a pedra e a cerâmica, seguidamente os metais (bronze, ferro, aço) e finalmente, até aos dias de hoje, a exploração da Energia Nuclear. Estes recursos, entre outros como o carvão (Revolução industrial) e o ouro, marcam a história da humanidade e contribuem para o ser humano actual (Hartman, 1992; Hartman e Mutmansky, 2002).

Para a sua sobrevivência, o Homem iniciou a exploração de recursos minerais, utilizando-os sobretudo para tarefas como a caça e a pesca. Fruto do minério explorado pelas sociedades mineiras da época, o interesse por novos recursos foi emergindo, bem como o surgimento de novas aplicações (joalheria, construção e transacção de bens). Inicialmente, as suas explorações eram confinadas à superfície (garimpos, pedreiras), porém, a exploração subterrânea surge como hipótese de obter maior poder (económico e social). Como tal, através de caminhos (túneis) que ligavam a superfície da Terra ao minério, foram criadas as primeiras minas subterrâneas com níveis de profundidade muito inferiores aos atingidos actualmente, devido, essencialmente, à inexistência de tecnologia. Surgem, assim, as primeiras noções de suporte de escavações (Hartman, 1992).

O aperfeiçoamento e aprofundamento de conhecimentos sobre a exploração de recursos minerais, conduziu à introdução do conceito de Engenharia de Minas, que consiste na aplicação de conhecimentos de engenharia e ciência ao desenvolvimento, planeamento, produção e encerramento de uma exploração mineira (Hartman e Mutmansky, 2002).

Em meados do século XX, a Mecânica das Rochas começa a desenvolver-se, vindo a constituir-se como um importante ramo da Engenharia de Minas. É definida, segundo *US National Committee on Rock Mechanics* (1964), como: “ Uma ciência teórica, aplicada ao comportamento mecânico da rocha e do maciço rochoso; é o ramo da mecânica que estuda a resposta da rocha ou maciço rochoso aos campos de forças existentes no seu ambiente físico” (Brady e Brown, 2005).

O conhecimento do comportamento geomecânico dos diversos maciços rochosos é crucial para o estudo da estabilidade de qualquer exploração (subterrânea ou superficial). Este estudo, torna-se

complexo, uma vez que o maciço se apresenta como um meio descontínuo e anisotrópico, eventualmente heterogéneo, composto por dois tipos de elementos: a matriz rochosa e as descontinuidades.

A constante mudança do estado de tensão do maciço, resultado das acções de exploração mineira, requer que as condições de estabilidade e segurança das operações de exploração sejam restabelecidas constantemente. O suporte e o reforço do maciço, apesar de técnicas distintas, são utilizados para o controlo do comportamento em torno das escavações subterrâneas. O reforço tem como finalidade a melhoria das propriedades do maciço fazendo-o comportar-se como um meio mais competente. Por outro lado, o suporte é uma técnica que visa controlar os deslocamentos na fronteira da escavação.

O sustimento por cabos faz parte das técnicas utilizadas no reforço do maciço e foi introduzida na indústria mineira no início do século XX, e, desde então, tem evoluído de uma maneira assinalável devido sobretudo ao desenvolvimento tecnológico e à necessidade de aumentar a capacidade de suporte, associada aos métodos de exploração adoptados. A constante evolução e melhoria das propriedades deste tipo sustimento passa pela introdução de novos tipos de cabos, pelo uso de elementos complementares (chapas metálicas, cones e cilindros metálicos) e pelas alterações efectuadas na composição da calda de cimento, nomeadamente a relação água/cimento e a adição de novos componentes (aditivos e adjuvantes).

O controlo de qualidade do suporte por cabos constitui uma importante medida de segurança, visto que procura, através de diversos testes, prever o comportamento do sistema uma vez em contacto com o maciço rochoso. Estes testes/ensaio são efectuados em ambiente subterrâneo ou em laboratório e permitem quantificar diversos parâmetros associados a este tipo de sustimento, tais como: (i) a sua capacidade máxima; (ii) resistência de aderência entre cabo/calda de cimento; (iii) reologia e composição da calda (constituintes e relação água/cimento); (iv) contribuição do comprimento do suporte (v) alongamento dos cabos. O conhecimento aprofundado dos factores, que afectam a eficiência do sistema, é essencial caso se pretenda a optimização do mesmo (Windsor e Thompson *in* Hudson, 1993).

O desempenho do suporte por cabos é afectado pelas propriedades dos cabos, da calda e pelo estado de tensão do maciço. Pretende-se com este trabalho, a análise de um factor dominante na eficiência total do sistema, ou seja, o seu comportamento quando é submetido a um esforço axial (tracção). Neste sentido, é importante estudar a contribuição da resistência de aderência (na interface cabo/calda) na resposta às solicitações induzidas, testando várias composições de caldas de cimento, com a principal finalidade de se determinar a calda que conduz aos melhores resultados.

1.2. Objectivo e organização do estudo

Pretende-se analisar e otimizar, em laboratório, o sustimento por cabos actualmente utilizado na Mina Neves-Corvo, através da realização de ensaios de tracção aos sistemas de reforço com diferentes composições da calda de cimento. A alteração da relação água/cimento e a inclusão de um aditivo plastificante expansivo visam:

- a melhoria do comportamento geomecânico da calda, analisado através de ensaios de resistência à compressão uniaxial, num total de 84 ensaios distribuídos uniformemente pelas diferentes caldas;
- a análise da aplicabilidade da calda no processo de colocação de cabos no interior da mina, através da caracterização da reologia das diferentes caldas após o seu fabrico;
- o aumento a resistência de aderência na interface cabo/calda, através da realização de 60 ensaios de tracção aos cabos, distribuídos igualmente pelas caldas.

Constitui ainda um objectivo deste estudo, a optimização do dimensionamento do sustimento por cabos, por forma a evitar o seu sobredimensionamento e promover a discussão da possibilidade de introdução de novos tipos de cabos.

O estudo encontra-se dividido em duas partes fundamentais:

- Na primeira parte, posteriormente à revisão do estado da arte relativa à aplicação do sustimento por cabos, é feita a descrição do desempenho deste tipo de suporte em ambiente subterrâneo bem como todos os factores que afectam a sua acção de reforço do maciço rochoso, salientando o papel da resistência de aderência entre cabo/calda de cimento e da composição da calda de cimento.
- A segunda parte encontra-se dividida em quatro secções, com diferentes objectivos: (i) avaliação das propriedades geomecânicas (em laboratório) das caldas de cimento fabricadas e a sua aplicabilidade na mina; (ii) análise, por intermédio de ensaios de tracção, da resistência de aderência na interface cabo/calda e da capacidade total do sistema de reforço; (iii) optimização do dimensionamento do suporte por cabos através de uma folha de cálculo; (iv) discussão e recomendações para a continuação do estudo.

2. Sustimento por cabos

2.1.Introdução

Segundo Hutchinson e Diederichs (1996), o sustimento por cabos aplica-se com o objectivo de reforçar ou suportar as paredes de uma cavidade aberta em subterrâneo ou à superfície. Consiste na aplicação de um cabo flexível, constituído por um determinado número de fios de aço enrolados helicoidalmente, num furo com calda de cimento. Pressupõe a existência de um espaçamento regular entre furos definindo assim, uma área de acção (fig.2.1).

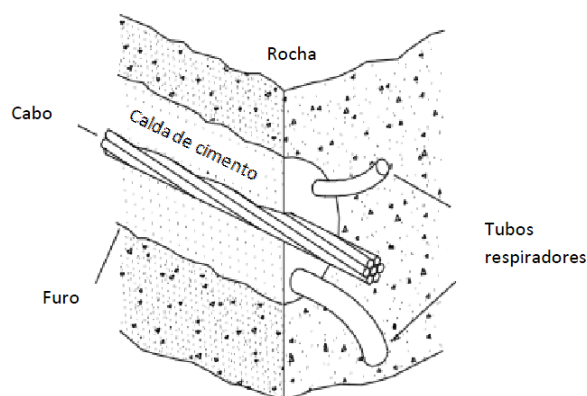


Figura 2.1 - Sistema de suporte por cabos (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

Desde o seu desenvolvimento nos anos de 1920, que a utilização de cabos se tornou um dos principais métodos de estabilização do maciço em construções subterrâneas (JunLu Luo, 1999). As primeiras aplicações envolviam frequentemente o uso de cordas introduzidas em furos com calda de cimento sendo posteriormente traccionadas (Nickson, 1992). Embora não se esperasse que o seu uso fosse melhor que a utilização de barras de ferro, as cordas tinham menor custo, eram mais flexíveis (sendo embaladas em bobina) e mais fáceis de manusear (JunLu Lou, 1999). No entanto, esta prática foi interrompida devido ao processo de desgorduramento das cordas, de modo a facilitar a sua fixação à calda de cimento, ser moroso. Optou-se então pelo uso de cabos de aço, constituídos por um fio metálico central envolvido por seis fios de menor diâmetro (Hoek *et al*, 2000).

Este tipo de sustimento foi introduzido em meados de 1963 e 1964 em minas do Canadá e da África do Sul, respectivamente (Shapkoff *et al.*, 2006). Na década de 1970 o sustimento por cabos foi introduzido nas minas metalíferas da Austrália e, nessa mesma época, deu-se um grande desenvolvimento na tecnologia de reforço do maciço, com as maiores contribuições feitas por parte de grupos mineiros da Austrália, Canadá, África do Sul e Escandinávia (Hoek *et al*, 2000; Villaescusa *et al.*, 1999). Na década de 1980, os cabos começaram a ser utilizados em minas de carvão maioritariamente como suporte suplementar em intersecções de galerias (Shapkoff *et al.*, 2006).

Actualmente, é frequente a distinção entre dois tipos de suporte com base no momento de aplicação e a duração dos mesmos. O suporte primário é colocado durante ou imediatamente após a abertura da galeria, com a finalidade de garantir a segurança do local, suportando e controlando as tensões e deslocamentos do maciço, respectivamente. A colocação de algum tipo de sustimento adicional ou secundário é requerida em situações de maior risco, seja pela baixa competência do maciço ou pelo método de exploração utilizado (Brady e Brown, 2005; Tadolini, 2009). Com a implementação de galerias com vãos de grande dimensão, o sustimento por cabos é visto como um suporte de longa duração pertencente às infra-estruturas da mina (Villaescusa e Potvin, 2004). Na maioria das minas de carvão dos Estados Unidos, é aplicado, no tecto das galerias, como sustimento complementar ao suporte primário (parafusos) (Campoli *et al.* 2009).

A escolha do sustimento por cabos em detrimento de outros suportes do mesmo tipo deve-se à flexibilidade, ao maior alcance (maior volume de rocha suportado), maior capacidade de suster carga e maior resistência ao corte em relação a suportes com o mesmo diâmetro e comprimento. Deste modo, tornou-se um sistema de suporte atractivo que proporciona melhorias na produção (controlo de diluição), na segurança e permite uma maior flexibilidade nos processos de exploração de minérios. A maior amplitude deste sustimento permite o alcance de zonas inacessíveis do maciço prevenindo a separação de grandes blocos ao longo de planos de fraqueza e, como consequência, aumentando a estabilidade da área. Não menos importante, o controlo de diluição nas paredes das galerias de exploração, reduzindo a quantidade de estéril no produto do desmonte, pode assegurar a rentabilidade da exploração (Hutchinson e Diederichs, 1996; Villaescusa e Potvin, 2004).

2.2. Funções

O suporte e o reforço do maciço são componentes essenciais de todas as escavações (subterrâneas e superficiais) e são frequentemente combinados de maneira a formar um sistema global (Windsor e Thompson *in* Hudson, 1993). Em condições específicas, como a de um maciço bastante fracturado, em que existe uma grande incerteza acerca da variação das suas propriedades geomecânicas, a execução de uma escavação torna-se um grande desafio. Neste sentido, a existência de um equilíbrio entre requisitos de segurança e produtividade é crucial, onde os elementos de suporte e reforço do maciço desempenham uma importante função (Goricki *et al.*, 2006).

Apesar de contribuírem para a sustentação de uma escavação, o suporte e o reforço distinguem-se pela acção que provocam no maciço. O suporte, por definição, é a aplicação de uma força reactiva na superfície de uma escavação (ex. rede metálica, betão projectado), enquanto que o reforço, tem como principal objectivo a melhoria das tensões do maciço (de corte ou de tracção) adjacente à escavação,

por meio de elementos estruturantes introduzidos através de furos (ex. sustimento por cabos, parafusos) (Windsor e Thompson *in* Hudson, 1993).

A acção do sustimento por cabos resulta da combinação das funções de reforço e contenção do maciço (fig.2.2). Estas visam a melhoria das suas propriedades tornando-o mais compacto e resistente, baseando-se no princípio de que um maciço rochoso contínuo (pouco fracturado) tem um comportamento geomecânico melhor que um maciço descontínuo. No caso da tensão do maciço ser insuficiente para resistir ao efeito das tensões induzidas (causadas pela abertura de uma escavação) ou se as discontinuidades estão dispostas com uma orientação pouco favorável resultando em blocos soltos, este tipo de sustimento surge como elemento eficiente de: (i) contenção, evitando a descompressão do maciço e consequente fracturação e a queda de blocos livres; (ii) reforço, prevenindo a separação e deslizamento (ao longo de planos de fraqueza) de blocos (Hutchinson e Diederichs, 1996; Brady e Brown, 2005).

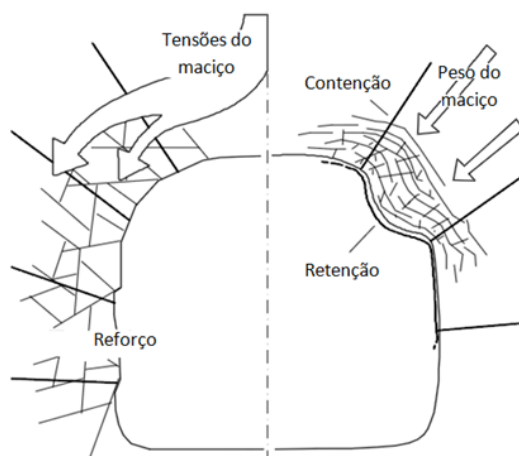


Figura 1.2 - Funções do sustimento por cabos (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

Todavia, a acção deste sustimento é limitada em maciços de baixa competência e em maciços bastante fracturados. Nestas situações, é recomendada a combinação com outros tipos de suporte como betão projectado, rede metálica, entre outros, de modo a tornar possível a retenção de rocha fracturada (blocos de menores dimensões) em redor dos cabos (Hutchinson e Diederichs, 1996). A cobertura da área com estes elementos complementares, torna-se cada vez mais importante à medida que a possibilidade de desmoronamento aumenta. Em relação à contenção, esta auxilia os elementos de retenção ligando-os a zonas estáveis do maciço. Em certas condições, essa ligação pode ser executada recorrendo a ancoragens de elevada resistência ou de maior comprimento (Bawden *et al.*, 2000).

2.3. Tipos de cabos

Da necessidade de suporte em diversos ambientes geológicos e geotécnicos, foram desenvolvidos vários tipos de cabos para suporte (Anexo I). A geometria inicial foi alterada, devido principalmente a falhas registadas nos controlos de qualidade e à sua falta de resistência em situações de mudança de estado de tensão e de rigidez do maciço. Acresce ainda o facto de que, com o crescente desenvolvimento dos métodos de desmonte, veio a necessidade de aumentar a estabilidade e segurança no ambiente subterrâneo (Hutchinson e Diederichs, 1996).

O aperfeiçoamento da geometria dos cabos de aço passa então pelo aumento da área de contacto entre cabo e calda, melhorando a resistência de aderência entre estes dois componentes do sistema. Apesar de o custo ser inferior, o cabo *standard*, actualmente, tem uma concorrência muito forte dos cabos modificados, no mercado. Esta, deve-se sobretudo ao aumento do volume de produção, à maior gama de aplicações e redução de custos totais de exploração, combinados com uma melhor eficiência do sistema de reforço.

2.4. Aplicação do sustimento

2.4.1. Método das curvas características

O método das curvas características é definido como um método analítico cuja representação gráfica relaciona a pressão radial aplicada, por um ou mais suportes, no perímetro da escavação e o deslocamento radial desse perímetro no processo de estabilização (Silva, 2004; Bastos, 1998).

O conhecimento da interacção entre os suportes aplicados e o maciço, assume um papel bastante importante no sucesso da estabilização de uma escavação. De acordo com Bastos (1998), as curvas de resposta dos terrenos apresentam, geralmente, um troço inicial rectilíneo, que reflecte o comportamento elástico do maciço (próximo da frente de escavação), e com o aumento da distância à frente, a partir de determinado ponto, inflectem para um troço não linear correspondente à plastificação do maciço. Por sua vez, a curva característica do suporte relaciona as pressões, que lhe são aplicadas pelo maciço escavado, com as deformações que lhe são impostas. Esta, é definida com base no conhecimento da rigidez do sistema e do deslocamento observado aquando da sua instalação. Deste modo, o estudo da interacção entre maciço e suporte é fundamental, uma vez que permite avaliar a eficiência dos suportes projectados e ou colocados (fig.2.3) (Silva, 2004).

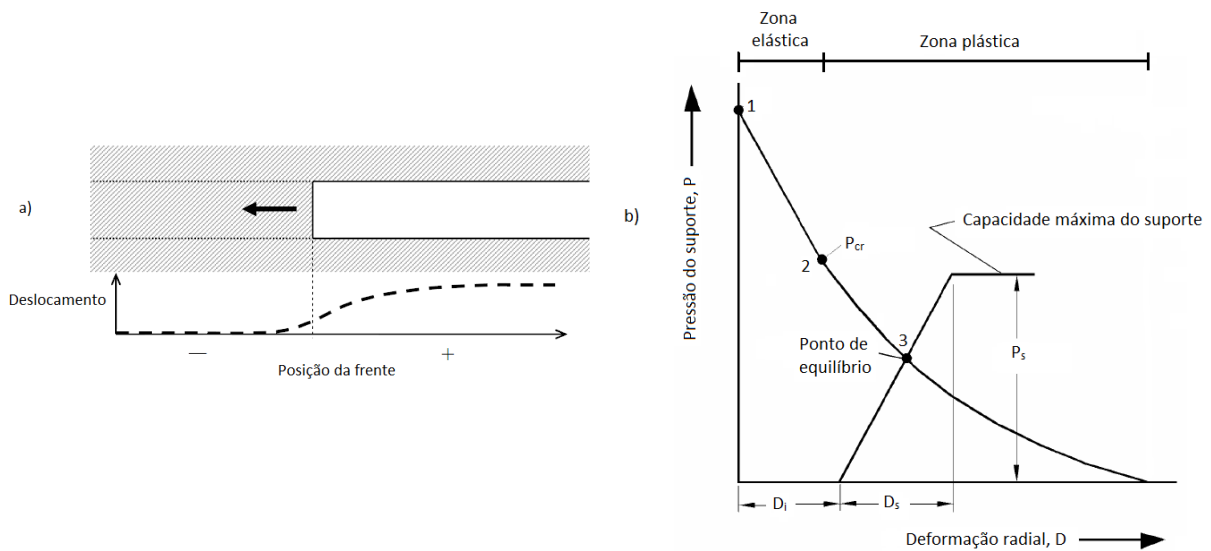


Figura 2.3 - Método das Curvas Características: a) Deslocamentos nas imediações da frente de escavação de um túnel (Adaptado de Bastos, 1998); b) Interação maciço-suporte (Adaptado de Villaescusa et al., 2004).

A distância entre a frente da escavação e os elementos de suporte ou a não colocação imediata dos mesmos permite que exista uma deformação inicial do maciço (D_i), anterior à acção de sustimento. Porém, a aplicação de suportes sem que ocorra deformação (instante 1) é possível, embora origine uma carga excessiva sobre os mesmos e, pela necessidade de elementos com maiores capacidades, conduza a maiores custos. A deformação inicial do maciço origina a mudança do seu comportamento reológico, verificada no instante 2. Uma vez colocado, o sustimento fica sujeito a tensões aplicadas pelo maciço e, conseqüentemente, inicia um processo de deformação elástica até se atingir o equilíbrio do sistema (intersecção entre a curva de reacção do suporte e a curva do maciço). A máxima deformação (D_s) está associada à carga limite do sustimento, que pode ser referente a um único elemento ou a um conjunto de suportes (Hoek *et al.*, 2000; Brady e Brown, 2005).

2.4.2. Métodos de aplicação

Existem quatro métodos de colocação de cabos no interior dos furos executados no maciço, são eles: (i) método do tubo respirador; (ii) método do tubo de injeção de calda; (iii) método do tubo de calda recolhido; (iv) método de introdução de calda e cabo (fig. 2.4). Nas duas primeiras metodologias, os tubos são anexados ao cabo de aço e previamente à injeção de calda é colocada uma tampa (cunha) na boca do furo para a certificação do preenchimento total do volume e para evitar desperdícios de calda. Os restantes métodos são descritos como variações do método do tubo de injeção, sendo que em ambos, o processo de recolha do tubo de injeção deve ser executado calmamente, de maneira a não criar vazios na coluna de calda (Hutchinson e Diederichs, 1996).

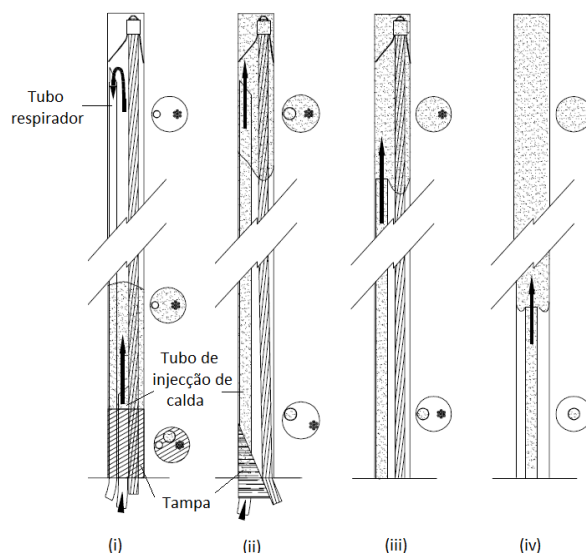


Figura 2.4 - Fases intermédias dos métodos de aplicação de cabos: (i) método do tubo respirador; (ii) método do tubo de injeção de calda; (iii) método do tubo de calda recolhido; (iv) método de introdução de calda e cabo (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

A selecção de um determinado método em detrimento dos restantes relaciona-se, essencialmente, com a orientação do furo, o tipo de cabo, as propriedades da calda de cimento e com o equipamento disponível para realizar a operação. Embora se distingam na ordem e forma de instalação dos componentes do sistema (calda e cabo), em todos os métodos deve existir uma especial preocupação com o total preenchimento do espaço entre o cabo de aço e a parede do furo. A coluna de calda de cimento é um dos componentes mais críticos deste tipo de sustimento e a existência de vazios no seu interior deve ser minimizada ao máximo, de modo a não comprometer a eficiência do reforço (Hutchinson e Diederichs, 1996; Hoek *et al.*, 2000).

2.4.3. Orientação dos cabos

Neste tipo de sustimento, os cabos ficam sujeitos a forças de tracção e de corte ou então, uma combinação das duas (fig. 2.5). Na prática, os deslocamentos ocorridos nas discontinuidades existentes no maciço são complexos e devem-se à combinação de forças de tracção e corte com possíveis movimentos de rotação e translação. A optimização do sustimento por cabos, no que diz respeito à carga induzida (devido à acção da gravidade) por um bloco livre, passa principalmente, por uma correcta orientação dos elementos de reforço. Deste modo, devem ser colocados segundo a direcção de deslocamento do bloco, com um ângulo entre 20 a 40° com a superfície de deslizamento. A avaliação total do desempenho do elemento de reforço é, então, dependente da amplitude de deslocamento do bloco e da orientação do elemento em relação ao plano de deslizamento (Littlejohn *in* Hudson, 1993; Windsor e Thompson *in* Hudson, 1993; Hutchinson e Diederichs, 1996).

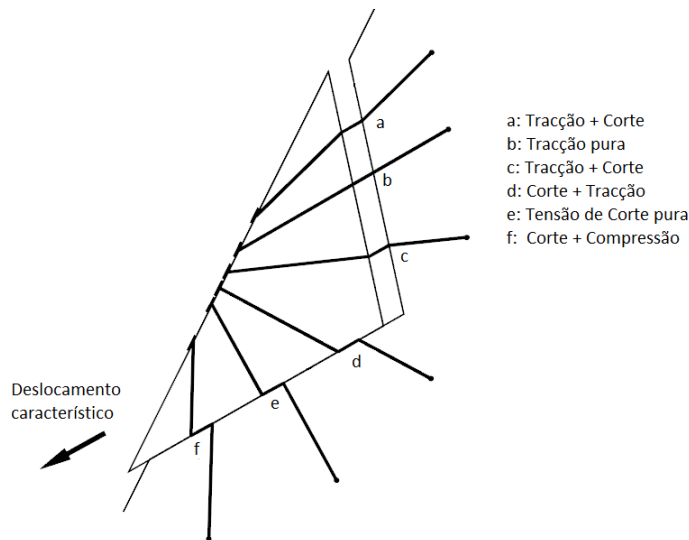


Figura 2.5 - Orientação de cabos (Adaptado de Barley e Windsor, 2000).

2.5. Mecanismo de transferência de carga

O sistema de reforço do maciço através de cabos é composto por quatro componentes principais: o maciço, cabo de aço, ambiente interno do furo (calda de cimento) e ambiente externo (chapa, cone e cilindro metálicos) (Hassel *et al.* 2006). Caracteriza-se por efectuar um sustimento através do atrito existente entre as interfaces criadas (cabo/calda/macizo) (fig. 2.6a), em que a carga é transferida do maciço para o sistema ao longo de todo o seu comprimento caso não existam falhas (vazios) no preenchimento da coluna de calda, formando uma zona de compressão (fig.2.6b) (Hutchinson e Diederichs, 1996). Deste modo, a capacidade de resistência às tensões de corte nas interfaces e a amplitude dessas tensões determinam a resposta do sustimento ao comportamento do maciço (Mould *et al.* in Villaescusa e Potvin, 2004).

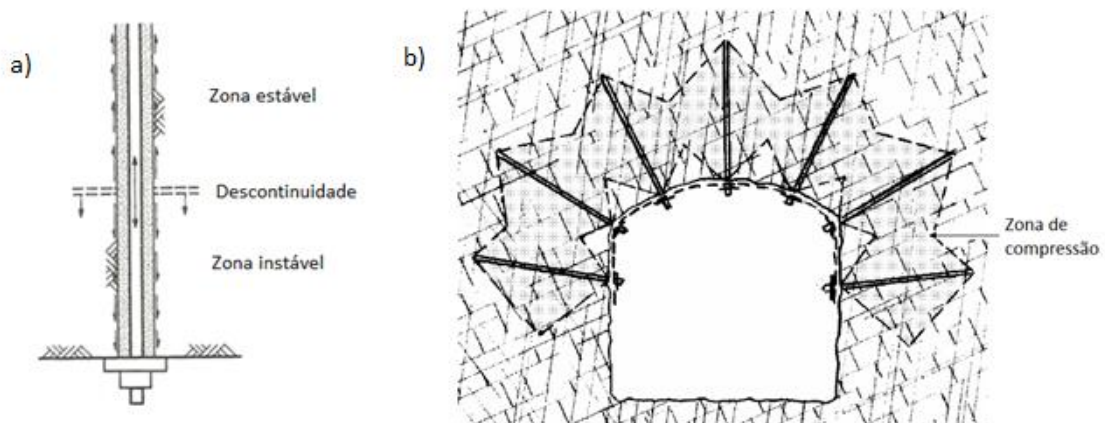


Figura 2.6 - Acção do sustimento por cabos: a) sobre uma descontinuidade (Adaptado de Windsor e Thompson in Hudson, 1993); b) Zona de compressão no maciço (Adaptado de Hoek et al., 2000).

A transferência de carga na interface cabo/calda depende maioritariamente da rugosidade da superfície do cabo, visto que, determina o grau de ligação entre os dois componentes. Num contexto mais generalizado, referente a todo o sistema, a capacidade de transferência de carga depende essencialmente do volume anelar, resistência do cimento, propriedades (geométricas e mecânicas) do cabo e rugosidade e resistência do maciço rochoso (Jalalifar, 2011).

Hyett *et al.* (1995), afirma que a causa de ruptura mais comum do sustimento por cabos envolve o deslizamento ou quebra da aderência na interface cabo/calda de cimento. Reforça ainda que, quando os cabos são sujeitos à tracção, ao dar-se o seu deslocamento axial, a resistência de corte (produto da combinação da pressão de confinamento com o coeficiente atrito entre o cabo e a calda) fica dependente da pressão e dilatação radiais a actuar sobre o sistema. Estas, são controladas por factores como as propriedades químicas e mecânicas do volume anelar (ocupado por calda), características dos cabos de aço e pelo confinamento radial do sistema. Este último, é resultante da combinação da rigidez da calda de cimento e do maciço em redor do furo (fig.2.7).

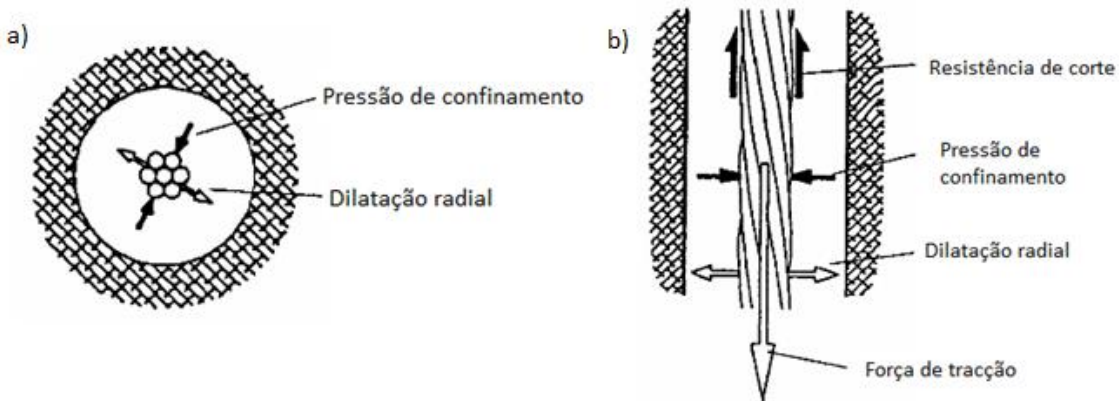


Figura 2.7 - Forças actuantes no suporte por cabos: a) sobre o cabo; b) sobre a interface cabo/calda de cimento (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

A distribuição de carga pode ser dividida em dois segmentos do sistema, com funções distintas: o comprimento de embutimento e o de ancoragem. No primeiro, o cabo suporta a carga do maciço devido à existência de um bloco (em cunha ou em fatia) sujeito à acção da gravidade. Uma vez atingida a resistência máxima de aderência entre o cabo e calda dá-se o deslizamento do bloco e as tensões de corte distribuem-se ao longo do cabo (devido à maior intensidade da carga) aumentando de zero (à superfície) até atingir um valor máximo (P), coincidente com o limite entre os segmentos do sistema. Após este pico de carga e já no domínio do comprimento de ancoragem, as tensões de corte tendem a opor-se ao deslizamento e a carga existente na zona final do sustimento é devolvida ao maciço, anulando-se assim, a tensão do sistema (fig. 2.8) (Satola, 2007).

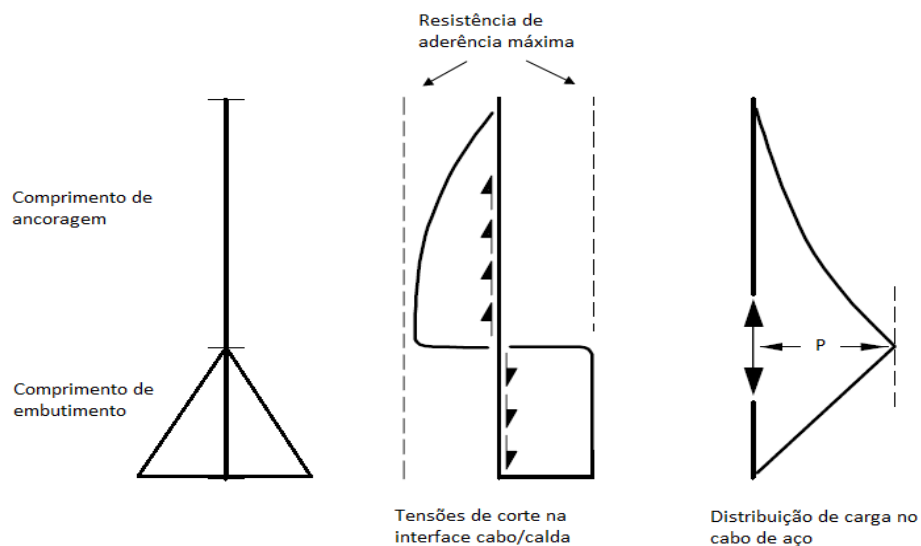


Figura 2.8 - Variação da Resistência de aderência e distribuição de carga (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

A resistência de aderência é definida, por Hutchinson e Diederichs (1996), como a oposição ao deslizamento ao longo da interface cabo/calda, por unidade de comprimento ou por unidade de área do cabo e é expressa em kN/m ou ton/m. Em prática, a relação entre a capacidade total do elemento de reforço e a resistência de aderência não é linear. Contudo, de modo a simplificar a análise e dimensionamento do sustimento, é frequente a normalização da resistência de aderência, ou seja, aumenta linearmente com o comprimento do suporte.

A resistência de aderência, durante o processo de tracção do cabo, deve-se sobretudo a factores como a adesão química, a fricção (dependente da dilatação radial e da rugosidade) e a ligação mecânica entre o cabo e a calda de cimento, sendo este último de maior importância. A acção da adesão química é considerada temporária, na medida em que é destruída ao mínimo deslizamento do cabo, uma vez que as tensões de corte induzidas ao sistema rapidamente superam as tensões de corte da calda de cimento, afectando a interface com o cabo. Quando as tensões de corte induzidas superam a capacidade máxima do sistema a adesão é anulada, restando apenas a acção da fricção e da ligação mecânica (Satola, 2007; Jalalifar, 2011).

Previamente à aplicação deste sustimento, é essencial o total conhecimento do maciço rochoso. A frequência, orientação e dimensão das descontinuidades são dados cruciais para o dimensionamento dos cabos. Neste contexto, a previsão do comportamento de um maciço muito fracturado torna-se difícil e a incerteza sobre o dimensionamento e a eficiência do elemento de reforço aumenta. A falha do sustimento pode ocorrer na interface calda/macizo dependendo da envolvente do furo. No caso de um maciço de baixa competência (ex: rochas bastante alteradas, xistos), devido ao fraco comportamento geomecânico que apresentam, a quebra do sistema tende a dar-se na interface calda/macizo. Num

cenário oposto, a ligação mecânica entre o maciço e a calda de cimento torna-se crucial à acção do sustimento sendo essencialmente dependente da pressão de confinamento sobre o sistema (Jalalifar, 2011; Goricki *et al.*, 2006; Littlejohn *in* Hudson, 1993).

O comportamento do maciço, no que diz respeito às constantes mudanças do estado de tensão (em ambiente subterrâneo), é um factor que pode ser preponderante na eficiência do sustimento, uma vez que afecta a resistência de aderência entre o cabo e calda. Com as mudanças de tensão em redor do furo (após aplicados os cabos e calda), as suas paredes tendem a contrair e a expandir caso ocorra um aumento ou diminuição dos valores das tensões, respectivamente. Uma vez em contacto com o maciço, a calda de cimento é afectada e, conseqüentemente, as condições na interface cabo/calda são alteradas. A contracção do furo pode melhorar a acção da resistência de aderência, enquanto que, caso ocorra a expansão de tensões no maciço causada, por exemplo, pela abertura de novas galerias de exploração, todas as interfaces podem falhar devido à descompressão (fig. 2.9) (Hutchinson e Diederichs, 1996).

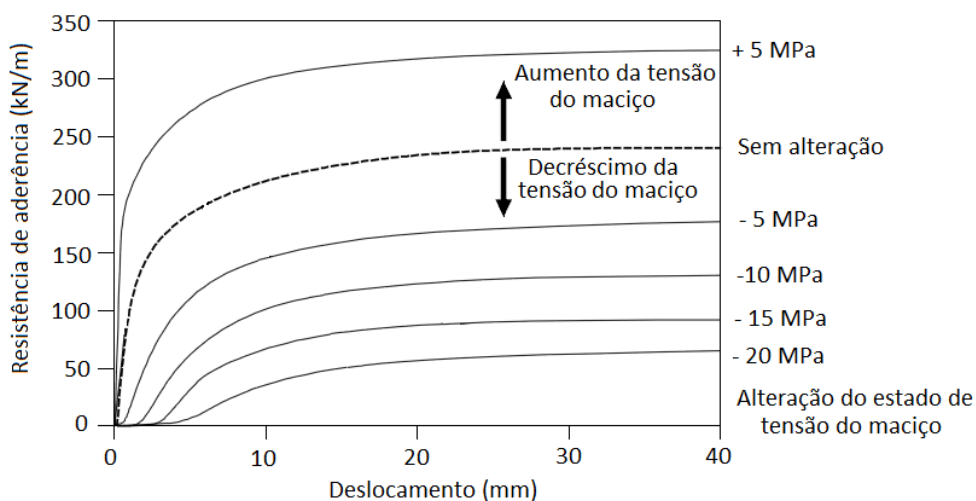


Figura 2.9 - Influência do estado de tensão na resistência de aderência (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

A resistência de aderência crítica é definida como a resistência mínima necessária ao sustimento de uma dada carga, por comprimento de embutimento unitário, tendo em conta a densidade do maciço rochoso. Por sua vez, quando o sistema é sujeito a esforços de tracção é gerada uma tensão circunferencial na calda de cimento (em redor do cabo), que resulta numa fendilhação radial. Estas fissuras reduzem a rigidez efectiva da calda bem como a amplitude da pressão radial (exercida pelo cabo), pondo em causa a acção global do suporte (fig. 2.10). Deste modo, é importante introduzir o conceito de resistência de aderência máxima, que se encontra associado ao valor mais elevado de dilatação radial, valor este que iguala a resistência à compressão da calda de cimento, causando a sua fracturação (Hutchinson e Diederichs, 1996).

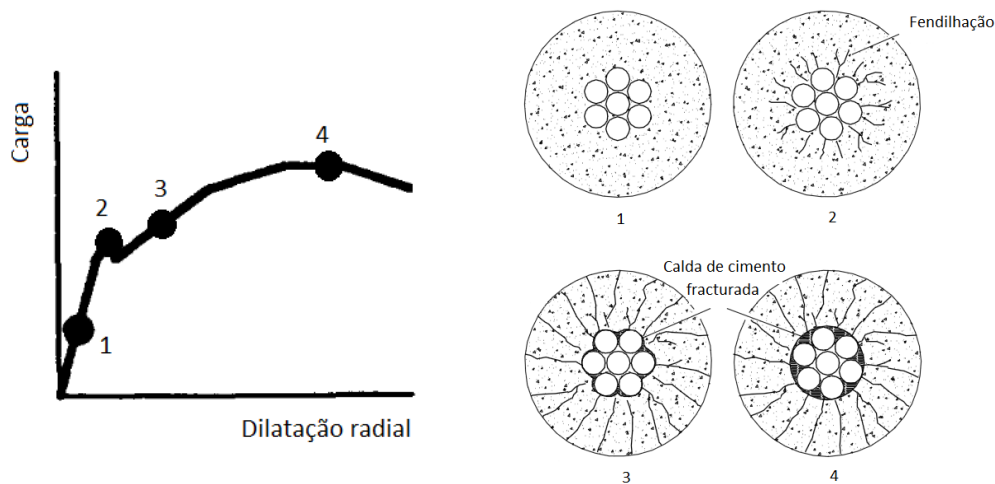


Figura 2.10 - Evolução da dilatação radial com o aumento de carga sobre o sustimento (Adaptado de Hyett et al., 1992; Hutchinson e Diederichs, 1996).

De modo a quantificar e analisar a sua “resposta” em ambientes de tensão, a realização de ensaios laboratoriais em cabos permite, ainda, auxiliar uma selecção adequada de elementos de suporte para um determinado tipo de maciço rochoso (Satola, 2007).

2.5.1. Diâmetro do furo

O diâmetro do furo é um parâmetro bastante importante para a garantia do bom funcionamento do sustimento. Deve ter uma amplitude suficientemente grande, de modo a facilitar a introdução dos elementos do suporte (tubo da calda, tubos respiradores, cabos de aço) e que resulte numa adequada quantidade de calda (volume anelar). Por outro lado, a sua pequena dimensão minimiza os custos de perfuração e de injeção de calda (ex: quantidade de cimento e água, funcionamento da bomba de injeção). O tipo de maciço e a sua estrutura também influenciam o diâmetro do furo, especialmente se este for de menor amplitude, uma vez que os fragmentos de rocha na parede do furo, devido à perfuração, podem fechá-lo, dificultando a introdução tanto dos tubos (de injeção e respiradores) como dos cabos (Hutchinson e Diederichs, 1996).

Desconhece-se a existência de uma relação entre o diâmetro do furo e o diâmetro dos cabos, porém, Rajae (1990), sugere que, o espaçamento entre a superfície lateral do cabo e a parede do furo varie entre 6 e 13 mm. Satola (2007), após vários ensaios de laboratório em que alterou o diâmetro do furo, conclui que a sua influência no comportamento do sustimento quando sujeito à tracção é mínima, em comparação com outras variáveis do sustimento.

2.5.2. Ancoragem superficial

A ancoragem e retenção superficial são obtidas através da utilização de chapas metálicas, cones e cilindros metálicos. Estes elementos auxiliam na transferência de carga do suporte para a superfície da escavação e reduzem a dependência do mesmo à resistência de aderência entre cabo e calda, melhorando o seu desempenho. O uso destes elementos é importante em situações em que se pretenda traccionar os cabos devido, sobretudo, ao deslizamento de blocos (Schmidt *et al.*, 2012).

O cilindro e o cone metálicos são dois objectos que se complementam pois a acção dos mesmos está dependente do seu encaixe. O cone metálico tem a particularidade de possuir uma superfície bastante rugosa (dentes) na região onde se dá o contacto com o cabo, evitando assim o seu deslize. A deformação do maciço fruto da alteração do estado de tensão pode contribuir para o encaixe destes dois objectos que, por sua vez, transmitem a carga para a chapa metálica. O encaixe entre o cone e o cilindro metálicos ocorre devido à descompressão do maciço, resultando na actuação de forças inversas sobre os dois elementos, ou seja, a força aplicada no cilindro é direccionada para o interior da escavação e a força aplicada no cone é direccionada para o maciço. A acção deste sistema (chapa/cilindro/cone) de ancoragem resulta numa compressão na superfície do maciço rochoso, aumentando assim a sua estabilidade (Fig. 2.11) (Thompson, 2004; Nickson, 1992; Hutchinson e Diederichs, 1996).

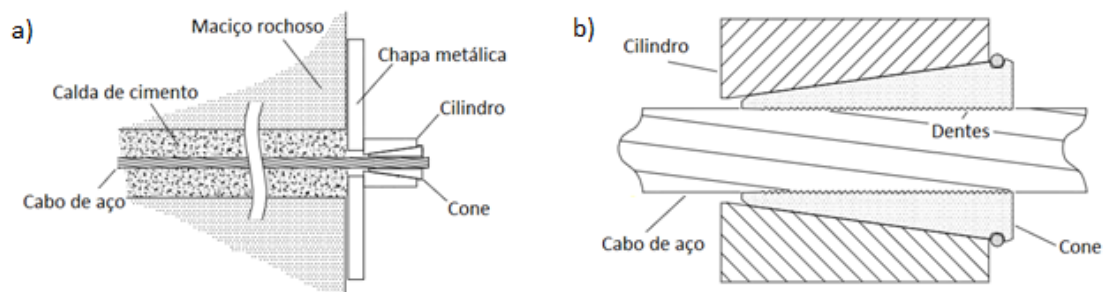


Figura 2.11 - Ancoragem superficial: a) Disposição dos elementos complementares; b) Cone e cilindro metálicos (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

2.6. Mecanismos de ruptura do sustento

Sendo uma medida de suporte e reforço do maciço rochoso bastante aplicado actualmente na indústria mineira, ao longo dos anos, a sua constante evolução permitiu à comunidade científica a identificação de factores que podem alterar a eficiência do processo, neste contexto, Shapkoff *et al.* (2006) afirma que a eficiência/acção do sistema de suporte por cabos pode ser afectada por factores externos: (i) geologia do local; (ii) presença de água; (iii) propriedades do maciço; (iv) estado de tensão (v) dimensões da escavação; (vi) factores inerentes ao próprio sistema de cabos como diâmetro dos furos, diâmetro

dos cabos, tipo de cabos e modificações nos cabos. Assim, a monitorização das escavações é essencial pois permite a recolha de informação sobre o comportamento do maciço, a comparação entre os deslocamentos observados e os previstos e a verificação da eficiência do sistema de suporte por cabos (Windsor e Thompson *in* Hudson, 1993).

Choo *et al.* (2008), sustenta que a ruptura do sistema de suporte por cabos está relacionada com: (i) as tensões máximas que os cabos suportam; (ii) o escorregamento na interface coluna de cimento/macizo (A); (iii) falhas na interface cabo/ calda de cimento (B); (iv) a fraca competência da calda de cimento (C); (v) o colapso do maciço (D) (fig. 2.12). Já Littlejohn *in* Hudson (1993) defende que, além destes mecanismos referidos, deve-se ter em consideração a grandeza e o modo de aplicação da carga (exercida pelo maciço rochoso), o período de acção dos elementos de suporte e as consequências que advêm da sua falha, de modo a que seja assegurado um factor de segurança adequado à exploração.

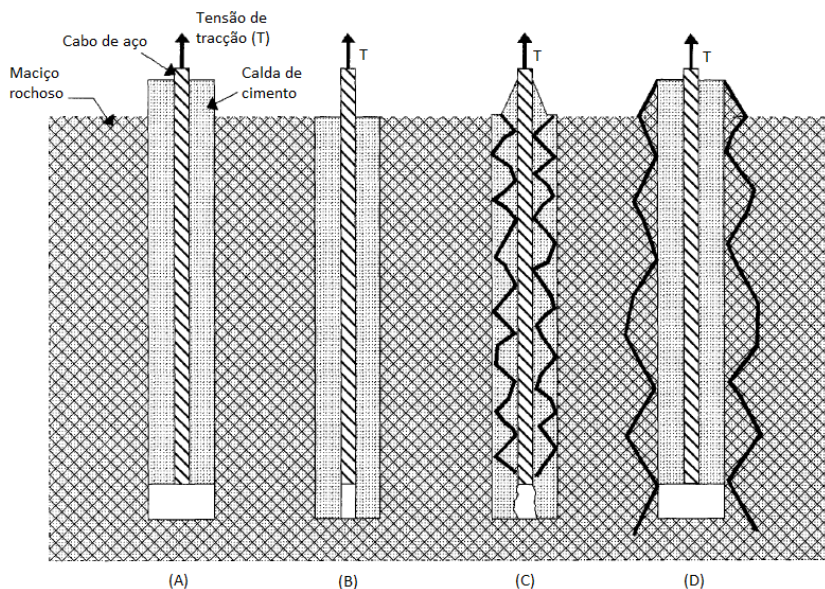


Figura 2.12 - Mecanismos de ruptura do suporte por cabos: (A) escorregamento da interface coluna de cimento/macizo; (B) falha da interface cabo/calda; (C) fraca competência da calda de cimento; (D) colapso do maciço (Adaptado de Nickson, 1983).

O fenómeno de corrosão dos elementos de reforço, quando se pretende garantir a funcionalidade do sistema a longo prazo, deve ser considerado como uma das suas principais causas de ruptura do sustimento. A corrosão pode ser definida como um processo que conduz à destruição parcial ou total de um material, neste caso um metal ou uma liga metálica, devido a reações de oxidação (químicas ou eletroquímicas) com o meio envolvente (Shapkoff *et al.*, 2006; Dias, 2010). Deste modo, em trabalhos de carácter permanente, a corrosão dos cabos ou de outro tipo de suporte de aço pode criar problemas como: (i) risco de segurança dos trabalhadores (ineficiência do sustimento); (ii) danos no equipamento devido à corrosividade do meio; (iii) impacte no desenvolvimento e produção da mina, como

consequência da definição de zonas interditas; (iv) dificuldades na reabilitação do local (Villaescusa e Potvin, 2004; Robinson e Tyler *in* Villaescusa *et al.*, 1999).

A corrosão, tanto dos cabos de aço como dos elementos complementares ao suporte (chapa, cone e cilindro metálicos) é um processo complexo que, ao actuar sobre a interface cabo/calda, diminui a sua resistência de aderência, pondo em causa a eficiência do sustimento. Villaescusa e Potvin (2004), afirma que os factores que provocam a corrosão são, entre outros: (i) existência de gases (ex: oxigénio, dióxido de carbono, gases sulfatados); (ii) presença de sal dissolvido na água; (iii) pH de água; (iv) temperatura; (v) pressão; (vi) fracturação do maciço rochoso; (vii) condutividade do tipo de rocha; (viii) quantidade e velocidade do fluxo de água; (ix) condições de humidade do local (x) presença de água com cloretos, compostos ácidos ou outro tipo de compostos agressivos. O estado de corrosão de um elemento de reforço torna-se complicado de determinar devido, sobretudo, à variação destes factores durante o tempo de vida do sustimento.

2.7. Ensaio de tracção

A execução de ensaios de tracção (em laboratório) tem a finalidade de testar e analisar a capacidade máxima do sistema a uma determinada tensão, permitindo deste modo, o estudo da acção e contribuição dos vários componentes para os resultados finais. A carga máxima que o sistema suporta, o limite de elasticidade (limite de proporcionalidade), o alongamento e os valores de carga e deslocamento são parâmetros importantes a registar e determinar durante e após estes ensaios (fig. 2.13).

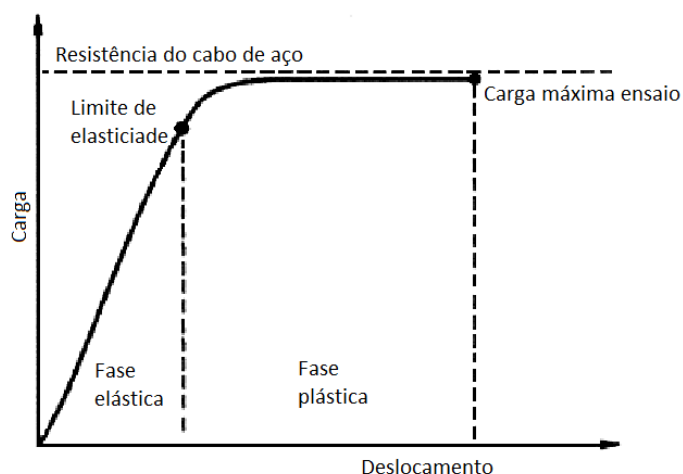


Figura 2.13 - Ensaio de tracção (Adaptado de Villaescusa e Potvin, 2004).

O alongamento corresponde à deformação do cabo, dado no sentido da aplicação da força, durante um ensaio de tracção. Neste sentido, segundo (Guimarães, 2008), o factor de alongamento (A), expresso em comprimento (mm), de um cabo para uma carga aplicada (C_{ap}) é dado por:

$$A = \frac{C_{ap} \times I}{S \times E} \quad (\text{Equação 2.1})$$

Em que S corresponde à secção nominal de um cabo (dado pela ficha técnica dos cabos, expresso em mm^2), E ao módulo de elasticidade dos cabos de aço (dado pela ficha técnica dos cabos, expresso em kN/mm^2) e I ao comprimento do provete metálico com a calda e cabo, em mm. O valor do alongamento é, frequentemente, convertido em percentagem (em relação ao comprimento de cabo embutido) para efeitos de comparação (equação 2.2). Nos cabos planos o valor do alongamento situa-se aproximadamente no intervalo entre 0,5% e 0,75% (Prim, 2010).

$$A(\%) = \frac{A(\text{mm}) \times 100\%}{\text{Comprimento de embutimento (mm)}} \quad (\text{Equação 2.2})$$

Embora as condições de ensaio sejam diferentes, estes são realizados com o intuito de serem comparados com os testes em campo. Contudo, a comparação de resultados é complexa, devido sobretudo às diferenças de procedimentos de tracção e de componentes do sistema (condições de confinamento) (Hyett *et al.*, 1992; Satola, 2007).

Como as condições existentes no interior da mina são difíceis de recriar, sugere-se, em laboratório, a utilização de tubos de diversos materiais (ex: PVC, aço, Alumínio) como tentativa de simular o maciço. Porém, a rigidez do meio envolvente ao sistema de reforço é um factor importante na eficiência do sustimento visto que possui uma relação de proporcionalidade directa com a resistência de aderência entre cabo/calda. Facilmente se deduz que a resistência de aderência na interface calda/tubo simulada não é comparável com a situação real (Satola, 2007) (fig. 2.14).

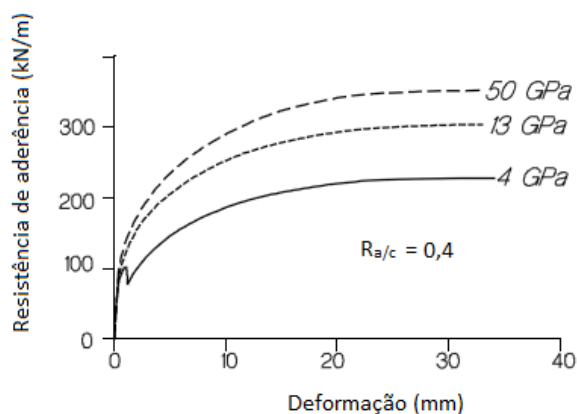


Figura 2.14 - Influência da rigidez do confinamento na resistência de aderência (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

Segundo Hutchinson e Diederichs (1996), existem dois tipos de ensaios de tracção aos cabos: (i) teste rotativo; (ii) teste não rotativo. Os resultados obtidos em cada um destes tipos de ensaios não devem ser comparados pois a contribuição dos parâmetros que afectam o comportamento do sistema é diferente.

Os testes rotativos, por definição permitem que o cabo de aço rode durante a tracção. Nestes, o cabo e a calda de cimento (ou outro tipo de material) são colocados num tubo rígido, deixando um segmento do cabo livre para se instalar o equipamento de tracção, a chapa, o cone e cilindro metálicos (fig. 2.15). Uma vez que permitem a rotação do cabo no interior da calda, facilitada pela disposição helicoidal dos cordões de aço constituintes, estes ensaios de tracção atingem valores de tensão de tracção e de resistência de aderência inferiores aos ensaios não rotativos.

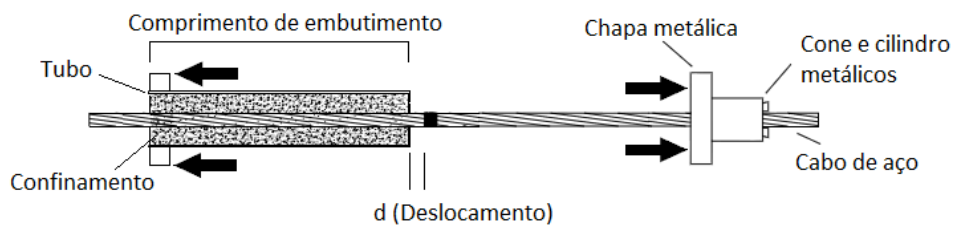


Figura 2.15 - Ensaio de tracção do tipo rotativo (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

Os ensaios não rotativos, como o nome indica, forçam o cabo a deslizar no material de confinamento sem rotação, provocando maior oposição ao deslizamento do cabo. Estes, podem ser efectuados de duas formas: (i) com restringimento do cabo; (ii) teste de duplo tubo. O primeiro caracteriza-se por ter um comprimento de ancoragem (com um elemento soldado ao cabo) superior ao de embutimento. O cilindro não permite o deslocamento do cabo visto que aumenta a área de contacto com o material de confinamento. O ensaio de duplo tubo é dimensionado para que o cabo deslize igualmente nos dois tubos, não existindo comprimento de ancoragem. Em ambos os ensaios a medição do deslocamento dos cabos é feita no intervalo "d", que simula uma descontinuidade no maciço rochoso (fig.2.16).

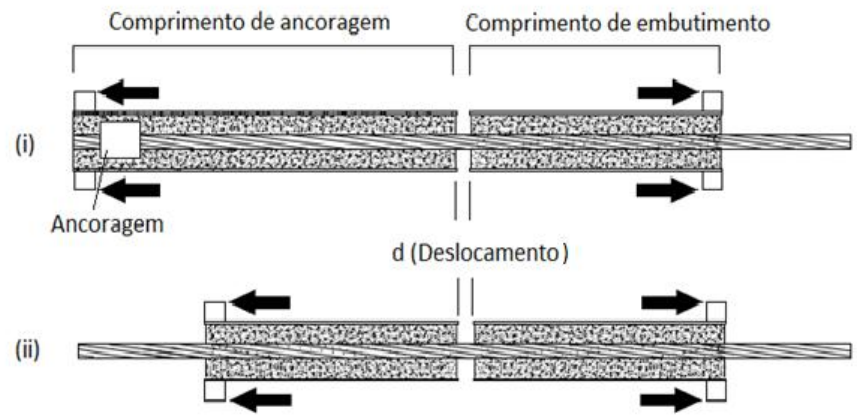


Figura 2.16 - Ensaios de tracção do tipo não rotativos: (i) com restringimento do cabo; (ii) teste de tubo duplo (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

De acordo com Satola (2007), em laboratório, o comprimento total do sistema é equivalente ao comprimento de embutimento (CE). Este, consoante seja maior ou menor que o comprimento de embutimento crítico (CEC) (comprimento mínimo do sistema para o qual se dá a ruptura do cabo) define o objectivo do ensaio, ou seja, caso se pretenda a análise do comportamento da calda de cimento na interface cabo/calda ($CE < CEC$) ou, se se pretender atingir a ruptura do aço então os ensaios são realizados com um comprimento de embutimento maior ($CE > CEC$) (fig. 2.17).

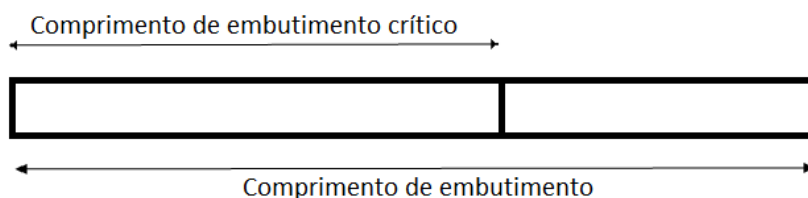


Figura 2.17 - Comprimento de embutimento e comprimento de embutimento crítico.

O comprimento de embutimento crítico (CEC) é um parâmetro determinado apenas recorrendo a ensaios de tracção. De acordo com Hyett *et al.* (1992), a sua definição encontra-se relacionada com a amplitude dos espaçamentos mais frequentes entre a falha do maciço e a superfície de uma galeria, ou seja, num intervalo entre 250 e 300 mm. Desta forma, em laboratório, o CEC normalmente admitido corresponde entre 15 a 20 vezes o diâmetro do cabo de aço.

A capacidade que o sistema tem de resistir à tracção aumenta com o comprimento de embutimento até um limite, definido pela capacidade do aço (fig. 2.18) (Hutchinson e Diederichs, 1996). No caso de $CE > CEC$, com o aumento de carga sobre o sistema, a falha do cabo tende a ocorrer, atingindo-se assim, a capacidade máxima do suporte. Por outro lado, se $CE < CEC$, a ruptura do sistema associa-se à quebra da ligação na interface cabo/calda determinando-se uma capacidade de resistência prematura inferior à capacidade máxima (Kaiser e McCreath, 1992). A amplitude do comprimento de embutimento crítico é variável e dependente de factores como o tipo de cabo, composição e propriedades da calda de cimento (Satola, 2007).

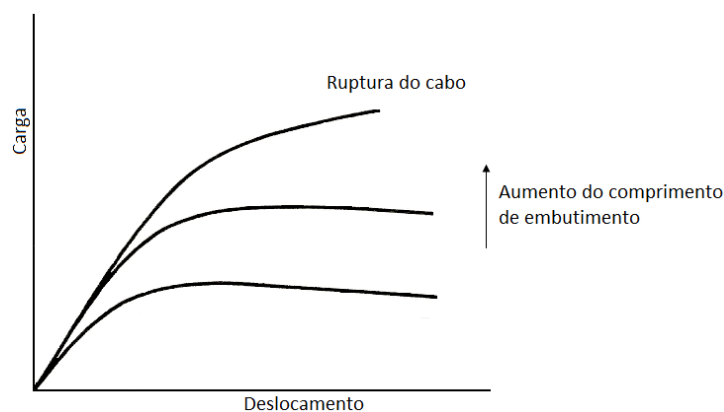


Figura 2.18 - Influência do comprimento de embutimento na eficiência do sustimento por cabos (Adaptado de Windsor e Thompson in Hudson, 1993).

Como foi referido anteriormente, com o intuito de aumentar a capacidade de carga do sustimento, normalmente, recorre-se a diferentes tipos de cabos (modificados) ou opta-se pela aplicação de dois cabos num único furo. No que diz respeito a este último caso, Hutchinson e Diederichs (1996), testou laboratório a resistência à tracção dos elementos de aço (cabos planos) apenas, atingindo o dobro da capacidade (fig. 2.19). O mesmo não acontece ao testar o sistema completo (cabo/ calda/ tubo de aço), em que a duplicação da área de contacto entre cabo e calda, resulta num aumento da capacidade máxima do suporte em aproximadamente 80% e numa melhoria da resistência de aderência (Nickson, 1992).

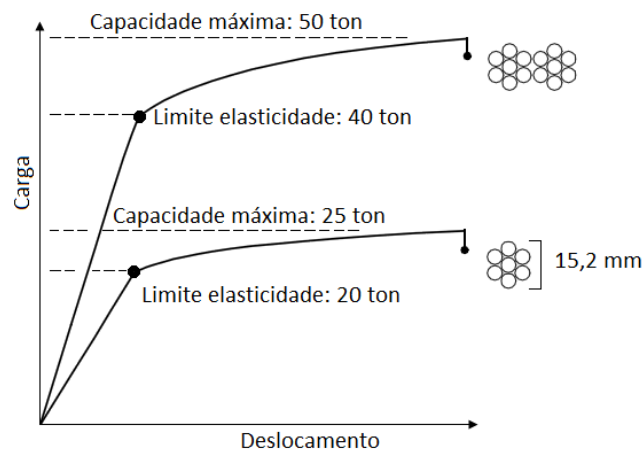


Figura 2.19 - Comparação entre a tracção de dois cabos de aço (planos) e apenas um cabo (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

A aplicação de dois cabos num furo, permite ao sistema suportar cargas mais elevadas com menores deslocamentos no seu interior, tornando-o mais eficiente e rígido. Todavia, a acção do sustimento pode ser comprometida devido ao comportamento dos cabos no interior do furo, uma vez que depende da formação de vazios aquando a sua colocação (resultante do entrelaçamento) ou fissuração da calda entre os cabos (quando sujeitos a tracção) diminuindo assim a resistência de aderência (Satola, 2007; Hutchinson e Diederichs, 1996).

3. Calda de cimento

3.1. Introdução

O cimento é um material inorgânico (proveniente da cozedura a elevadas temperaturas de uma mistura devidamente proporcionada de calcário e argila) finamente moído, que, ao ser misturado com água, dá origem a uma pasta que faz presa e endurece em virtude das reacções e processos de hidratação e que, depois de endurecer, mantém a sua resistência e estabilidade (Costa e Appleton, 2002). O cimento Portland é maioritariamente composto por clínquer cujas fases principais são quatro (Tab. 3.1). O conhecimento do teor destes compostos é fundamental para a análise da evolução da hidratação e das propriedades da calda (Vieira, 2010).

Tabela 3.1 - Fases principais do clínquer, cimento Portland.

Nome do composto	Composição	Abreviatura
Silicato tricálcico	$3\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$	C_3S
Silicato bicálcico	$2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$	C_2S
Aluminato tricálcico	$3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$	C_3A
Aluminoferrato tetracálcico	$4\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$	C_4AF

Segundo Villaescusa e Potvin (2004), qualquer variação da qualidade e quantidade dos componentes na mistura irá afectar as propriedades mecânicas, quer no estado líquido quer no estado sólido, da calda. O compromisso de melhorar as características da calda de cimento a aplicar no sustimento, é uma importante matéria de estudo na indústria mineira pois, da sua optimização, podem surgir quebras de custos na operação ou melhorias na eficiência do processo.

De acordo com Li (2010), os cabos e a calda, no interior do furo, estabelecem uma interligação muito forte ao longo de todo o seu comprimento. A coluna de calda de cimento, que envolve os cabos, funciona como um meio necessário aos mecanismos de transferência de carga entre a ancoragem e o maciço rochoso (Satola, 2007). A calda é maioritariamente composta por cimento *Portland* e água em várias proporções podendo, por vezes, ser adicionados produtos (adjuvantes e aditivos) à calda com o objectivo de melhorar as suas características físicas e químicas. A utilização da calda de cimento no reforço do maciço pressupõe a selecção adequada dos seus constituintes, os cuidados durante o transporte e armazenamento dos mesmos e, ainda, a execução correcta dos processos de mistura e injeção no furo (Villaescusa e Potvin, 2004).

O sustimento por cabos depende bastante do tipo e propriedades da calda de cimento, pois se, devido à sua fluidez, a calda “escorregar” para fora do furo ou formar vazios dentro do mesmo, ou, devido às

suas débeis propriedades geomecânicas, a calda fracturar facilmente (diminuindo a resistência de aderência), a transferência de carga entre o elemento de reforço e o maciço é comprometida. Neste sentido, a melhoria da sua composição é de extrema importância pois deverá ser determinada uma boa relação de água/cimento para que seja atingida uma boa e adequada resistência. Assim, na sua preparação, devem ser tidos em conta factores como a velocidade de mistura, o estado do equipamento onde é efectuada, o tempo da operação e as devidas quantidades de aditivos colocadas num determinado instante, tanto no processo de mistura como no de bombagem da calda (MOSHAB, 1997). Estes factores, são importantes na definição de propriedades da calda consoante o seu estado físico.

Neste âmbito, estando a calda no estado líquido, a hidratação, fluidez, a trabalhabilidade e o processo de perda de água são factores que devem ser tidos em conta. Por outro lado, após a ocorrência de presa da calda, as propriedades afectadas são, entre outras, a permeabilidade, a densidade, a dureza e a resistência.

3.2. Propriedades da calda de cimento

3.2.1. Relação água/cimento

A relação água/cimento ($R_{a/c}$) é um factor muito importante na preparação da calda de cimento utilizada no sustimento por cabos, afectando as suas propriedades físicas e mecânicas, sendo inversamente proporcional à resistência da calda (Silva, 2011). Este parâmetro é definido por Hutchinson e Diederichs (1996) como o rácio entre a massa (M_a) ou volume (V_a) de água e a massa de cimento em pó (M_c) utilizadas na mistura da calda de cimento:

$$R_{a/c} = \frac{M_a (Kg)}{M_c (Kg)} = \frac{V_a (L)}{M_c (Kg)} \quad (\text{Equação 3.1})$$

De acordo com Satola (2007) uma boa relação água/cimento, para este tipo de sustimento, varia entre os 0,35 e 0,4. Valores inferiores a este intervalo irão provocar um decréscimo da sedimentação e da porosidade da calda aumentando a sua capacidade e resistência. Silva (2011) argumenta que a relação água/cimento afecta o espaçamento entre as partículas na calda, na medida em que, quanto menor for este espaçamento mais rapidamente o cimento hidrata e mais fortalecidas ficam as ligações entre os hidratos, ficando, como consequência, a calda mais resistente. Este facto proporciona o acréscimo da capacidade do sistema em cerca de 50% a 75%. Esta variação positiva de capacidade pode ser verificada por comparação de valores de resistência à compressão uniaxial e módulo de Young obtidos com diferentes relações água/cimento (fig. 3.1) (Satola, 2007).

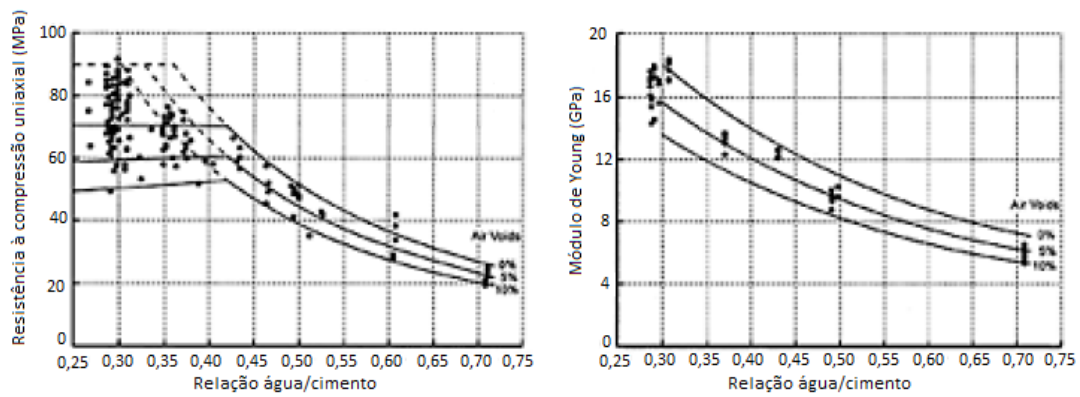


Figura 3.1 - Relação da resistência à compressão uniaxial e o módulo de Young com a relação água/cimento (Adaptado de Villaescusa e Potvin, 2004).

Para valores de relação água/cimento inferiores a 0,3, o comportamento geomecânico da calda pode não ser o desejável (grande variabilidade dos valores associados à resistência) e podem surgir problemas no procedimento de mistura dos componentes da calda, no qual se evidenciam a saturação e a hidratação (insuficiente) devido ao excesso de partículas de cimento para a quantidade de água existente na mistura (Satola, 2007). Outro problema associado a este facto relaciona-se com o decréscimo da eficiência e praticabilidade do processo de bombagem de calda de cimento para o interior do furo devido ao aumento da sua viscosidade (Hutchinson e Diederichs, 1996; Hyett et al., 1992). O processo de bombagem de uma calda de cimento com um rácio de água/cimento reduzido requer a utilização do equipamento adequado e correcto e ainda operadores especializados de modo a que o investimento feito em tempo e esforço (na resolução de problemas com equipamentos) e em formação de trabalhadores, seja rentabilizado ao longo do período de exploração da mina (Hoek *et al.*, 2000).

Goris (1990) sustenta que o aumento do rácio água/cimento em valores superiores a 0,4 pode comprometer a eficiência do sistema de suporte diminuindo as propriedades geomecânicas da coluna de calda de cimento. A operação de bombagem da calda para o interior de furos no tecto das galerias também é afectada uma vez que, pelo facto de ser uma pasta mais líquida esta não se fixa e tende a escorrer para fora do furo ou a infiltrar-se em falhas que intersectam os furos (Satola, 2007). Villaescusa e Potvin (2004) reforça que, quanto maior a relação água/cimento maior o número de vazios e capilaridades no interior da calda bem como o aumento da perda de água. Este último factor é crucial na medida em que pode dar origem a zonas de maior heterogeneidade, tanto em termos de disposição de partículas dentro da calda como em termos de propriedades. Segundo o mesmo autor, com uma relação água/cimento elevada (aproximadamente 0,6) é necessário um tempo de cura da calda de aproximadamente 6 meses, de maneira a minimizar as capilaridades existentes pois a resistência e a durabilidade estão relacionadas com este factor.

Este aspecto é bem ilustrado com ensaios de tracção realizados *in situ*, onde é evidente a relação (inversamente proporcional) existente entre a resistência de aderência na interface cabo/calda e a relação água/cimento (fig. 3.2) (Hutchinson e Diederichs, 1996).

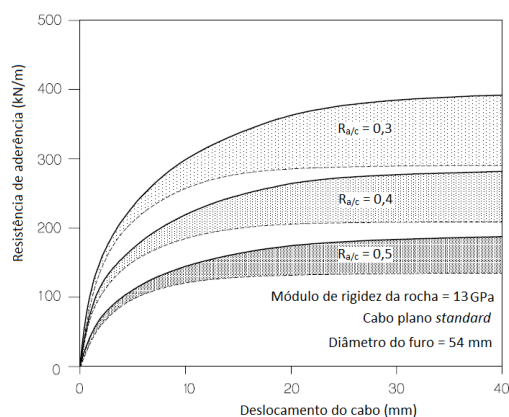


Figura 3.2 - Influência da relação água/cimento na resistência de aderência (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

A relação água/cimento não deverá ter valores muito elevados a fim de evitar a criação de vazios e diminuição da eficácia do sustimento (Hoek *et al.*, 2000). A existência de vazios na coluna de calda de cimento é um factor prejudicial no sustimento por cabos (fig. 3.3) na medida em que minimiza a capacidade de transferência de carga entre os componentes do sistema. Contudo, a existência de vazios no interior da coluna de cimento não se deve só ao mau dimensionamento da relação água/cimento. Este problema está também relacionado com a “descentralização” do cabo no interior do furo, com um processo de mistura incompleto no procedimento da calda, com um método de aplicação da calda de cimento no interior do furo incorrecto e com o inadequado dimensionamento dos tubos, tanto do respirador como daquele que injecta a calda (Hutchinson e Diederichs, 1996).

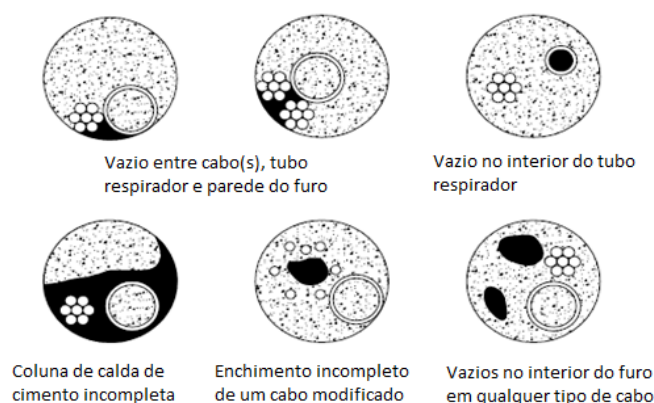


Figura 3.3 - Problemas no enchimento dos furos com calda de cimento (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

A calda de cimento no estado fluido, ao ser introduzida no furo, deve: (i) ser homogénea; (ii) possuir muito poucos vazios; (iii) perder pouca água; (iv) ter características reológicas que permitam que o processo de bombagem seja eficiente. Da mesma forma, após a presa da calda de cimento, as propriedades requeridas são, entre outras, a homogeneidade, valores baixos de porosidade e

permeabilidade, elevadas resistências de corte e tracção e elevada resistência química (Villaescusa e Potvin, 2004).

3.2.2. Reologia

O termo reologia foi introduzido em 1920 por Eugene Bingham, tendo a etimologia da palavra origem nos vocábulos gregos “*rheos*” (fluir) e “*logos*” (ciência ou estudo). Assim, reologia de uma argamassa pode ser definida como a ciência que estuda seu o fluxo e deformação, no caso desta se encontrar em estado líquido ou sólido, respectivamente, descrevendo as relações entre força, deformação e tempo (Vieira, 2010). O estudo das propriedades reológicas de uma argamassa é fundamental para a sua caracterização no estado fresco e estabelecimento das propriedades adequadas a cada tipo de aplicação (Paiva, 2005).

A reologia das suspensões é estudada atendendo a factores como: (i) a concentração volumétrica de sólidos; (ii) as características do meio líquido; (iii) a temperatura; (iv) o tempo decorrido desde o início da mistura (especialmente no caso de suspensões reactivas); (v) as características físicas das partículas (distribuição granulométrica, densidade, morfologia, área superficial e rugosidade); (vi) o tipo de interacção das partículas no meio (estado de dispersão) (Cardoso *et al.*, 2005).

Viscosidade e Fluidez

A viscosidade de um material é definida como a resistência que o fluido oferece ao movimento e pode ser expressa em Pa.s (Pascal por segundo) ou em P (Poise). Uma argamassa em estado fresco tem um comportamento semelhante ao de um fluido, podendo neste caso, ser considerada como uma suspensão. Na reologia de suspensões, as partículas sólidas no meio de um fluido perturbam as linhas de fluxo aumentando a resistência do sistema ao escoamento, ou seja, elevando a viscosidade (Vieira, 2010).

Para a análise do comportamento de uma calda, a fluidez é um parâmetro determinante, uma vez que se observa que materiais com comportamento bastante fluido (maior facilidade de escoamento) possuem viscosidades baixas.

No processo de instalação de cabos, estas propriedades são consideradas importantes medidas da trabalhabilidade da calda de cimento. É facilmente perceptível que, uma calda com viscosidade elevada oferece maior resistência a processos de mistura, manuseamento e de bombagem, necessitando neste último de um equipamento com uma pressão adequada para que o processo de injeção seja bem executado (Hutchinson e Diederichs, 1996).

Consistência

A consistência de uma calda é a propriedade pela qual esta tende a resistir às deformações que lhe são impostas, sendo deste modo, importante para a análise da sua trabalhabilidade. É uma propriedade que pode ser estudada através de ensaios normalizados como: (i) Consistência de uma calda normal (NP EN 196-3: 2005+A1); (ii) Consistência por espalhamento (EN 1015-3).

3.2.3. Trabalhabilidade

De acordo com Hutchinson e Diederichs (1996), a trabalhabilidade da calda de cimento é definida como o trabalho interno necessário para superar o atrito entre a calda e qualquer superfície. Corresponde ao seu comportamento no processo de colocação e, como tal, depende das propriedades reológicas e hidráulicas da calda de cimento.

Para que a aplicabilidade da calda seja correcta, como forma de evitar possíveis falhas no sustimento por cabos, é necessário que exista um equilíbrio entre a consistência, viscosidade e fluidez da calda de cimento. Neste sentido, a calda deve ser fluida o suficiente (pouca viscosidade) para ser bombeada para o interior do furo, com um tubo de injeção com o diâmetro adequado (factor variável). Por outro lado, deve ter um grau de viscosidade tal, que: (i) evite o seu escorregamento no interior do furo, ocupando todos os espaços existentes (envolvendo totalmente os cabos de aço); (ii) resista ao possível fluxo de água existente nas fracturas do maciço que intersectam o furo; (iii) penetre e ocupe os espaços no entre os cabos.

O mau dimensionamento do equipamento de bombagem é, frequentemente, a principal causa de uma incorrecta colocação da calda no interior do furo. Neste âmbito, considerando um fluido com uma dada viscosidade (μ), a ser bombeado através de um tubo de diâmetro interno (ϕ_{int}) com um determinado fluxo (Q), o aumento da pressão mínima de bombagem por unidade de comprimento ($\Delta p/L$) é dado por:

$$\frac{\Delta p}{L} = \frac{128 \times Q \times \mu}{\pi \times \phi_{int}^4} \quad (\text{Equação 3.2})$$

É de salientar a importância do diâmetro do tubo de injeção (potência de grau 4) na bombagem da calda de cimento e a sua relação inversamente proporcional com o fluxo e pressão necessária à bombagem.

3.2.4. Resistência à compressão

A resistência à compressão corresponde à capacidade que uma determinada argamassa em suportar (sem apresentar danos) uma solicitação de compressão. Depende essencialmente da composição e tipo de cimento, das condições a que se dá o processo de cura e da porosidade existente (relacionada com a quantidade, dimensão e forma dos poros) (Neno, 2010).

Os ensaios de resistência à compressão uniaxial consistem na aplicação de uma força axial compressiva (numa prensa) a um provete de forma regular, até o levar à ruptura. Os métodos de ensaio são normalizados uma vez que, factores como a forma dos provetes, a velocidade de carregamento da prensa e as condições de cura têm influência no resultado final (Costa e Appleton, 2002). A resistência à compressão é um factor bastante importante na caracterização geomecânica de um dado material que varia em função do tempo e da composição da calda (ex: relação água/cimento, tipo de cimento). O valor da tensão de ruptura define-se como a resistência à compressão uniaxial de um provete de uma dada calda de cimento, dado pela expressão:

$$\sigma_c = \frac{F}{A} \quad (\text{Equação 3.3})$$

onde:

σ_c - Resistência à compressão uniaxial (N/m² ou Pa)

F - Força aplicada na ruptura (N)

A - Área inicial, transversal à força aplicada (m²)

A cada tipo de calda está associada uma determinada composição, deste modo, é fundamental assegurar o compromisso entre uma elevada resistência à compressão da calda ($R_{a/c}$ mais baixas) e boa fluidez ($R_{a/c}$ mais elevadas). Esta relação, inversamente proporcional, entre a resistência à compressão uniaxial e a relação água/cimento é originada pela mudança do carácter hidráulico da calda, que interfere na eficiência do processo de mistura (fig. 3.4).

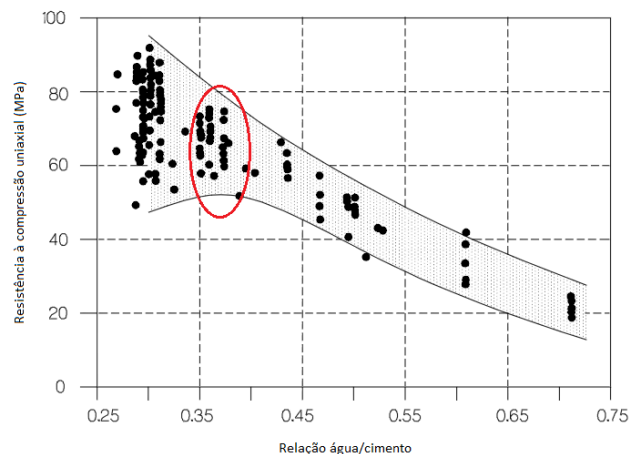


Figura 3.4 - Relação entre resistência à compressão uniaxial e relação água/cimento. Zona destacada com valores entre 0,3 e 0,4 de relação água/cimento (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

Para valores de $R_{a/c}$ abaixo dos 0,35 a dispersão dos valores de resistência à compressão aumentam substancialmente sendo então possível indicar um intervalo de $R_{a/c}$ ideal para o sustimento por cabos, entre 0,35 e 0,4 (Hoek *et al.*, 2000). Nos cabos planos, por razões geométricas, a resistência da calda de cimento deve ser elevada de maneira a maximizar a resistência de aderência entre o cabo e a calda. Deste modo, a composição da calda deve possuir a relação água/cimento mais reduzida possível que seja suficiente para a completa hidratação do cimento e que seja adequada para o processo de mistura e injeção no furo (Hutchinson e Diederichs 1996).

O comportamento da calda de cimento quando testada sob ação de forças de compressão varia com o tipo de composto presente cimento Portland, com a dimensão dos grãos (quanto menor, mais rápida a hidratação do cimento, pois esta dá-se à superfície dos grãos) e com a diferença de dias após o fabrico da mesma. É facilmente deduzível que, apesar da composição do cimento poder ser diferente, a resistência da calda aumenta com o decorrer do tempo (fig. 3.5).

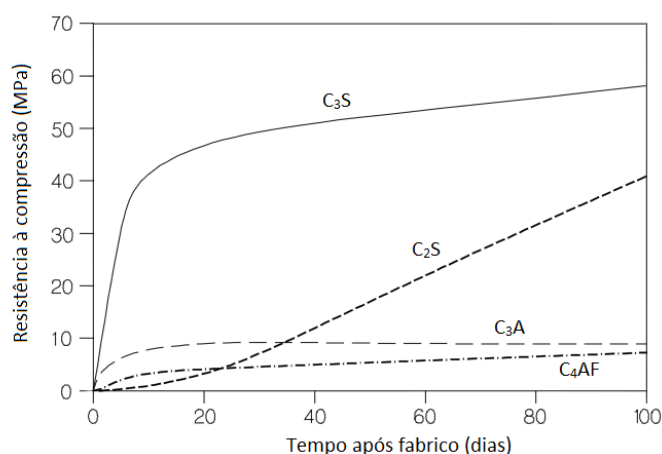


Figura 3.5 - Resistência à compressão uniaxial dos diferentes compostos do cimento Portland (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

Segundo Hutchinson e Diederichs (1996), exceptuando a calda com cimento Portland maioritariamente composto por C₂S, a resistência à compressão aumenta principalmente nos primeiros 3 dias (após o seu fabrico), entre 40 a 70%. Após este período inicial, o aumento não é tão acentuado, atingindo aproximadamente 80% das suas capacidades de resistência e 50 % de dureza ao fim de 7 dias. São necessários aproximadamente 28 dias para atingir a sua máxima hidratação e, deste modo, obter as suas capacidades máximas de resistência à compressão e dureza.

3.2.5. Cura e presa

É através dos fenómenos de cura e presa do cimento que se obtém o produto final, com uma determinada resistência. Estes dois fenómenos distinguem-se, na medida em que a cura se refere à mudança do estado líquido para o estado sólido enquanto a presa é o processo de aumento de resistência da calda rígida. A cura tem a finalidade de evitar a evaporação precoce da água necessária à hidratação do cimento, mantendo a calda praticamente saturada, de modo a que os produtos dessa

hidratação ocupem os espaços ocupados inicialmente por água (Bardella *et al.*, 2005). Após a presa, o volume da calda não é alterado, no entanto, no interior da mesma, as reacções de hidratação continuam, aumentando a sua coesão. A presa inicial depende maioritariamente dos constituintes do cimento e da temperatura de cada reacção de hidratação (Villaescusa e Potvin, 2004). A utilização da calda de cimento no sustimento por cabos, tem como problema o facto não actuar imediatamente após a sua aplicação, sendo necessário esperar até se dar a sua presa, para posterior tracção dos cabos (Gray *et al.*, 2009).

3.2.6. Adjuvantes

Os adjuvantes são substâncias químicas de origem orgânica ou inorgânica que modificam as propriedades físico-químicas das caldas de cimento consoante a quantidade aplicada. São, normalmente, adicionados em pequenas quantidades (menos de 5% do peso do cimento) às caldas de cimento, antes ou durante o processo de mistura. A utilização destes componentes não deve ser confundida com a adição de aditivos, uma vez que estes são substâncias que se acrescentam ao cimento ou à argamassa, normalmente, em quantidades superiores a 5% da massa do cimento ou, caso sejam adicionadas em quantidades inferiores a 5%, a sua acção não altera as propriedades da calda, quer no estado líquido quer no estado sólido (Paiva, 2005).

A aplicação crescente de adjuvantes químicos em argamassas está relacionada com as vantagens económicas e com a capacidade que esses produtos têm de melhorar o comportamento desses materiais (Silva *et al.*, 2009). A sua utilização reflecte-se na trabalhabilidade das argamassas logo após o seu fabrico, visto que aumentam a velocidade de hidratação inicial e regulam as suas propriedades reológicas (Paiva, 2005). Neste sentido, a aplicação de adjuvantes no sustimento por cabos, tem como objectivos a melhoria do processo de bombagem, acelerar o desenvolvimento da resistência bem como aumentar a resistência de ruptura da calda e aumentar a resistência dos cabos à corrosão. Torna-se importante referir que, o ambiente químico e térmico no interior do furo pode influenciar o comportamento do adjuvante, pelo que se torna fundamental a obtenção de informação, junto dos fornecedores, acerca do comportamento do produto em ambiente subterrâneo (Hutchinson e Diederichs, 1996).

A acção de um determinado adjuvante no processo de preparação da calda é influenciada por factores como: (i) o prazo e tempo de armazenamento do produto; (ii) a quantidade e a forma de como é adicionado; (iii) o instante em que é adicionado à mistura; (iv) a duração do processo de mistura; (v) as propriedades químicas e temperatura da água de mistura. Embora possam ter a mesma função quando adicionados à calda, deve-se evitar a combinação de adjuvantes, pois, cada produto deve cumprir um conjunto de especificações que regulam a sua compatibilidade com os restantes componentes da calda.

Neste sentido, combinação de adjuvantes pode comprometer a acção da calda, sendo incerto o seu efeito (Villaescusa e Potvin, 2004).

Paiva (2005) afirma que, embora os adjuvantes possam ter várias funções quando adicionados à calda de cimento, são classificados conforme a sua acção principal no meio. Dentro de uma vasta gama de produtos, destacam-se três tipos de adjuvantes com grande influência na reologia da calda de cimento: (i) Plastificantes ou redutores de água; (ii) Agentes introdutores de ar; (iii) Agentes retentores de água.

Plastificantes ou redutores de água

Os agentes redutores de água ou plastificantes permitem a redução da quantidade de água no processo de mistura e fluidificam o material. De um modo geral, possibilitam a diminuição da quantidade de água mantendo a trabalhabilidade desejada, ou então, o aumento desta, sem subir a dosagem de água (Paiva, 2005).

Na aplicação do sustimento por cabos, a utilização destes agentes pode resolver problemas de trabalhabilidade da calda, no que diz respeito à bombagem, porém, quando utilizados em excesso provocam: (i) a fluidez excessiva da calda (não ficando no furo quando injectada); (ii) tempos de presa variáveis; (iii) vazios na coluna de calda; (iv) perda de resistência (total e de aderência) (Hutchinson e Diederichs, 1996).

Agentes introdutores de ar

A utilização de introdutores de ar resulta da necessidade de aumentar a resistência ao gelo-degelo, ou seja, a durabilidade dos materiais expostos a alternâncias de temperatura acima e abaixo dos 0°C, pois a acção de ciclos repetidos de congelação e descongelação dentro dos poros pode conduzir à destruição do material. A aplicação destes agentes na calda de cimento visa, também, o melhoramento da sua trabalhabilidade, uma vez que, ao actuar sob a forma de bolha de ar no interior da calda podem se comportar como um fluido (substituindo a água entre as partículas de cimento), permitindo a redução da quantidade de água na mistura, ou como inertes (substituindo partículas da argamassa), tendo como vantagens o facto de serem mais deformáveis e percolarem sem atrito no interior da calda (Paiva, 2005).

Todavia, este tipo de adjuvantes raramente é utilizado no sustimento por cabos, devido ao facto de diminuírem a resistência da calda visto que a existência de vazios no interior da calda é prejudicial à acção do sistema de reforço, como foi referido anteriormente no capítulo 3.2.1. Neste âmbito, previamente à aplicação destes produtos na calda de cimento, em ambiente subterrâneo, é

fundamental a realização de ensaios laboratoriais de tracção aos sistemas de reforço, de modo a avaliar a sua influência (Hutchinson e Diederichs, 1996).

Agentes retentores de água

Este tipo de adjuvantes é utilizado devido à necessidade da água, que as argamassas têm, ser retida por um período de tempo mais longo, para que se dê a presa. Estes agentes são também conhecidos por espessantes, uma vez que aumentam a viscosidade e a coesão dos materiais, com vista ao melhoramento da homogeneidade e de outras propriedades da calda como: (i) a resistência total; (ii) perda de água; (iii) trabalhabilidade; (iv) adesão a superfícies (Paiva, 2005; Hutchinson e Diederichs, 1996).

Outros adjuvantes também importantes para melhoramento das propriedades das caldas de cimento utilizadas no sustimento por cabos são:

- Expansivos

Os agentes expansivos, ao entrarem em contacto com outros componentes, providenciam a expansão da calda, o que pode ser muito importante no interior do furo, quando se sucedem fenómenos de fendilhação. Geralmente a coluna de calda no interior do furo está restringida longitudinalmente (radialmente) e, ao dar-se a expansão da calda, a pressão nas interfaces calda/rocha e cabo/calda aumenta ocupando todos espaços existentes e eliminando os vazios, tendo como consequência o aumento da resistência de aderência e eficiência do sustimento (Hutchinson e Diederichs, 1996; Villaescusa e Potvin, 2004).

- Superplastificantes

Estes adjuvantes são uma nova classe de plastificantes que promovem a fluidificação da calda de cimento de forma assinalável, alterando exageradamente as suas propriedades hidráulicas. A utilização destes produtos no suporte por cabos é rara pois, para além do facto de serem produtos com um custo elevado (materiais sintéticos), quando usados em quantidades inadequadas pode conduzir à ruptura do sistema de reforço (redução das propriedades mecânicas da calda; quantidade excessiva de vazios na coluna de calda; aumento da variabilidade do tempo de presa, entre outros) (Hutchinson e Diederichs, 1996; Paiva, 2005).

- Retardadores de presa

Estes agentes são utilizados com o objectivo de aumentar o tempo de presa da calda de cimento. Podem ser extremamente úteis nos casos em que: (i) a operação de aplicação de cabos é de longa duração, devido à grande quantidade de furos para colocar sustimento; (ii) se verifiquem temperaturas

elevadas ($>30^\circ$), conduzindo a um endurecimento prematuro da calda; (iii) se registem problemas com o equipamento de bombagem e colocação de cabos, levando a atrasos e paragens de longa duração. Porém, não devem ser usados em excesso pois podem originar graves consequências na evolução da resistência da calda requerida para posterior tensionamento do sistema (Hutchinson e Diederichs, 1996; Villaescusa e Potvin, 2004).

- Aceleradores de presa

São produtos aplicados com a finalidade de diminuir o tempo de presa e de acelerar o desenvolvimento da resistência da calda de cimento. Não são recomendados na aplicação de cabos no interior de minas, uma vez que a temperatura, existente no ambiente subterrâneo, amplia ainda mais a sua acção, podendo originar problemas no equipamento de bombagem (Hutchinson e Diederichs, 1996).

- Agentes tixotrópicos

Os adjuvantes tixotrópicos têm a particularidade de alterarem a viscosidade da calda consoante esteja em movimento ou em repouso. Assim, a viscosidade diminui (comportando-se como um fluido) durante os processos de mistura e bombagem e aumenta no interior do furo (atingindo um estado plástico). Segundo Rodolpho (2007), este comportamento está relacionado com a área superficial, forma e dimensão das partículas da calda e, principalmente, com as forças de atracção e repulsão existentes entre elas.

4. Análise e optimização do sustimento por cabos da Mina de Neves-Corvo

4.1. Mina de Neves-Corvo

Neves-Corvo é actualmente o maior e mais importante projecto Português na Industria Mineira, cuja concepção, construção e operação se destaca a nível mundial, não só pela sua dimensão como também pelo seu conteúdo tecnológico. Descoberto em 1977, este jazigo mineral de sulfuretos maciços é propriedade da empresa SOMINCOR S.A. (Sociedade Mineira de Neves Corvo S.A.), fundada em 1980 e actualmente pertencente ao grupo LUNDIN.

Esta mina de cobre é uma das maiores da Europa, cuja exploração é efectuada a um ritmo de 2.800.000 toneladas de minério por ano. O crescente ritmo de produção, associado à redução dos actuais teores de minério face aos registados no inicio da exploração, conduzem à constante necessidade de introdução de novos processos e tecnologias, com vista à optimização dos meios e a permitir que minérios com teores marginais possam ser explorados.

Actualmente, os métodos de desmontes usados para abordar o maciço baseiam-se no princípio do *Cut & Fill*, as variantes a este princípio são: o *drift & fill*, o *bench & fill*, o *mini-bench & fill* e *sill pillars* (Pilares de Soleira).

A Mecânica de Rochas vem, cada vez mais, afirmando-se como uma ferramenta imprescindível à exploração mineral subterrânea, garantindo elevados índices de produção sempre associados às boas práticas mineiras com elevado grau de segurança.

4.1.1. Localização

A mina de Neves Corvo localiza-se na província do Baixo Alentejo, região sul de Portugal Continental, no extremo ocidental da província metalogénica conhecida como Faixa Piritosa Ibérica. Dista cerca de 220 km a Sudeste de Lisboa e cerca de 80 km a Norte de Faro (fig. 4.1).



4.1.2. Enquadramento geológico

A Faixa Piritosa Ibérica é uma das maiores, mais estudadas e mais importantes concentrações minerais de Sulfuretos Maciços Vulcanogénicos Polimetálicos do mundo. A existência destes importantes jazigos (onde predominam as calcopirites, pirites, blendas, galenas e cassiterites) deve-se essencialmente à actividade vulcânica submarina ocorrida nesta região.

Localizada numa vasta área geográfica no sul da Península Ibérica na designada zona sul portuguesa, tem uma largura que se estima atingir 70 km e comprimento cerca 250 km, desde norte de Grândola em Portugal, sob a bacia Terciária do Sado, até próximo de Sevilha, em Espanha (fig. 4.2).

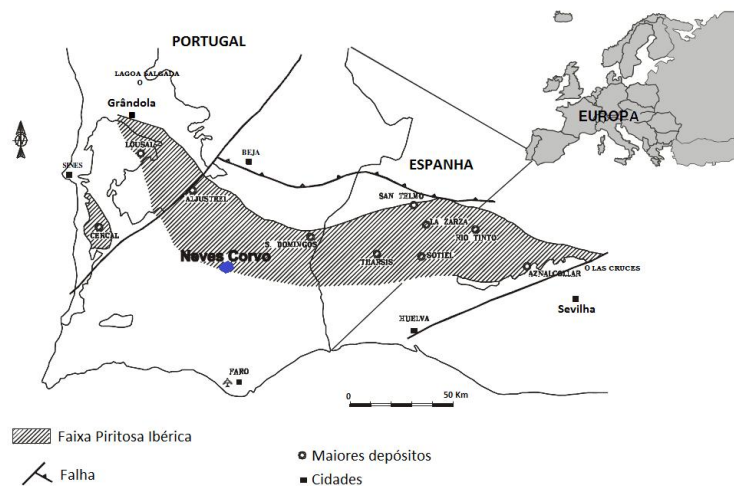


Figura 4.2 - Área ocupada pela Faixa Piritosa Ibérica (Adaptado de Gomes, 2009).

4.2. Introdução do estudo

O sistema de suporte por cabos na mina Neves Corvo é utilizado como reforço do maciço rochoso e é aplicado em situações mais críticas, onde os vãos se apresentam maiores, como nos alargamentos, cruzamentos de galerias e galerias de acesso ao desmonte.

Como sustimento primário aplicam-se os parafusos Swellex, nas frentes de produção, e “parafusos resina” em zonas de infra-estrutura da mina. A selecção destes sustimentos é feita com base em características como a resistência às condições de desgaste impostas pelo maciço (ex: corrosão) e a duração de suporte, sendo os parafusos resina mais resistentes e duradouros que os Swellex.

Devido à sua elevada resistência e pouca ductilidade, observou-se que os cabos são aplicados em zonas de maior altitude nas galerias (tecto ou zona superior dos hasteais) de maneira a prevenir danos nos

veículos e equipamentos que se deslocam no interior da mina. Deste modo, na maioria dos casos, são aplicados parafusos Swellex visto serem mais flexíveis.

4.2.1. Marcação de cabos

A selecção dos pontos de aplicação de cabos é um processo complexo que contribui para o grau de segurança de um determinado local no interior da mina. Assim, é importante ter em conta as famílias de falhas existentes, a sua orientação, abertura e preenchimento bem como a qualidade do maciço rochoso envolvente.

Acompanhou-se uma equipa de marcação de cabos à mina a fim de observar o procedimento da operação. Nesta, é crucial que se obedeça às imposições referenciadas num documento dado pela equipa de estabilidade onde se definem os locais, as malhas e os comprimentos dos cabos a aplicar no interior da mina. A marcação é feita por intermédio de círculos pintados com uma tinta (spray) fluorescente suportada por uma vara de ferro que auxilia na marcação de cabos nos locais de maior altitude (tecto e parte superior dos hasteais) (fig. 4.3). De modo a informar o operador do equipamento de furação que irá para o local, sobre os diferentes comprimentos de cabos no tecto ou nos hasteais, é feita a separação entre estas zonas da galeria, através de um traço contínuo no maciço com a tinta (spray) e, posteriormente, são escritos os referidos comprimentos de cabos na entrada da galeria.

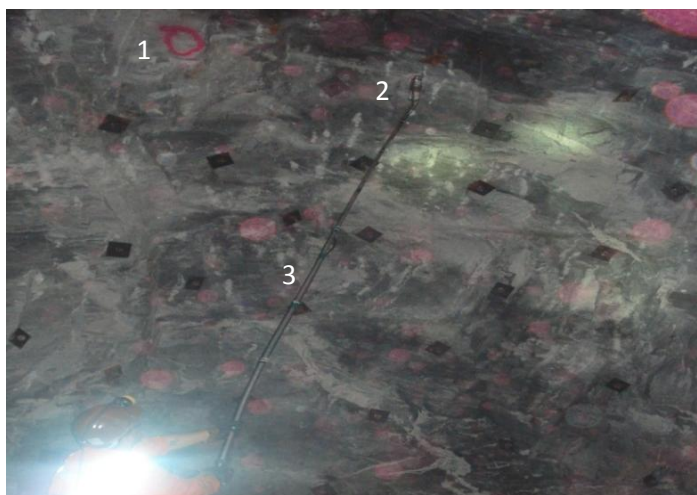


Figura 4.3 - Marcação de cabos: 1- Marcação na rocha; 2- Tinta (spray); 3- Vara.

4.2.2. Furação

A operação de furação requer um grande conhecimento do equipamento (jumbo de furação) e grande perícia por parte do operador. A operação foi acompanhada na zona do Corvo, nível 650, numa galeria

de acesso ao desmonte (nível de perfuração na fig. 4.4) onde se pretendiam fazer furos com 9 metros de comprimento numa malha de 1,5x1,5 m no tecto.

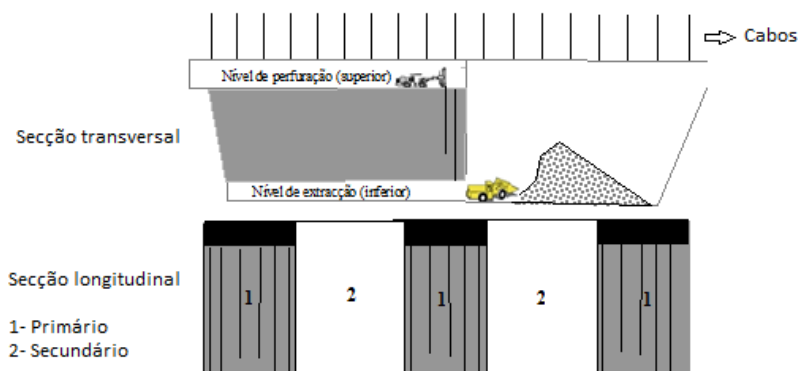


Figura 4.4 - Operação de furação na galeria de acesso ao desmonte (nível de perfuração superior) (Adaptado de apontamentos de Exploração de Minas).

O comprimento dos furos está directamente relacionado com o comprimento dos cabos utilizados na mina. Visto que o comprimento das varas de furação é de 1,8 m, para facilitar o processo, foram definidos vários comprimentos de cabos com valores múltiplos de 1,8 m. Deste modo, os comprimentos dos furos e cabos variam de 3,6 m (correspondente a 2 varas) a 12,6 m. De referir que, quanto mais crítica é a situação (vãos maiores) maior o comprimento dos cabos aplicados.

Foram registados os tempos de furação e recolha de varas de 3 furações de 9 m de comprimento e concluiu-se que, não existindo nenhuma avaria grave do equipamento, a duração total da execução de um furo varia entre os 10 e os 13 minutos sendo que o processo de furação é o mais demorado. Apesar de ser mais rápido, o processo de recolha das varas requer maior precaução para que não se perca nenhuma delas. As principais razões da perda de varas nos furos são o desgaste do material e o encravamento com alguma saliência no interior do furo.

Na operação de furação, a água tem um importante papel na medida em que permite a limpeza constante do furo, diminuindo simultaneamente o desgaste do material, sobretudo do bit. No que diz respeito ao desgaste do bit, é necessário verificar o seu estado, pois, se se encontrar muito desgastado e continuar a furar pode forçar as varas de furação e conseqüentemente parti-las, forçar o equipamento e originar algum problema mecânico, afectando a eficiência da operação (maior duração). Assim, considera-se que um bit tem uma duração média entre 6 a 8 furos, dependendo essencialmente da resistência que a rocha oferece à furação e do comprimento dos furos.

A perícia do operador ao controlar o jumbo de furação (fig. 4.5) é bastante importante e permite diminuir o tempo de execução do processo. Por vezes não se pode cumprir a inclinação desejada dos furos (principalmente em zonas de transição do tecto para hastes), pois é importante que o operador tenha um bom ângulo de visão da zona onde as varas se encaixam, devido a questões operacionais.



Figura 4.5 - Jumbo de furação.

4.2.3. Colocação dos cabos

Actualmente a operação de sustimento por cabos é efectuada com dois cabos planos de 15,2 mm de diâmetro por cada furo de 51 mm (situações *standard*) ou 64 mm (em que é necessário maior reforço). A colocação de dois cabos no interior do furo e o traccionamento de apenas um deles permite que, por um lado, exista deformação do maciço (alívio de tensões) e por outro, o suporte do mesmo, garantindo a sua estabilidade (fig. 4.6).



Figura 4.6 - Sistema de cabos aplicado: à esquerda, logo após a colocação; à direita, aspecto anterior à operação de traccionamento.

Acompanhou-se a aplicação de cabos na zona do Lombador (nível 455) onde era exigida a aplicação de cabos com 5,40 m nos hasteais e 7,20 m no tecto distribuídos numa malha 1,5x1,5 m. Tal como na operação de furação, é necessária perícia no manuseamento do equipamento de modo a tornar o processo mais rápido e com qualidade.

O equipamento utilizado nesta operação é composto por um tambor onde se faz a calda de cimento e por duas bobinas onde está enrolado um cabo de aço de grande comprimento (fig. 4.7). Com o decorrer do processo é necessário verificar o nível de calda de cimento dentro do tambor e a quantidade de cabo que resta. A calda utilizada tem uma relação água/cimento de 0,3 que é atingida após a colocação de 6 sacos de 35 kg de cimento e 63 l de água. Existem referências no tambor (ex: um parafuso) para que a quantidade de água seja aproximadamente constante (mais de metade do tambor com água).



Figura 4.7 - Bobina com cabos e tambor de calda de cimento.

O procedimento da aplicação de cabos (fig. 4.8) resume-se em 5 processos:

- 1º Colocação da calda de cimento no interior do furo;
- 2º Colocação do 1º cabo no furo;
- 3º Corte do cabo com rebarbadora (instalada na cabeça do equipamento), deixando aproximadamente 30 a 40cm de cabo à face para facilitar o processo de tensionamento;
- 4º Colocação do 2º cabo no furo;
- 5º Corte do 2º cabo.

Registaram-se os tempos de aplicação dos cabos, fazendo a distinção entre os cabos aplicados no tecto e os aplicados nos hasteais, uma vez que possuem diferentes comprimentos. De acordo com esta diferenciação, foram medidos 3 tempos de aplicação para cada uma das situações, verificando-se, como era de esperar, que a aplicação de cabos no tecto ocupa, em média, mais tempo (aproximadamente 3 minutos e 30 segundos) do que a aplicação nos hasteais (2 minutos e 30 segundos).

Observou-se em algumas situações, durante a operação, a dificuldade em introduzir, nos furos, o tubo da calda e os cabos (fig. 4.8) bem como a produção de desperdícios de calda no processo de enchimento dos furos, sendo que no tecto esta situação foi mais evidente que nos hasteais, devido à verticalidade do furo. Os desperdícios de calda resultam ainda da sua adesão ao tubo que é posteriormente recolhido e provoca o seu arraste para o exterior do furo.



Figura 4.8 - Colocação de cabos: 1- furo com cabos; 2- rebarbadora; 3- tubo de injeção de calda de cimento.

Após a aplicação dos cabos (fig. 4.9) resta a operação de tensionamento que é executada 3 turnos depois. Esta operação engloba a colocação da chapa metálica à face (rodeando os dois cabos), a colocação de um cilindro e cone metálicos apenas num dos cabos e o tensionamento desse cabo.

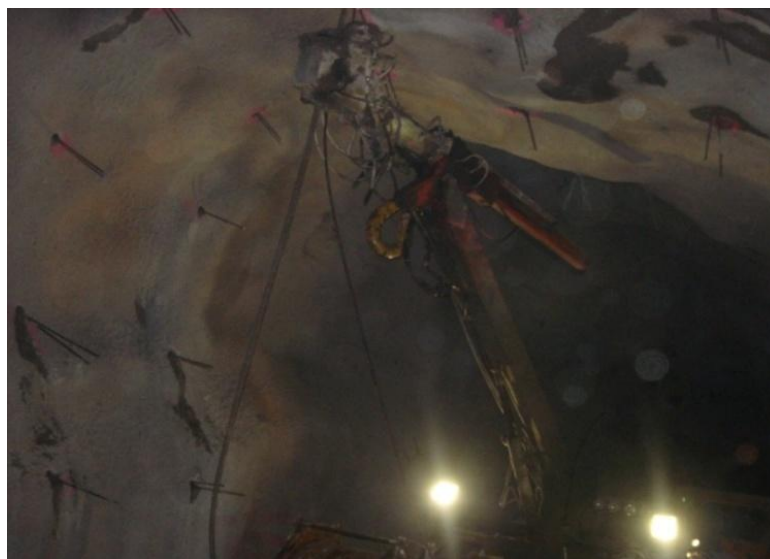


Figura 4.9 - Fiadas de cabos na galeria da mina.

4.3. Trabalho laboratorial

Como se referiu anteriormente, a optimização do sistema de suporte por cabos depende das propriedades da calda de cimento e do tipo de cabos aplicados. Neste estudo, devido a questões de tempo e de logística entre fornecedores e cliente (Somincor) não foi possível testar diferentes tipos de cabos. Deste modo, o estudo focou-se na qualidade das caldas de cimento, fazendo variar a

água/cimento ($R_{a/c}$), adicionando um adjuvante plastificante expansivo (Cablejet) ou até mesmo substituindo o cimento por uma argamassa (Stabilcem T).

Todas as caldas fabricadas têm na sua constituição cimento da CIMPOR de referência CEM II/B-L 32,5N (proveniente de Loulé).

4.3.1. Fabrico de caldas

Os tipos de caldas testados foram:

- Calda 1: Calda normal (já aplicada na mina) – Possui uma relação água/cimento de 0,3.
- Calda 2: Calda normal com a adição de um adjuvante (Cablejet) – Possui uma relação água/cimento de 0,3 com a adição de 3% sobre o peso do cimento de Cablejet. Este adjuvante tem como principais características o facto de ser um plastificante expansivo.
- Calda 3: Calda feita com argamassa Stabilcem T - Segundo as especificações do produto, deve ser utilizada uma razão entre 20% a 22% de água para um saco de argamassa.
- Calda 4: Calda com relação água/cimento de 0,25 com a adição de 3% de Cablejet sobre o peso do cimento.
- Calda 5: Calda com relação água/cimento de 0,26 com adição de 3% de Cablejet sobre o peso do cimento.

De referir que, de modo a aproximar o estudo às condições de aplicação em subterrâneo, a água usada no processo de mistura de cada calda é água reciclada da mina, considerada não potável e apenas utilizada em operações de produção.

Na calda 3, o cimento foi substituído por uma argamassa denominada Stabilcem T para efeitos de experiência e comprovação de resultados. Esta argamassa, segundo as especificações, é apropriada para a ancoragem mediante injeção de tirantes e parafusos em qualquer tipo de solo. Devido às suas propriedades tixotrópicas, consegue penetrar e permanecer no solo mesmo que os espaços sejam limitados.

O fabrico da calda 4 está relacionado com a elevada fluidez da calda 2 (fig. 4.10). Deste modo, diminuindo a quantidade de água utilizada (5%) verificou-se que a calda apresentou boa consistência. No entanto, após terminado o processo de mistura constatou-se que a calda modificava rapidamente a sua fluidez, iniciando de imediato a presa. Este facto, é um indicador de que a calda pode não ser a ideal a aplicar no interior da mina pois se, por algum motivo (ex: avaria), o equipamento de aplicação de

cabos tiver que parar, é necessária uma rápida limpeza, por vezes difícil de executar. O mesmo facto pode ser agravado pelas condições no interior da mina onde as temperaturas por vezes são relativamente elevadas aumentando a velocidade de presa da calda. A necessidade de melhorar as características, tanto reológicas como geomecânicas, verificadas na calda 4 levou ao fabrico da calda 5, em que se aumentou a relação água/cimento para 0,26 tornando-a um pouco mais fluida e assim com melhor trabalhabilidade.

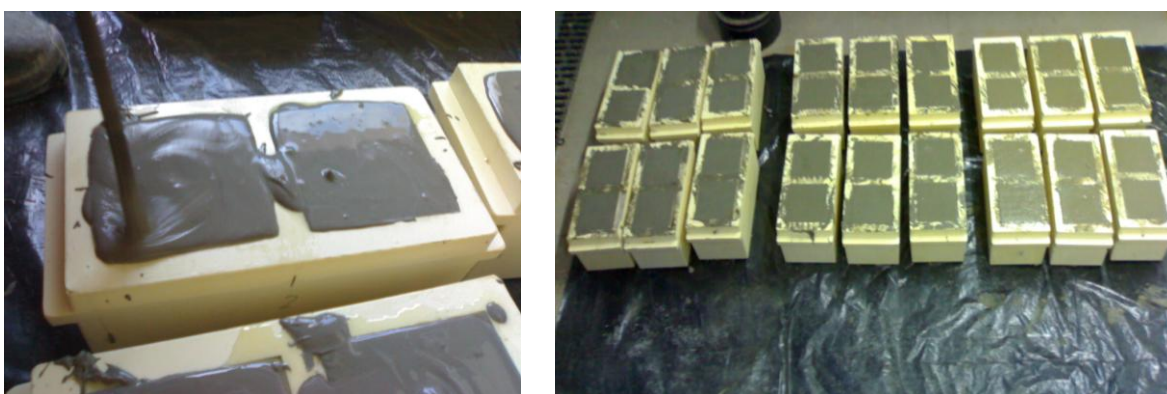


Figura 4.10 - Fabrico de caldas: Fluidéz da calda 2 (esq.); organização das caldas após fabrico (caldas 1,2 e 3 da esquerda para a direita) (dir.).

A grande variação de consistência da calda quando se altera (neste caso, aumenta) 1% na razão água/cimento ($R_{a/c} = 0,25 + 3\%$ Cablejet sobre o peso do cimento para $R_{a/c} = 0,26 + 3\%$ Cablejet sobre o peso do cimento) é um factor a ter em conta. Esta variação deve-se à presença do adjuvante Cablejet e pode dificultar a operação de aplicação de cabos na mina, isto é, como a margem de erro é de menor amplitude, a consistência da calda desejada é mais difícil de atingir, podendo comprometer a operação.

Simultaneamente à moldagem dos provetes cúbicos (para os ensaios de resistência à compressão uniaxial), foram retiradas amostras de cada uma das caldas e posteriormente colocadas numa estufa (24h), com a principal finalidade de se determinar a percentagem de água perdida e assim concluir sobre a capacidade de retenção de água de cada calda (tab. 4.1).

Tabela 4.1 - Pesagem das amostras das caldas antes e após a sua secagem em estufa.

Calda		Pesos			Teor de humidade (%)
Número	Composição	Peso húmido (g)	Peso seco (g)	Diferença (g)	
1	30% água; 70% cimento	212,0	171,0	41,0	24,0
2	30% água; 70% cimento; 3% de 70% em Cablejet	276,0	222,0	54,0	24,0
3	20% água; 80% Stabilcem T	293,0	249,0	44,0	18,0
4	25% água; 75% cimento; 3% de 75% em Cablejet	382,0	321,0	61,0	19,0
5	26% água; 74% cimento; 3% de 74% em Cablejet	219,0	184,0	35,0	19,0

O teor de humidade, resultante da relação entre o peso da água e o peso seco, corresponde à percentagem de água perdida no processo de secagem da amostra. Este parâmetro está relacionado com a quantidade de água presente na calda e, como tal, verifica-se que as caldas com maior $R_{a/c}$ são as que possuem um maior teor de humidade, como era esperado.

No processo de desmolde dos provetes cúbicos verificou-se uma grande influência do adjuvante Cablejet (plastificante expansivo) na calda, uma vez que o seu desmolde foi muito difícil, provavelmente devido à força (resultante da expansão) que a calda exercia sobre os moldes.



Figura 4.11 - Desmolde dos provetes cúbicos: recolha de tampas dos moldes (esq.); extracção dos provetes cúbicos através de uma pistola de ar comprimido (dir.).

4.3.2. Ensaio de consistência

De modo a caracterizar a calda de cimento, foram efectuados ensaios para a determinação da consistência normalizada de acordo com a NP EN 196-3: 2005+A1, utilizando o Aparelho de Vicat. Segundo a norma utilizada, uma calda de cimento de consistência dita “normal” tem uma resistência especificada à penetração de uma sonda normalizada. Assim, por tentativas, vai-se alterando a quantidade de água na calda até o resultado do ensaio ficar dentro do intervalo desejado (6 ± 2 mm) correspondendo à distância entre a sonda e a placa de base (Fig. 4.12).

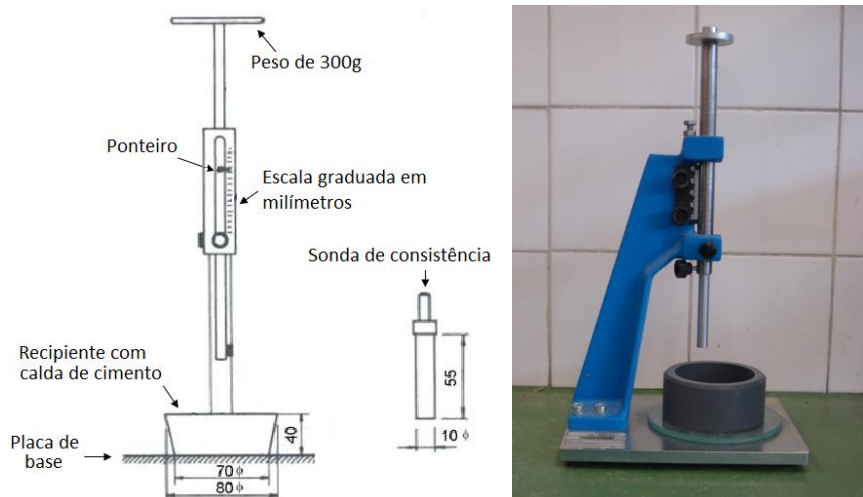


Figura 4.12 - Aparelho de Vicat: esquema (esq.) (Adaptado de Coutinho, 2006); aparelho utilizado em laboratório (dir.).

De acordo com o controlo estatístico mais recente, efectuado pela CIMPOR, do cimento CEM II/B-L 32,5N, a relação água/cimento, correspondente à calda considerada “normal”, varia num intervalo entre 0,255 e 0,26. Deste modo fez-se, inicialmente, uma calda com razão 0,26 e após a penetração da sonda verificou-se que a distância entre esta e a placa de base era de 25 mm, ficando fora do intervalo definido pela norma. A calda com a razão 0,27 obteve o resultado desejado, ficando a sonda a 5 mm da placa de base.

Esta discrepância, embora de pequena dimensão, entre o controlo estatístico e o resultado laboratorial pode estar relacionada com o facto da saca de cimento ter sido aberta umas horas antes do início do ensaio, dando tempo para que exista alguma hidratação do cimento, uma vez que se notava a existência de pequenos flocos de cimento no interior da saca. Outra razão seria que, pelo controlo estatístico, a variação da quantidade de água necessária de modo a formar uma calda de consistência dita normal, varia consoante o lote do cimento, podendo a do lote em causa ser aproximadamente de 0,27.

4.3.3. Ensaios de resistência à compressão uniaxial (RCU)

Tendo em conta os tipos de caldas a estudar, houve necessidade de estabelecer a periodicidade dos ensaios RCU. Assim, foram definidos o primeiro, terceiro, sétimo e vigésimo oitavo dias após o fabrico de cada calda. A dimensão dos provetes é normalizada (NP EN 12390-1 2010) tendo arestas de 100 mm e foram efectuados um total de 84 ensaios de acordo com a norma (NP EN 12390-3 2009), (fig. 4.13).



Figura 4.13 - Ensaios de resistência à compressão: Organização dos provetes, 3 para cada tipo de calda (esq.); Equipamento de ensaio de resistência à compressão uniaxial (dir.).

Segundo o “Ground Control Management Plan” da Somincor foram definidos parâmetros mínimos de resistência à compressão uniaxial para cada dia de ensaio. Estes parâmetros (tab. 4.2) servem como base de comparação e avaliação de resultados.

Tabela 4.2 - Parâmetros mínimos admitidos de RCU (Ground Control Management Plan da Somincor).

Razão água/cimento	RCU (MPa)			
	1ºdia	3ºdia	7ºdia	28ºdia
0,3	27	29	34	40

Para cada tipo de calda foram registados e tratados os valores de RCU (Anexo II). Os valores médios da resistência à compressão apresentam-se na tabela 4.3, bem como a variação em relação aos valores standard (fig. 4.14).

Tabela 4.3 - Valores médios de RCU.

Calda		RCU médio (MPa)			
Tipo	Composição	1ºdia	3ºdia	7ºdia	28ºdia
1	30% água; 70% cimento	40,90	49,85	52,96	65,40
2	30% água; 70% cimento; 3% de 70% em Cablejet	40,69	49,95	54,68	60,84
3	20% água; 80% Stabilcem T	16,63	34,93	41,25	47,16
4	25% água; 75% cimento; 3% de 75% em Cablejet	48,55	57,91	59,38	67,75
5	26% água; 74% cimento; 3% de 74% em Cablejet	53,46	61,63	62,95	80,02

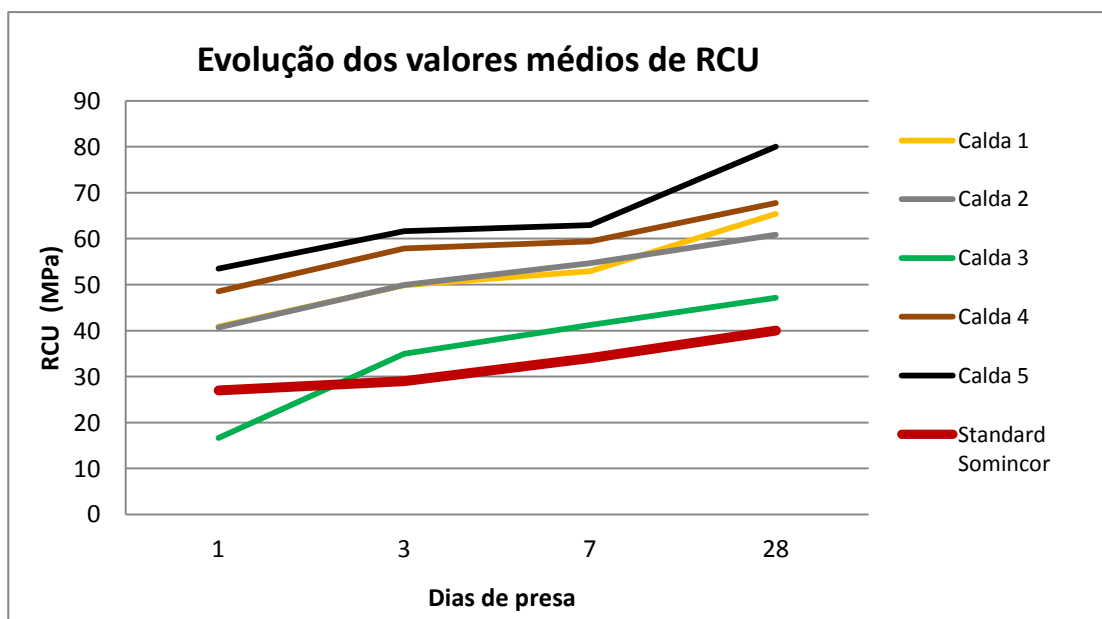


Figura 4.14 - Evolução dos valores médios de RCU.

Os comportamentos das caldas 4 e 5 destacam-se em relação às restantes, visto que obtiveram maiores valores de resistência à compressão uniaxial. Porém, a calda 5 aumenta significativamente a sua diferença para a calda 4 ao vigésimo oitavo dia, sendo 18 % superior. Observa-se que, nas caldas que possuem Cablejet, existe um intervalo de $R_{a/c}$ (entre 0,25 e 0,30) no qual a composição da calda

proporciona uma melhor acção do adjuvante, resultando em melhor comportamento reológico (mais trabalhabilidade) e em valores mais elevados de resistência à compressão.

Os valores de resistência à compressão ao sétimo dia (52,96 MPa) e no vigésimo oitavo dia (65,40 MPa) da calda 1, foram muito superiores aos que se apresentam na ficha técnica do cimento, visto que superam os 16 e os 32,5 MPa, respectivamente.

As condições de armazenamento (existentes na câmara húmida) das caldas de cimento após o seu fabrico são importantes e foram consideradas, uma vez que, é nesta altura que se iniciam os fenómenos de cura e presa. A existência de água na superfície dos provetes influencia os resultados dos ensaios, uma vez que diminui o atrito entre os pratos da prensa e os topos dos provetes cúbicos, neste âmbito efectuou-se a secagem dos provetes antes da realização dos ensaios de compressão.

Os resultados da calda 2 assemelham-se aos da calda 1, contudo devido ao facto de apresentar demasiada fluidez (pouca trabalhabilidade) após o seu fabrico, esta calda foi excluída dos restantes ensaios (tracção) efectuados neste trabalho laboratorial. Por sua vez, a calda 3 (com a argamassa Stabilcem T) foi a que registou os piores resultados, sendo que no primeiro dia até apresentou um valor abaixo dos parâmetros mínimos permitidos (<17 MPa). Por esta razão, tal como a calda 2, esta também é excluída da continuação do estudo.

4.3.4. Ensaios de tracção

Como foi referido anteriormente, na mina Neves-Corvo, o sistema de reforço por cabos faz-se pela introdução de dois cabos planos no interior de um furo. Assim, foi com este método que se efectuaram os ensaios de tracção em laboratório.

Os provetes têm uma forma cilíndrica com 1 m de comprimento (arbitrado) e 51 mm de diâmetro (externo) e possuem um revestimento metálico, enquanto que os cabos de aço têm um comprimento de 1,7 m e 15,2 mm de diâmetro (fig. 4.15).



Figura 4.15 - Componentes do sistema: Tubos metálicos (esq.); Cabos de aço planos (dir.).

A colocação da calda de cimento e dos cabos no tubo metálico foi manual, a ordem de colocação dos componentes não foi alterada, colocando-se em primeiro a calda de cimento e depois os cabos de aço. A par deste processo, efectuou-se a compactação e vibração do sistema através de 30 batimentos (fig. 4.16).



Figura 4.16 - Colocação da calda e cabos de aço no tubo metálico.

Após a colocação da calda e dos cabos nos provetes metálicos, procedeu-se ao seu armazenamento, devidamente organizados e identificados, numa câmara húmida (fig. 4.17).



Figura 4.17 - Armazenamento dos provetes na câmara húmida para os ensaios de tracção.

Os ensaios de tracção feitos em laboratório são rotativos, uma vez que apenas um segmento dos cabos está embutido em calda de cimento. As condições de laboratório são bastante diferentes das encontradas na mina, neste sentido, factores importantes como: (i) a resistência ao movimento na interface calda de cimento/macizo rochoso; (ii) a temperatura de secagem da calda; (iii) a existência de

vibrações, provocadas pelos equipamentos no interior da mina e pelos desmontes com explosivos (permitindo o ajuste das partículas da calda de cimento); (iv) a deformação das paredes do furo devido às alterações do estado de tensão do maciço; não podem, assim, ser aqui considerados (fig. 4.18).

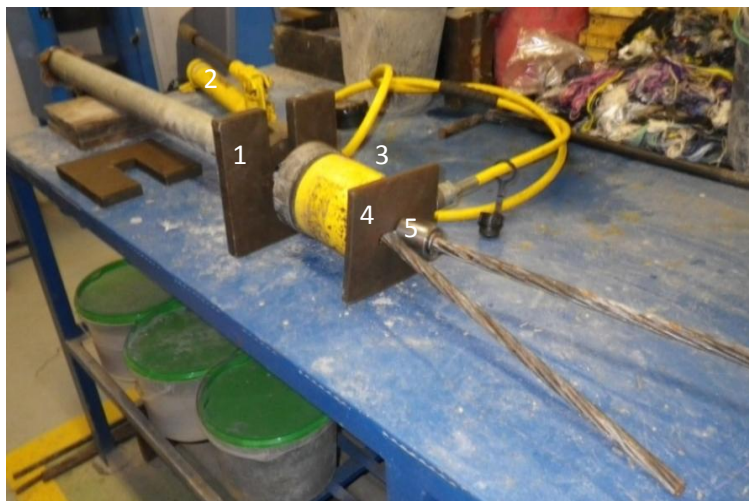


Figura 4.18 - Ensaio de tracção: 1- Chapas metálicas de apoio; 2- Macaco hidráulico; 3- Cilindro hidráulico; 4- Chapa metálica; 5- Cone e cilindro metálicos.

Todavia, no que respeita à tracção, os métodos utilizados em subterrâneo e em laboratório são semelhantes, pois só se tracciona um dos cabos. Como tal, apenas se coloca o cone e cilindro metálicos num cabo. A selecção do cabo a ser traccionado foi feita com base na centralização do mesmo no interior do provete. Desta forma, tal como sucede na prática, o cabo mais centrado é o escolhido. O equipamento de tracção (macaco hidráulico) utilizado é manual e a leitura da força é feita em kN, através de um manómetro. A medição de deformação ou deslocamento (d) do cabo era executada na zona entre o cilindro hidráulico (permite um deslocamento máximo de 7 cm) e as chapas metálicas de apoio (fig. 4.19).

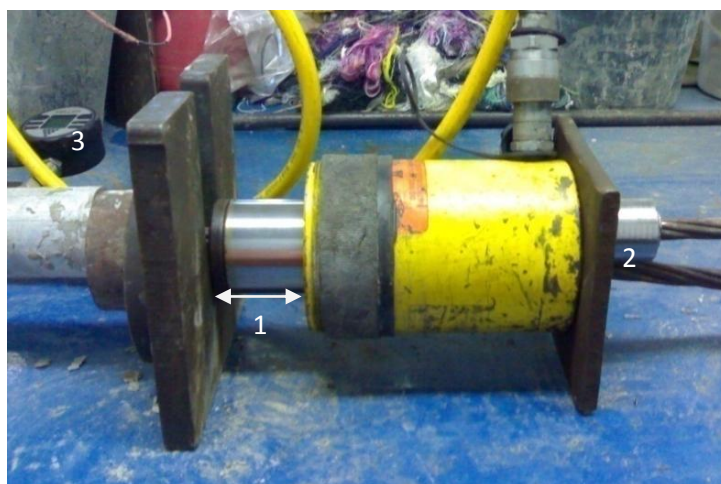


Figura 4.19 - Medição do deslocamento dos cabos: 1- Intervalo de deslocamento; 2- Cone e cilindro metálicos; 3- Manómetro.

Foram executados ensaios de tracção com diferentes periodicidades, designados neste estudo como: (i) ensaios horários (4, 8, 12 e 24 horas após o fabrico das caldas) com a finalidade de reduzir um turno na operação de traccionamento dos cabos no interior da mina; (ii) ensaios diários (efectuados ao 1º, 3º, 7º e 28º dias). Para cada ensaio são registados os valores de força (kN), de deslocamento (cm) e a força associada ao primeiro deslocamento observado, permitindo assim compreender a relação entre estes dois parâmetros.

Apenas os sistemas com as caldas 1 e 4 foram submetidos aos ensaios de tracção horários, pelo facto de serem fabricadas e testadas (RCU) primeiramente que a calda 5 obtendo resultados satisfatórios, e por questões relacionadas com a duração do trabalho. No que diz respeito aos ensaios diários, como já foi referido, foram testadas as caldas 1, 4 e 5 por serem as que apresentam melhor trabalhabilidade e por se destacarem, em termos geomecânicos, das restantes.

De acordo com o “Ground Control Management Plan” da empresa, o limite mínimo que o sistema de reforço deve suster é de 200 kN. Este valor admitido tem por base a bibliografia sobre o tema, onde é definido como o limite de elasticidade. Do mesmo modo, pela bibliografia e pelo controlo de qualidade do fornecedor, a carga mínima de ruptura dos cabos é de, aproximadamente 223 kN, pelo que o alcance deste valor foi considerado um objectivo, pois significaria que, a partir deste valor, a quebra do sistema só ocorreria por ruptura do cabo.

Face ao elevado número de ensaios de tracção realizados (60 ensaios), apresenta-se, de seguida, um exemplo de registo e tratamento de dados efectuado durante e após o ensaio de tracção. Durante os ensaios foram registados os valores dos deslocamentos do cabo traccionado e a força associada, anotando-se, desta forma, a força referente ao 1º deslocamento do cabo e a força máxima atingida durante o ensaio.

Tendo o historial do ensaio, é possível calcular parâmetros que caracterizam a ligação entre a calda de cimento e os cabos de aço como: o deslocamento total, comprimento crítico teórico e alongamento do cabo (Anexo III).

- Ensaio a 24h – Calda 1 ($R_{a/c} = 0,3$)

Tabela 4.4 - Historial de um ensaio de tracção a 24h - Calda 1 ($R_{a/c} = 0,3$).

Força (kN)	Deslocamento (cm)
0,7	1,8
4,1	1,9
14,7	2,1
37,4	2,5
66,2	2,6
81	2,8
107,4	3
131,5	3,2
148,7	3,4
165,8	3,6
179,4	3,8
186,1	4
196,4	4,1
206,9	4,3
211,8	4,4
217,2	4,5
217,8	4,7
222,1	4,8
226,3	4,9
229,7	5,1
234,1	5,3
235	5,5

} Ajuste dos componentes do sistema

→ 1º Deslocamento do cabo

Deslocamento total do cabo = $5,5 - 2,8 = 2,7$ cm

→ Ruptura do Cabo

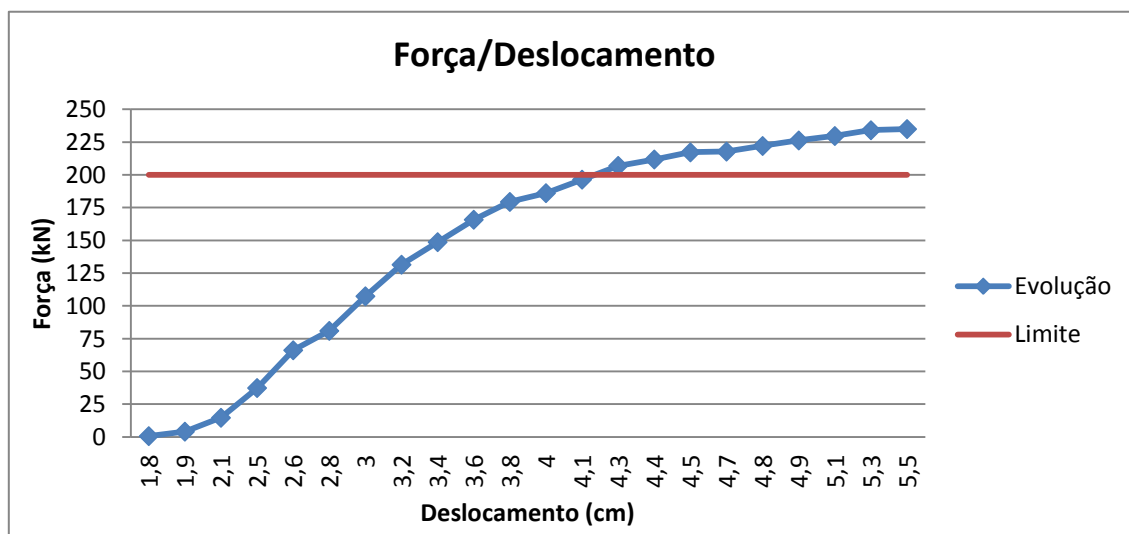


Figura 4.20 - Historial do deslocamento do cabo durante um ensaio de tracção a 24h - Calda 1 ($R_{a/c} = 0,3$).

O factor de alongamento (A), anteriormente referido na equação 2.1, de um cabo para uma carga aplicada (C_{ap}) na situação de ruptura (alongamento máximo) é dado por:

$$A = \frac{235 \times 1000}{140 \times 196} = 8,56 \text{ mm}$$

Convertendo o valor do alongamento em percentagem, pela equação 2.2:

$$A(\%) = \frac{8,56 \times 100}{1000} = 0,86 \%$$

Este valor de alongamento (0,86%) não se insere no intervalo entre 0,5 % e 0,75 %, citado por Prim (2010), anteriormente referido no capítulo 2.7. Porém, apesar de ser próximo deste intervalo, deve-se ter em conta que este se refere a ensaios de tracção efectuados apenas em cabos de aço e não a um sistema de reforço (como neste estudo). Acrescenta-se o facto de, muito provavelmente, os cabos de aço testados em ambos os ensaios serem de diferentes fornecedores (com propriedades diferentes).

Foram calculados os alongamentos do cabo, em milímetros (mm) e em (%), ocorridos durante os ensaios de tracção de modo a obter o historial de deformação do elemento de aço. Assim, a tabela 4.5 apresenta o historial de deformação do cabo traccionado ao longo do ensaio:

Tabela 4.5 - Historial de alongamento durante um ensaio de tracção a 24h - Calda 1 ($R_{a/c} = 0,3$).

Força (kN)	Deslocamento (cm)	Alongamento (mm)	Alongamento (%)
0,70	1,80	0,03	0,00
4,10	1,90	0,15	0,01
14,70	2,10	0,54	0,05
37,40	2,50	1,36	0,14
66,20	2,60	2,41	0,24
81,00	2,80	2,95	0,30
107,40	3,00	3,91	0,39
131,50	3,20	4,79	0,48
148,70	3,40	5,42	0,54
165,80	3,60	6,04	0,60
179,40	3,80	6,54	0,65
186,10	4,00	6,78	0,68
196,40	4,10	7,16	0,72
206,90	4,30	7,54	0,75
211,80	4,40	7,72	0,77
217,20	4,50	7,92	0,79
217,80	4,70	7,94	0,79
222,10	4,80	8,09	0,81
226,30	4,90	8,25	0,82
229,70	5,10	8,37	0,84
234,10	5,30	8,53	0,85
235,00	5,50	8,56	0,86

Uma vez que o limite elástico dos cabos de aço tem o valor de 200 kN (Ground Control Management Plan), o comprimento crítico teórico, para este exemplo, é definido por:

$$C_{ct} = \frac{200}{81} = 2,46 \text{ m}$$

Este, sendo um valor meramente teórico, indica que, no mínimo, o sistema de suporte por cabos teria de ter um comprimento de 2,46 metros para suportar os 200 kN exigidos como limite inferior, sem ocorrer o deslizamento do cabo. Como no interior da mina, os furos para a colocação de cabos possuem medidas de comprimento múltiplas de 1,8 metros (comprimentos das varas de furação), neste caso específico o furo teria de ter um comprimento de 3,6 m ou até mesmo 5,4 m tendo em conta a geologia da zona.

Os ensaios de tracção permitiram concluir:

- Através da tabela 4.6 onde se apresentam resultados médios dos ensaios horários, constata-se que os 1ºs deslocamentos do cabo, no sistema com a calda 4, ocorreram para cargas superiores às observadas com a calda 1 e que, no geral, se atingiram cargas máximas mais elevadas, o que indica uma maior capacidade do elemento de suporte. Verificou-se também, valores de deslocamento total e comprimento crítico teórico inferiores, para a calda 4, o que aponta para uma melhor aderência entre a calda e o cabo traccionado, levando a concluir que a calda 4 tem um comportamento resistente superior ao da calda 1.

Tabela 4.6 - Valores médios dos ensaios dos ensaios horários.

Ensaio	Calda		Periodicidade (h)	Carga ao 1º deslocamento (kN)	Carga máx. ensaio (kN)	Deslocamento total (cm)	Comprimento crítico teórico (m)
	Tipo	Composição					
Horários	1	R _{a/c} = 0,3	4	10,86	28,43	4,60	18,63
			8	20,93	112,85	5,35	14,96
			12	47,43	170,83	5,13	4,26
			24	120,60	214,70	2,67	2,49
	4	R _{a/c} = 0,25 +3% Cablejet	4	19,15	49,35	5,75	15,67
			8	53,33	225,00	3,40	3,84
			12	60,00	226,50	2,70	3,54
			24	72,45	240,50	3,50	3,12

- Na tabela 4.7, é possível realçar o facto de às 12 h se atingir a ruptura do cabo e danificação do tubo de aço, para a calda 4. Estes aspectos podem indicar que a tracção do cabo pode ser executada 12 h (2 turnos) após a colocação de cabos, visto que se atingem resistências bastante razoáveis. Nos ensaios realizados 24 h após o fabrico da calda 1 verificou-se que o comportamento da calda foi bastante satisfatório, este, pode ser verificado na tabela 4.6 e na

tabela 4.7 (onde se regista a ruptura do cabo de aço). Em ambos os casos referidos, a acção da resistência de aderência na interface cabo/calda é satisfatória, embora o da calda 4 seja melhor, devido ao facto da ruptura (fig. 4.21) ser atingida num período pós-fabrico da calda inferior.

Tabela 4.7 - Observações registadas nos ensaios horários.

Ensaio	Periodicidade (h)	Observações Calda 1	Observações Calda 4
Horários	4	Nada a registar	Nada a registar
	8	Nada a registar	Danificação do tubo
	12	Nada a registar	Danificação do tubo metálico e ruptura do cabo
	24	Danificação do tubo metálico e ruptura do cabo	Danificação do tubo



Figura 4.21 - Ruptura dos cabos de aço nos ensaios de tracção.

- A ocorrência de deformação do tubo de aço é um indicador do bom funcionamento do sistema, pois significa que nem o cabo nem a aderência entre cabo e calda cedem (fig. 4.22). Realça-se a ocorrência deste facto nos ensaios a 8 h com a calda 4, ultrapassando-se mesmo, em alguns casos, a carga de ruptura dos cabos (223 kN).



Figura 4.22 - Deformação do tubo metálico nos ensaios de tracção.

- No que diz respeito aos ensaios diários, embora na tabela 4.8 a diferença entre os ensaios diários da calda 1 em relação aos das caldas 4 e 5, esteja um pouco atenuada (valores médios) verifica-se que as caldas 4 e 5 possuem, no geral, resultados mais satisfatórios (ao nível da carga ao primeiro deslocamento e carga máxima) que a calda normal, ao comparar cada dia de ensaio.

Tabela 4.8 - Valores médios dos ensaios diários

Ensaio	Calda		Periodicidade (dias)	Carga ao 1º deslocamento (kN)	Carga máx. ensaio (kN)	Deslocamento total (cm)	Comprimento crítico teórico (m)
	Tipo	Composição					
Diários	1	$R_{a/c} = 0,3$	1	29,07	162,13	1,60	6,22
			3	61,25	228,25	3,87	3,04
			7	58,13	229,67	4,47	3,20
			28	66,40	240,23	4,60	2,49
	4	$R_{a/c} = 0,25 + 3\% \text{ Cablejet}$	1	62,37	248,33	3,97	3,22
			3	35,00	276,00	4,80	3,03
			7	69,35	247,00	3,90	2,64
			28	81,45	246,73	2,20	2,45
	5	$R_{a/c} = 0,26 + 3\% \text{ Cablejet}$	1	53,50	254,00	3,10	4,18
			3	87,30	254,67	3,50	2,30
			7	89,00	232,30	4,05	2,34
			28	60,90	243,57	2,60	3,71

- Na bibliografia da especialidade a resistência de aderência é calculada com base no valor de carga ao primeiro deslocamento. Neste trabalho, definiu-se um parâmetro denominado Factor de resistência de aderência (R) entre o cabo e a calda de cimento, que corresponde à relação entre a carga ao primeiro deslocamento e a carga máxima do ensaio, expresso em percentagem. Com a definição deste parâmetro, pretende que a análise e comparação de resultados sejam facilitadas, visto que este é um factor indicativo da resistência de aderência do sistema. O cálculo do factor R é efectuado com base na expressão:

$$R = \frac{\text{Carga ao 1º deslocamento}}{\text{Carga máxima do ensaio}} \times 100 \quad (\text{Equação 4.1})$$

Na figura 4.23, é possível observar a variação do factor de resistência de aderência (R) de cada calda ao longo dos dias de ensaio.

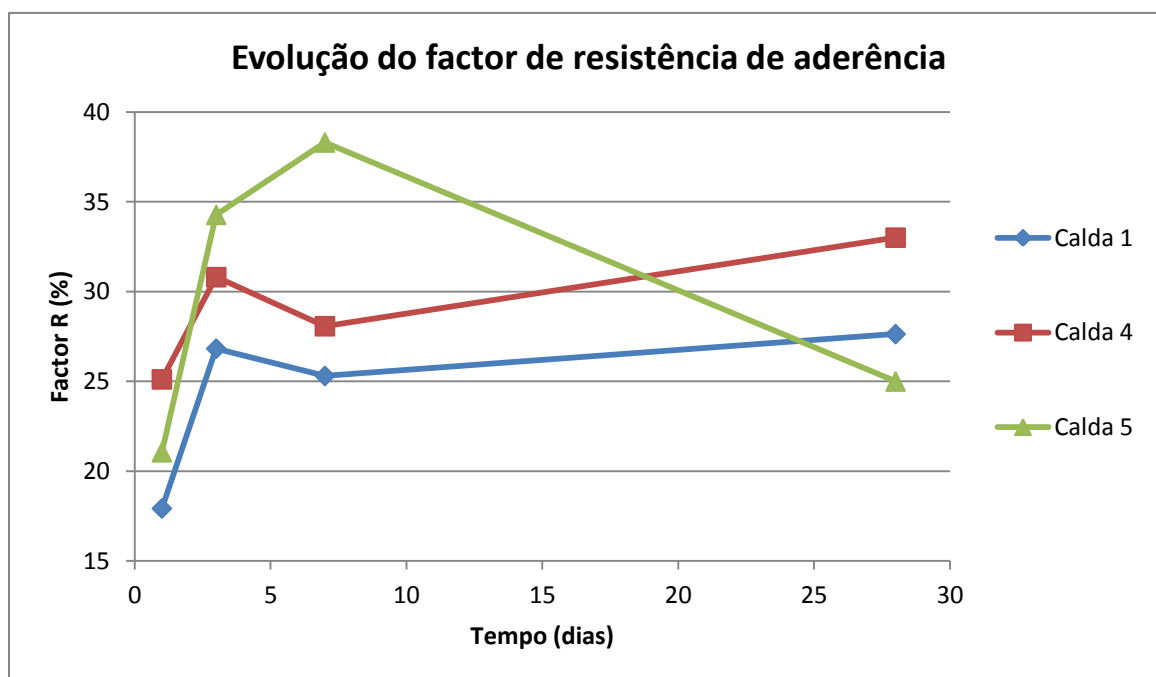


Figura 4.23 – Evolução do factor de resistência de aderência.

- Pela figura 4.23, é possível verificar a influência do adjuvante Cablejet na composição das caldas, uma vez que se verifica um aumento da resistência de aderência nos primeiros dias de ensaios. É de salientar o valor de factor R atingido ao sétimo dia pela calda 5, sendo muito superior aos alcançados pelas caldas 1 e 4 para o mesmo dia. A semelhança nos comportamentos das caldas 4 e 1 também é notória.
- No que diz respeito ao comportamento anómalo da calda 5 ao vigésimo oitavo dia, por comparação com da calda 4, é provavelmente explicado pela relação de água/cimento ser superior. Este acréscimo de água na composição da calda 5 aumenta a probabilidade de vazios na coluna de calda, eventualmente causados pelo arrastamento de partículas finas da argamassa. Apesar do adjuvante utilizado ser expansivo, a existência de vazios de pequenas dimensões é inevitável e observou-se nas caldas estudadas. Este aspecto será retomado em 4.3.5..
- É de salientar a consistência dos resultados referentes aos ensaios diários da calda 4, pois na maioria dos testes, ou se deu a ruptura do sistema ou a deformação do tubo de aço como é visível na tabela 4.9. Este facto, permite afirmar que a acção da aderência entre cabo e calda, em oposição à solicitação axial, é bastante satisfatória e suficiente para que se atinja a ruptura do cabo em todos os dias de ensaio.

Tabela 4.9 – Observações registadas nos ensaios diários

Ensaio	Periodicidade (dias)	Observações Calda 1	Observações Calda 4	Observações Calda 5
Diários	1	Nada a registar	Ruptura do cabo de aço	Ruptura do cabo de aço
	3	Danificação do tubo metálico	Ruptura do cabo de aço	Estalos durante ensaios e ruptura do cabo
	7	Danificação do tubo metálico e ruptura do cabo	Ruptura do cabo de aço	Estalos durante ensaios e ruptura do cabo
	28	Estalos durante os ensaios	Danificação do tubo metálico e ruptura do cabo	Estalos durante os ensaios

- A ocorrência de estalos durante os ensaios ao sétimo e vigésimo oitavo dias das caldas 1 e 5 foi constante e provocada pelo deslize do cabo no interior da calda. Na maioria dos casos em que se verificou este fenómeno, após o deslize do cabo, os valores de resistência de aderência aumentavam novamente provocando, em algumas situações, um efeito inconstante nos gráficos dos ensaios (fig. 4.24). Este comportamento pode estar relacionado com o facto do mecanismo de tracção (macaco hidráulico) ser manual, visto que, se fosse automático, a força de tracção exercida no cabo era contínua e possivelmente o deslizamento do cabo também.

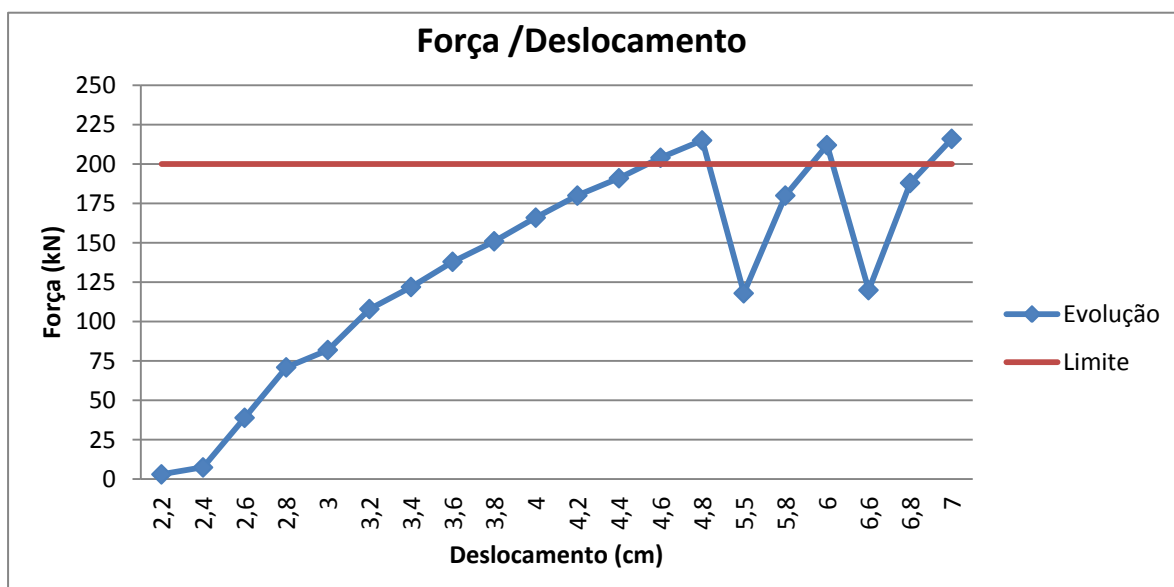


Figura 4.24 – Efeito inconstante registado durante os ensaios devido aos deslocamentos do cabo – ensaio ao 7º dia da calda 5.

- Em algumas situações a força de tracção aplicada foi muito superior à carga de ruptura do cabo (223 kN) e este não partiu, continuando a deslocar-se no interior da calda. Embora seja de esperar o deslocamento do cabo (continuando a suportar a carga aplicada), a aderência entre a calda de cimento e o cabo pode ser questionada pois, pressupõe-se que, se não existisse o deslizamento a ruptura do cabo era inevitável.
- Na figura 4.25 é possível observar as marcas do deslocamento dos cabos na calda de cimento, no final de cada ensaio. Como era esperado, o deslocamento do cabo traccionado (1) tinha uma amplitude superior ao do outro cabo. O deslocamento deste último (2), ocorre devido à sua proximidade ou possível contacto com o cabo traccionado, sendo influenciado pelo seu escorregamento ao longo do ensaio.



Figura 4.25 - Deslocamentos dos cabos após a tracção: 1 - deslocamento do cabo traccionado; 2 - Deslocamento do cabo não traccionado.

- Com a finalidade de se verificar o comportamento dos cabos no interior do tubo, posteriormente aos ensaios de tracção efectuados aos provetes em que se tinha utilizado a calda 5, procedeu-se ao corte longitudinal dos provetes. Foi possível observar que os cabos, além de em alguns casos se encontrarem entrelaçados, por vezes encontravam-se à superfície do tubo, factor que não é benéfico para a acção do sistema de reforço. Devido à “descentralização” dos cabos no tubo, as marcas do deslocamento são visíveis à superfície do provete de calda (fig. 4.26).



Figura 4.26 - Posição do cabo no interior da calda (esq.); Registo do deslocamento do cabo no interior da calda (dir.).

4.3.5. Verificação de vazios

O comportamento e distribuição da calda de cimento no interior do tubo são bastante importantes para a acção e capacidade do sistema. Neste âmbito, colocou-se a calda e os cabos em tubos de PVC e, após a sua secagem e desmoldagem (corte longitudinal da secção com uma rebarbadora), foi analisada a presença de vazios.

Tal como nos ensaios de tracção, foram testadas as caldas 1, 4 e 5 e observou-se que, após a extracção do tubo de PVC a existência de vazios era muito reduzida à superfície. Contudo, a quebra de algumas partes dos provetes de calda no processo de desmoldagem deixaram algumas zonas interiores da calda expostas, onde se verificaram pequenos vazios (fig. 4.27).



Figura 4.27 - Verificação de vazios: Superfície lisa, sem vazios (esq.); Vazios interiores de pequenas dimensões (dir.).

No geral, a ocupação das caldas nos tubos PVC foi bastante razoável existindo apenas alguns vazios de dimensões reduzidas. Este facto pode ter como causa uma insuficiente compactação e vibração dos provetes enquanto a calda estava no seu estado fresco. Como já foi referido anteriormente, no interior da mina pressupõe-se que a compactação e vibração sejam de maior amplitude devido, essencialmente, aos desmontes com explosivos, ao tráfego de veículos e à deformação das paredes do furo, devido às mudanças do estado de tensão.

4.4. Análise de resultados

Após o trabalho laboratorial realizado, destaca-se o facto das caldas 4 e 5 obterem melhores resultados em relação à calda 1, tanto a nível de resistência à compressão uniaxial como à tracção.

Salienta-se as rupturas observadas nos ensaios com calda 4, todos os dias de ensaio (tabela 4.9). A ocorrência de estalos durante os ensaios com a calda 5 não era prevista, visto que esta calda apresentava até então um melhor comportamento geomecânico (valores de resistência à compressão superiores). Na figura 4.28, é possível observar a variação da resistência à compressão da calda com o factor de resistência de aderência (R). Pelas linhas de tendência presentes na Fig. 4.28, observa-se que a correlação entre estes dois parâmetros varia entre os 67,5% e os 99,9%. Relativamente ao caso da calda 5, é de notar que apenas foram contabilizados os três primeiros dias de ensaios pois, para o vigésimo oitavo dia observou-se um decréscimo anormal do factor de resistência de aderência.

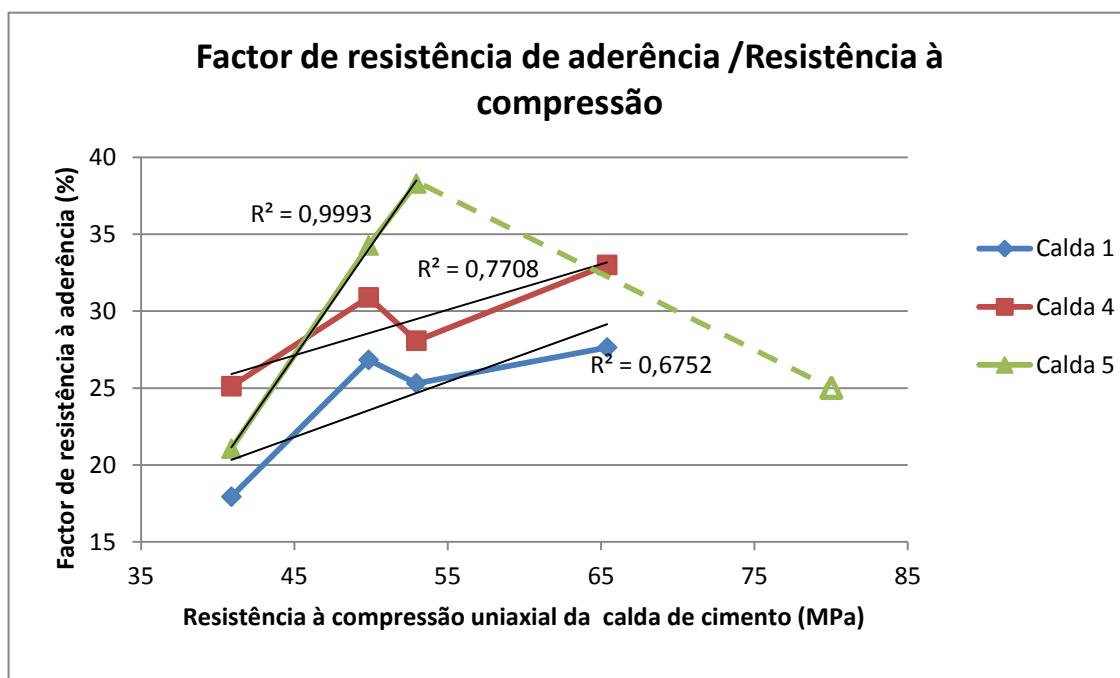


Figura 4.28 – Relação entre resistência à compressão uniaxial da calda de cimento e o factor de resistência de aderência.

No que diz respeito à consistência verificada logo após o fabrico das caldas, confirmou-se o que previamente se tinha constatado no acompanhamento da equipa de colocação de cabos à mina, isto é, a consistência da calda 1 é a adequada para esta operação e como tal, ao longo do estudo, serviu como base de comparação de consistência das restantes caldas. Neste sentido, a calda 4, embora tenha obtido resultados satisfatórios nos ensaios (RCU e tracção) não possui a consistência desejada, iniciando rapidamente a sua presa. Por sua vez, a calda 5, apresentando uma consistência semelhante à da calda 1, destacou-se sobretudo nos ensaios de resistência à compressão, embora os resultados dos ensaios de tracção tenham sido satisfatórios apenas nos três primeiros dias de ensaios.

No que diz respeito à carga máxima suportada pelo sistema e aos deslocamentos totais, constata-se que, no geral, as caldas 4 e 5 tiveram resultados bastante semelhantes (tabela 4.8), ultrapassando na maioria dos casos a carga de ruptura dos cabos (223 kN) para valores de deslocamentos totais da mesma amplitude.

A ocorrência de quebra do sistema devido à ruptura do cabo é um indicador que o comprimento do provete (de embutimento) é superior ao comprimento de embutimento crítico ($CE > CEC$). Como foi anteriormente dito no capítulo 2.7, este comprimento crítico corresponde entre 15 a 20 vezes o diâmetro do cabo, ou seja, situa-se entre 22,8 e 30,4 cm, respectivamente. Assim, tendo o segmento de cabo embutido em cimento um comprimento de 1 m, trabalhou-se no domínio da falha do sistema por ruptura do cabo, como os resultados comprovaram.

5. Dimensionamento do sustimento por cabos

A otimização do dimensionamento do sustimento por cabos passa pela melhoria e ajustamento dos cálculos do comprimento dos cabos, de modo a adequar este tipo suporte às características do maciço, a evitar o seu sobredimensionamento e a ter um controlo de quantidade e custo de cabos de aço.

Neste âmbito, através de uma folha de cálculo, relacionam-se diversos parâmetros importantes do dimensionamento do sustimento por cabos e do controlo de quantidade e custo, como: (i) Densidade da rocha; (ii) Malha de sustimento; (iii) Área tributária de um sistema de suporte por cabos; (iv) Número de furos; (v) Capacidade exigida ao suporte; (vi) Comprimento *standard* dos cabos; (vii) Dimensões e peso dos blocos (em fatia ou em cunha); (viii) Quantidade de cabo; (ix) Custo total de cabo; (x) Dimensões da galeria.

A malha de sustimento é bastante importante para a eficiência global do mesmo numa determinada zona da galeria. Deve ser dimensionada de acordo com a capacidade de suporte por cabos, tipo e características da rocha (ex: densidade, rigidez, fracturação) e local de aplicação (ex: intersecções, alargamentos, galerias de desmonte). A alteração da malha no interior de uma galeria pode provocar a ineficiência do suporte e, desta forma, afectar a segurança das operações. Actualmente, na Somincor, a dimensão das malhas ($m_1 \times m_2$) utilizadas são: (i) 1,5x1,5 m; (ii) 1,7x1,7 m; (iii) 2,0x2,0 m. Associado a este parâmetro, está a área tributária, uma vez que se relaciona com a área de influência de um elemento de suporte, estando o furo localizado no seu centro (fig. 4.29).

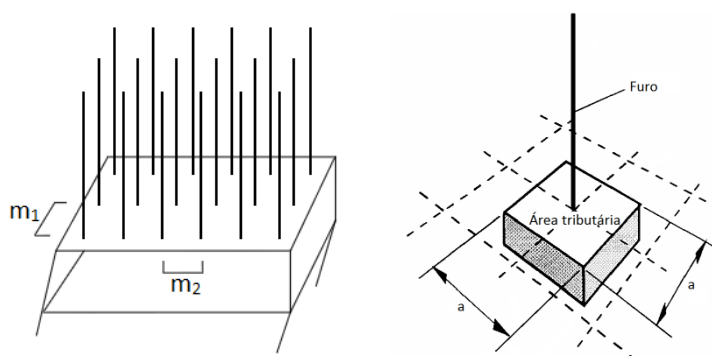
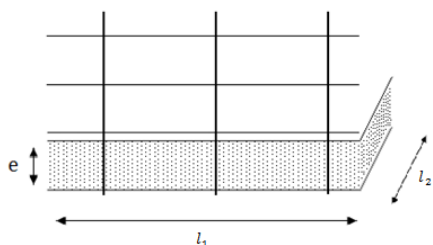


Figura 4.29 - Malha de sustimento (esq.); Área tributária (dir.) (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

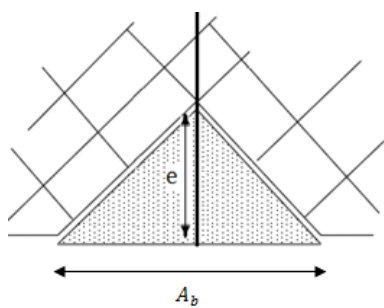
Na empresa, o Departamento de Geologia fornece informações sobre a densidade da rocha (ton/m^3) e o grau de fracturação do maciço bem como a orientação das falhas existentes. Neste caso, existem diversos tipos de rocha, cada um com um determinado valor de densidade que não é constante, isto é, o mesmo tipo de rocha pode apresentar diferentes densidades devido essencialmente à sua diferente localização e à variação da quantidade dos seus minerais. No que diz respeito à fracturação e orientação das falhas, os tipos de blocos geralmente formados são, bloco em fatia ou bloco em cunha.

De modo a adequar o sustimento aos blocos de maciço rochoso formados, é necessário determinar as dimensões do bloco (fig. 4.30 e 4.31) e o seu peso (B) (expresso em toneladas). Assim, o volume dos blocos é calculado consoante as equações 4.2 e 4.3, em que l_1 , l_2 correspondem aos lados do bloco em fatia, e à espessura do bloco e A_b à área da base (do bloco em cunha).



$$V_f = l_1 \times l_2 \times e \text{ (m}^3\text{)} \quad \text{(Equação 4.2)}$$

Figura 4.30 - Dimensões de bloco em fatia (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).



$$V_c = \frac{A_b \times e}{3} \text{ (m}^3\text{)} \quad \text{(Equação 4.3)}$$

Figura 4.31 - Dimensões de bloco em cunha (Adaptado de Hutchinson e Diederichs, 1996).

O valor da capacidade exigida ao suporte (E) está definido pelo “ Ground Control Management Plan” da Somincor e corresponde ao limite mínimo de capacidade do sustimento por cabos expresso em toneladas por metro (ton/m). Outro parâmetro definido pela empresa, é o factor de segurança (FS). Este é um parâmetro adimensional que corresponde à relação existente entre a capacidade do sustimento e a tensão transmitida pelo maciço, aplicada ao suporte. Deste modo, se o seu valor for inferior a 1 admite-se que a ruptura do sustimento ocorre. Assim, neste caso, assume-se um valor entre 1 e 2, geralmente 1,5. De referir que, por ser apenas considerado o peso do bloco e não, o atrito existente ao longo do plano de deslizamento, este método de dimensionamento sugerido considera o pior caso.

O comprimento dos cabos é calculado, neste método, pela multiplicação da relação, entre o peso do bloco (B) e a capacidade exigida ao suporte (E), pelo factor de segurança (FS):

$$\text{Comprimento dos cabos} = \left(\frac{B}{E} \right) \times FS \text{ (m)} \quad \text{(Equação 4.4)}$$

Como já referido anteriormente, o comprimento do sustimento por cabos é definido por valores múltiplos de 1,8 metros (comprimento das varas de furação) e o seu máximo é 12,6 m. Assim, consoante o comprimento de cabos calculado pelo método, estabeleceram-se 7 intervalos de aplicação de comprimento standard ($L_{standard}$) (tab. 4.10).

Tabela 4.10 - Intervalos definidos para determinação do comprimento standard dos cabos.

Intervalo (m)	Comprimento Standard dos cabos (m)
[0; 1,8[1,8
[1,8; 3,6[3,6
[3,6; 5,4[5,4
[5,4; 7,2[7,2
[7,2; 9,0[9
[9,0; 10,8[10,8
[10,8; 12,6[12,6

No que diz respeito ao controlo de quantidade e custo de cabos de aço aplicados, pode-se definir a quantidade de cabo (Q_{cabo}), sabendo que são aplicados dois cabos por furo, segundo a equação 4.5:

$$Q_{cabo} = (L_{standard} + 0,4) \times N^{\circ} \text{ Furos} \times 2 \quad (m) \quad (\text{Equação 4.5})$$

Este parâmetro encontra-se relacionado com o número de furos (obtido pela relação entre a área da galeria e a área tributária de cada elemento de suporte), com o comprimento *standard* de cabo e com o comprimento de cabo livre (quantidade de cabo que se deixa fora do furo para se efectuar a tracção), geralmente 0,4 m. Através da multiplicação entre a quantidade de cabo aplicado e o custo unitário (dado pelo fornecedor), pode ser determinado o custo total de cabo.

Segue-se um exemplo de aplicação do método:

Densidade rocha (ton/m ³)	Malha (m)	Factor Segurança	Espessura bloco (m)	Área tributária cabo (m ²)	Volume bloco fatia (m ³)	Peso bloco (ton)	Capacidade exigida (ton/m)	Comprimento cabos (m)	Comprimento Standard cabos (m)
3,0	2,0	1,5	4,0	4,0	16,0	48,0	20,0	3,6	5,4

Largura Galeria (m)	Comprimento Galeria (m)	Área Galeria (m ²)	Perímetro Galeria (m)	Número furos	Quantidade de cabo (m)	Custo unitário cabo (Euros/m)	Custo total cabo (Euros)
5,0	40,0	200,0	90,0	50,0	580,0	17,0	9860,0

Figura 4.32 - Exemplo de aplicação do método de dimensionamento sugerido.

6. Considerações finais

6.1. Conclusões

O estudo laboratorial efectuado pretendeu contribuir para a análise das variáveis que afectam a acção do sustimento por cabos, permitindo um dimensionamento mais exacto e, por consequência, mais adequado ao tipo de maciço em que o sistema é instalado. O correcto dimensionamento do suporte é fundamental pois evita o sobredimensionamento, diminuindo os custos de operação e assegurando, simultaneamente, a segurança das operações na mina.

A optimização do sustimento, com a introdução de novos tipos de cabos, nomeadamente dois cabos com espaçadores e um cabo com diâmetro superior ao aplicado actualmente, está relacionada com o aumento da capacidade do sistema. A introdução de espaçadores entre dois cabos não permite o seu entrosamento e contacto, ficando ambos completamente rodeados por calda de cimento e com um espaçamento igual entre eles. Já a introdução de um cabo com um diâmetro maior que o actual, além de reduzir a quantidade de cabo utilizada actualmente (aproximadamente 250 km/ano), permite uma maior capacidade ao sistema, tendo em atenção o volume de calda no furo, pois a transferência de carga para o maciço não deve ser comprometida.

Conclui-se que, a cada tipo e método de aplicação de cabos está associada uma calda de cimento óptima, que representa o compromisso entre uma elevada resistência (diminuindo a $R_{a/c}$) e uma fluidez adequada (aumentando a $R_{a/c}$). No caso estudado, a relação entre água e cimento aplicada na mina de Neves-Corvo ($R_{a/c} = 0,3$), é considerada adequada. Através de ensaios laboratoriais, foi possível, todavia, fabricar caldas de cimento cujo comportamento resistente foi mais elevado.

No que diz respeito à consistência das caldas, verificada logo após o seu fabrico, verificou-se que a consistência da calda 1 é a adequada para a operação de colocação do suporte por cabos na Mina de Neves-Corvo e como tal, serviu como base de comparação de consistência das restantes caldas. Assim, analisando a consistência de todas as caldas pode-se concluir que as caldas 2 e 4 não apresentam as características desejadas para a operação e que as consistências das caldas 3 e 5 se assemelharam bastante à da calda 1.

A variação de consistência entre as caldas 4 e 5, resultante do aumento da relação água/cimento em 1%, permite concluir acerca da elevada sensibilidade do adjuvante (Cablejet) à quantidade de água na composição da argamassa. Este facto pode ser prejudicial na preparação de caldas na mina, pois, com este produto, a quantidade de água de mistura teria de ser altamente controlada de modo a que a sua trabalhabilidade seja adequada não comprometendo o desempenho do sustimento por cabos.

No que se refere aos ensaios de resistência à compressão uniaxial, destacam-se os resultados obtidos pelas caldas 4 e 5, obtendo valores muito superiores aos da calda 1. Contudo, foi a calda 5 a que obteve os melhores resultados, apresentando mesmo, um aumento de 22% ao vigésimo oitavo dia em relação à calda 1.

No que diz respeito aos ensaios de tracção horários, destaca-se o facto de, doze horas após o fabrico da calda 4 se conseguir atingir a danificação do tubo metálico e a quebra do sistema de reforço por ruptura do cabo de aço, traduzindo a boa aderência na interface cabo/calda neste período. Visto que, actualmente na Somincor, a operação de tracção dos cabos é feita após um intervalo de três turnos da sua aplicação, este facto pode ser indicativo de que se poderá reduzir um turno na tracção dos cabos.

Em relação aos ensaios de tracção diários, verifica-se a influência do adjuvante Cablejet no aumento da aderência entre cabo e calda. Esta influência é, principalmente, notada nos primeiros dias de ensaios verificando-se, mesmo, um resultado bastante satisfatório para a calda 5 nos ensaios a sete dias. Todavia, como continuação do estudo, é importante o total conhecimento do comportamento da calda 5 nos ensaios ao vigésimo oitavo dia, uma vez que os resultados não deram continuidade ao comportamento evidenciado anteriormente.

A degradação da calda 5 verificada após o sétimo dia de ensaios de tracção pode estar relacionada com a quantidade de água presente na composição da calda, uma vez que, em comparação com a composição da calda 4, apenas se aumentou 1% na relação água/cimento à calda 5, mantendo as quantidades dos outros componentes constantes. Propõe-se então, um estudo da reologia da calda 5, focado, nomeadamente, nas variações de viscosidade vinte e oito dias após o seu fabrico e a repetição de ensaios de tracção com a mesma periodicidade como validação de resultados.

6.2. Recomendações

Como melhoria do estudo e obtenção de maior número de dados, o número de testes, tanto de compressão uniaxial como de tracção, às diferentes caldas teria de ser superior ao efectuado, de maneira a concluir com um menor grau de incerteza acerca do comportamento das mesmas. O melhoramento das propriedades da calda, principalmente a nível geomecânico e de resistência de aderência com o cabo, passa pela descoberta do melhor aditivo a juntar ao cimento e à água. Esta pesquisa deverá ser constante pois, um dos principais objectivos em termos de segurança (definidos pela empresa) é a melhoria do sustimento por cabos implementado, aumentando a sua capacidade de suporte.

Recomenda-se ainda um estudo da interacção química entre o adjuvante e os restantes componentes da calda, a fim de compreender o valor anómalo de resistência de aderência da calda 5 aos 28 dias.

Neste caso, verificou-se uma “degradação” das características resistentes da calda, provavelmente relacionada com a química do processo, denunciando a elevada sensibilidade do produto à quantidade de água presente na composição da calda.

É importante referir o sucesso do sistema de ensaios de tracção implementado, garantindo a obtenção de valores que se assemelham aos encontrados em bibliografia e aos esperados consoante as especificações dos produtos (ex: cabos, calda). Porém, sabendo a importância do confinamento para a eficiência do sistema, a realização de ensaios na mina iria permitir resultados mais próximos da realidade, devido sobretudo à rigidez do material envolvente ao sistema e à rugosidade existente nas paredes do furo. À semelhança do confronto de resultados de ensaios de laboratório, a comparação dos mesmos com ensaios *in situ* deve ser efectuada com algumas precauções pois as condições externas (ex: estado de tensão, temperatura, confinamento) ao suporte são diferentes.

Este estudo poderá ser enriquecido com a realização de mais ensaios laboratoriais facilitados pela utilização de um equipamento que permita mais rapidez de execução e tratamento de dados com maior exactidão. No caso dos ensaios de tracção, a utilização de um equipamento hidráulico automatizado, de maior capacidade de tracção e possibilidade de armazenamento e tratamento de dados (menos susceptível a erros) seria vantajoso. Sugere-se ainda, a adopção de outros tipos de ensaios de tracção (não rotativos). A execução destes testes, nomeadamente os de duplo tubo, seria benéfica para o estudo, devido ao facto da resposta do elemento de reforço se aproximar bastante à verificada no ambiente subterrâneo (quando o sustimento atravessa uma descontinuidade).

A constante prospecção e reconhecimento de novos jazigos, nomeadamente de minérios zincíferos, conduzem a uma expansão da mina de Neves-Corvo para novas zonas do maciço. Este facto, constitui uma oportunidade de alteração dos métodos de suporte implementados de modo a adequá-los ao comportamento geomecânico do maciço. Pensa-se que a alteração do tipo de cabo (geometria ou diâmetro) ou a adição de mecanismos complementares (ex: espaçadores entre cabos), pode constituir melhoria do sustimento. Deste modo, sugere-se o estudo da aplicação de dois cabos planos com espaçadores (ambos traccionados) ou a de um único cabo, de diâmetro superior a 15,2 mm. Prevê-se que ambas as hipóteses vão dificultar o manuseamento do braço do equipamento (exigindo mais esforço), podendo comprometer o bom funcionamento do equipamento actual. Desta forma, seria de esperar um investimento inicial de modo a adequar não só o equipamento de aplicação como o de tracção (ex: cones e chapa metálica, macaco hidráulico) aos novos tipos de cabos.

A introdução dos dois cabos simultaneamente ou a de um único cabo é, obviamente, menos morosa que a de dois cabos separadamente. Contudo, é necessária uma análise económica, pois o custo destes tipos de cabos é obviamente superior ao utilizado, mas, por outro lado, pelo facto de diminuírem o tempo de aplicação do suporte, podem levar à redução de custos totais da operação (ex: electricidade, combustível, manutenção do equipamento).

A adição de agregados á composição da calda também poderá ser estudada com vista à melhoria das suas propriedades. Esta prática é frequente em algumas minas, como no caso da mina Cuiabá situada em Sabará (Brasil), em que é adicionada areia lavada e peneirada à composição da calda com a principal finalidade de aumentar a coesão e trabalhabilidade da calda (reduzindo a sua viscosidade) (Trópia, 2012). A alteração da granulometria das caldas de cimento, adicionando diferentes quantidades e tipos de areia, foi estudada através de ensaios laboratoriais de tracção, verificando-se um aumento da resistência ao corte na interface cabo/calda e, conseqüentemente, da capacidade do suporte. Contudo, a probabilidade de problemas ou danificação dos equipamentos de injeção aumenta, sendo necessário adequá-lo à presença de agregados (Goris, 1990).

8. Referências Bibliográficas

BARDELLA, P.; BARBOSA, C.; CAMARINI, G. (2005). Sistemas de Cura em Concretos Produzidos com Cimento Portland de Alto-forno com utilização de sílica ativa. 1º Encontro Nacional de Pesquisa – Projeto -Produção em Concreto Pré-Moldado, São Carlos, Brasil;

BARLEY, A. e WINDSOR, C. (2000). Recent advances in ground anchor and ground Reinforcement technology with reference to the development of the art. *GeoEng 2000* International Conference, Melbourne, Australia;

BASTOS, M. (1998). A Geotecnia na Concepção, Projecto e Execução de Túneis em Maciços Rochosos. Dissertação para obtenção do grau de Mestre em Georrecursos – Área de Geotecnia. I. S. T. – U. T. L. Lisboa;

BRADY, B. H. G. e BROWN, E. T. (2005). *Rock Mechanics for underground mining*. 3ª edição, Springer Science e Business Media, Inc.;

BAWDEN, W. e LAUSCH, P. (2000). The use of smart cable bolt instruments toward the design and design optimization of underground rock support system;

CAMPOLI, A.; POLAND, R.; MIRABILE, B. (2009). Application of Tensioned Cable Bolts for Supplemental Support. 29th International Conference on Ground Control in Mining;

CARDOSO, F.; PILEGGI, R.; JOHN, V. (2005). Caracterização reológica de argamassas pelo Método de *Squeeze-Flow*. VI Simpósio Brasileiro de Tecnologia de Argamassas, Florianópolis, Brasil;

CHOO, S.; KANG, S.; CHO, Y. (2008). A numerical analysis for the comparison of support behavior between conventional rock bolt and spiral bolt. *World Tunnel Congress 2008 - Underground Facilities for Better Environment and Safety*, India;

COSTA, A. e APPLETON, J. (2002). Estruturas de Betão I - Parte II – Materiais. Departamento de Engenharia Civil, I.S.T. – U.T.L., Lisboa;

COUTINHO, J. (2006). Materiais de construção 2 - 1ª parte – ligantes e caldas. Faculdade de Engenharia, Universidade do Porto;

DIAS, C. (2010). Corrosão do cobre em amostras de solo de diferentes graus de agressividade. Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Química Tecnológica, Faculdade de Ciências – U.T.L., Lisboa;

GOMES, A. (2009). Relatório de Estágio para inscrição na Ordem dos Engenheiros. Departamento de Estudos e Mecânica de Rochas, Somincor, S.A.;

GORICKI, A.; RACHANIOTIS, N.; HOEK, E.; MARINOS, P.; TSOTSOS, S.; SCHUBERT, W. (2006). Support Decision Criteria for Tunnels in Fault Zones. Proceedings of the 55th Geomechanics Colloquium, Salsberg;

GORIS, J. (1990). Laboratory Evaluation of Cable Bolt Supports - Evaluation of Supports Using Conventional Cables. Report of Investigations, United States Department of the Interior;

GRAY, P.; HAWKER, R.; SYKES, A.; TADOLINI, S. (2009). New Developments in Self Drilling Rock Bolt Technology. 29th International Conference on Ground Control in Mining;

GUIMARÃES, J. (2008). Sebenta de Resistência dos Materiais;

HARTMAN, H *et al.* (1992). SME – Mining Engineering Handbook, 2nd edition – Vol. 2. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.;

HARTMAN, H e MUTMANSKY, J. (2002). Introductory Mining Engineering. 2nd edition. U.S.A., John Wiley and Sons Publishers;

HASSEL, R.; VILLAESCUSA, E.; THOMPSON, A. (2006). Testing and evaluation of corrosion on cable bolt anchors. American Rock Mechanics Association;

HOEK, E.; KAISER, P. e BAWDEN, W. (2000). Support of Underground Excavations in Hard Rock;

HUNG, C.; MONSEES, J.; MUNFAH, N.; WISNIEWSKI, J. (2009). Technical manual for Design and Construction of Road Tunnels – Civil Elements. National Highway Institute, U.S. Department of Transportation Federal Highway Administration, Washington, D.C.;

HUTCHINSON, D. e DIEDERICHS, M. (1996). Cablebolting in Underground Mines Richmond, Canada, BiTech Publisher Ltd;

HYETT, A.; BAWDEN, W.; REICHERT, R. (1992). The Effect of Rock Mass Confinement on the Bond Strength of Fully Grouted Cable Bolts. *International Journal for Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. Vol 29, no. 5;

HYETT, A.; BAWDEN, W.; MACSPORRAN, G.; MOOSAVI, M. (1995). A Constitutive Law for Bond Failure of Fully-grouted Cable Bolts Using a Modified Hoek Cell. *International Journal for Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, Vol. 32;

JALALIFAR, H. (2011). An analytical solution to predict axial load along fully grouted bolts in an elasto-plastic rock mass. *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, Vol. 111;

KAISER, P. e MCCREATH, D. (1992). *Rock Support in Mining and Underground Construction*. Rotterdam, A.A. Balkema Publishers;

LI, C. (2010). A new energy-absorbing bolt for rock support in high stress rock masses. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*;

LITTLEJOHN, S. (1993) Overview of Rock Anchorages. In: HUDSON, J. *Comprehensive Rock Engineering: Principles, practice & projects*, Volume 4: Excavation, support and monitoring. Oxford, U.K., Pergamon Press;

LUO, J. (1999). A new rock bolt design criterion and knowledge-based expert system for stratified roof. *Doctoral Dissertation in Mining Engineering*, Virginia Polytechnic Institute and State University, Virginia;

MOULD, R.; CAMPBELL, N.; MACGREGOR, S. (2004). Extent and mechanisms of gloving and unmixed resin in fully encapsulated roof bolts and a review of recent developments. In: Villaescusa, E. e Potvin, Y., *Ground Support in Mining and Underground Construction*. Proceedings of 5th International Symposium on Ground Support, London, U.K., A.A. Balkema Publishers;

NENO, C. (2010). Desempenho de argamassas com incorporação de agregados finos provenientes da trituração do betão - Integração de RCD. *Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Civil*, I.S.T. – U.T.L., Lisboa;

NICKSON, S. (1992). *Cable Support Guidelines For Underground Hard Rock Mine Operations*. Master Dissertation in Applied Science in Mining and Mineral Process Engineering, The University of British Columbia, Canada.

PAIVA, H. (2005). Caracterização reológica de argamassas. Dissertação para obtenção do grau de Mestre em Ciência e Engenharia de Materiais, Universidade de Aveiro;

PRIM, G. (2010). Cabo de aço. Serviço nacional de aprendizagem industrial tecnologia em automação industrial, Rio do Sul, Brasil;

RAJAE, H. (1990). Experimental and numerical investigations of cable bolt support systems. Doctoral Dissertation, McGill University, Department of Mining and Metallurgical Engineering, Canada;

ROBINSON, J. e TYLER, D. (1999). A study of corrosion in underground reinforcement at Mount Isa Mines, Australia. In: VILLAESCUSA, E. *et al.* Rock Support and Reinforcement Practice in Mining. Proceedings of the International Symposium on Ground Support. Kalgoorlie, Western Australia, A.A. Balkema Publishers;

RODOLPHO, P. (2007). Estudo do comportamento do concreto no estado fresco contendo areia britada. Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Estruturas e Construção Civil. Universidade de Brasília, Brasil;

SATOLA, I. (2007). The axial load-displacement behavior of steel strands used in rock reinforcement. Doctoral Dissertation, Department of Civil and Environmental Engineering – Rock Engineering. Helsinki University of Technology, Helsinki;

SCHMIDT, J.; BENNITZ, A.; TALISTEN, B.; GOLTERMANN, P.; PEDERSEN, H. (2012). Mechanical Anchorage of FRP tendons – A literature review. Construction and Building Materials;

SHAPKOFF, S.; SPEARING, A.; MCDONNELL, J.; GROUNDS, D. (2006). The Development of Active Cable Anchors for Primary Supports in Coal Mines. 25th International Conference on Ground Control in Mining. U.S.A.;

SILVA, C. (2011). Métodos Eléctricos para Estudo da Presa do Cimento. Dissertação para obtenção do Grau de Mestre – Departamento de Física, Universidade de Aveiro;

SILVA, M. (2004). O método das curvas características como instrumento de dimensionamento de túneis. CEGEO, IST – U. T. L., Lisboa;

SILVA, N.; SENFF, L.; KATO, R.; REPETTE, W. (2009). Avaliação do desempenho de aditivos plastificantes e superplastificantes na manutenção da fluidez. Anais do 51º Congresso Brasileiro do Concreto – Concretos para Infraestrutura Sustentável, Curitiba, Brasil;

SOMINCOR, S.A. (2007). Ground Control Management Plan.

TADOLINI, S. e MCDONNELL, J. (2009). Cable Bolts – An Effective Primary Support System. 29th International Conference on Ground Control in Mining;

THOMPSON, A. (2004). Performance of cable bolt anchors – An Update. WA School of Mines, Kalgoorlie, Western Australia;

TRÓPIA, I.; BARBOSA, E.; COTA, R.; FREITAS, M.; NOGUEIRA, C. (2012). Avaliação da argamassa utilizada no cabeamento do hangigwall nos realces da mina Cuiabá – Contribuições para a resistência de aderência. 5ª Jornada técnico-científica de “ Medio Ambiente Subterráneo y Sostenibilidad” – Geotecnia Subterránea, Ouro Preto, Brasil;

VIEIRA, J. (2010). Interacção cimento-superplastificante - Avaliação da estabilidade do comportamento. Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Civil, I.S.T. – U.T.L., Lisboa;



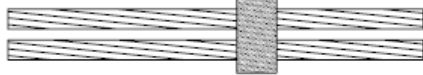



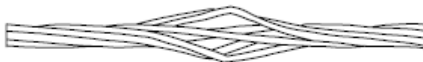









VILLAESCUSA, E.; WINDSOR, C.; THOMPSON, A. (1999). Rock Support and Reinforcement Practice in Mining. Proceedings of the International Symposium on Ground Support. Kalgoorlie, Western Australia, A.A. Balkema Publishers;

VILLAESCUSA, E. e POTVIN, Y. (2004). Ground Support in Mining and Underground Construction. Proceedings of 5th International Symposium on Ground Support, London, U.K., A.A. Balkema Publishers;

WINDSOR, C. e THOMPSON, A. (1993). Rock reinforcement - technology, testing, design and evaluation. In: Hudson, J. Comprehensive rock engineering: Principles, practice & projects, Volume 4: Excavation, support and monitoring. Oxford, U.K., Pergamon Press;

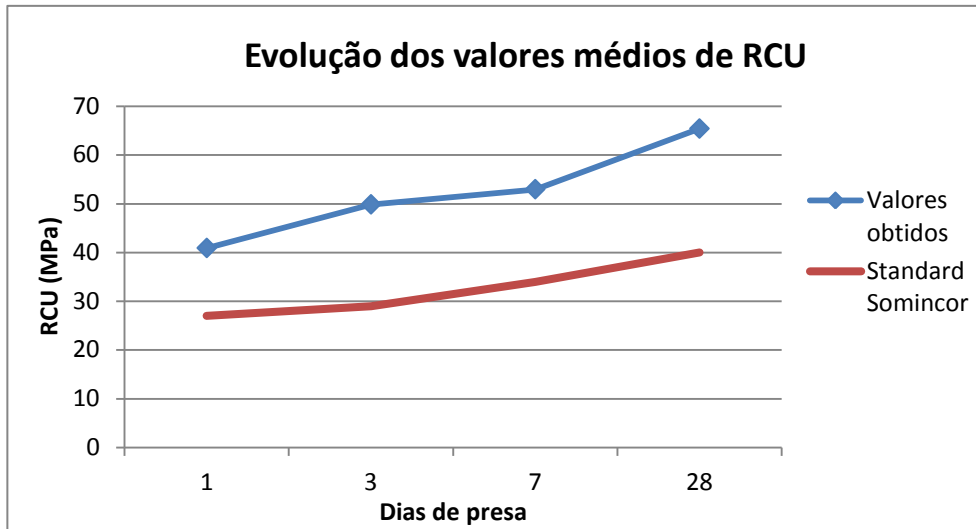
Anexos

Anexo I – Tipos de cabos

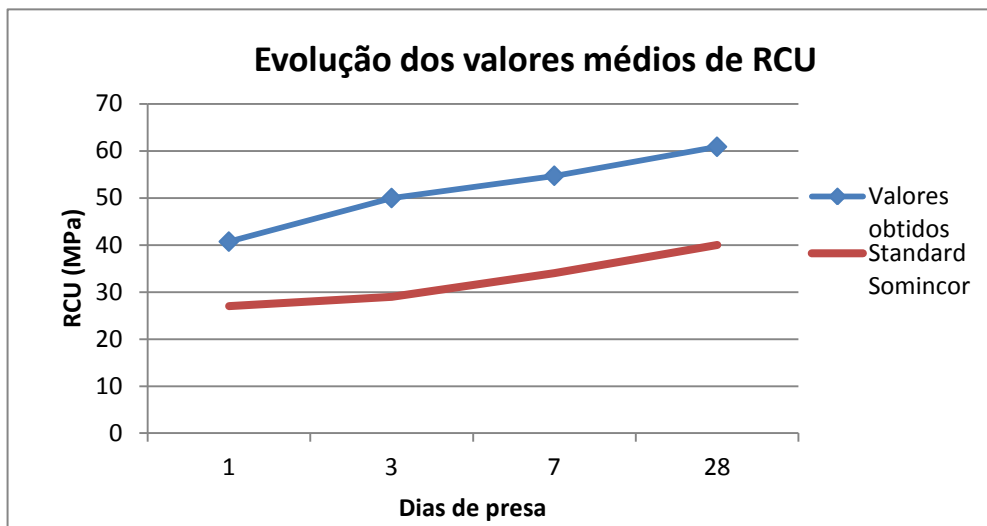
Tipo	Secção longitudinal	Secção transversal
Cabo plano <i>standard</i>		
Dois cabos com espaçadores		
Cabo <i>birdcage</i>		
Cabo com bolbos		
Cabo com bolas de aço (<i>Ferruled cable</i>)		
Cabo <i>nutcage</i>		
Cabo plano revestido com Epoxy		
Cabo com botão de aço (<i>Buttoned/ cable</i>)		

Anexo II – Ensaio de resistência à compressão (RCU)

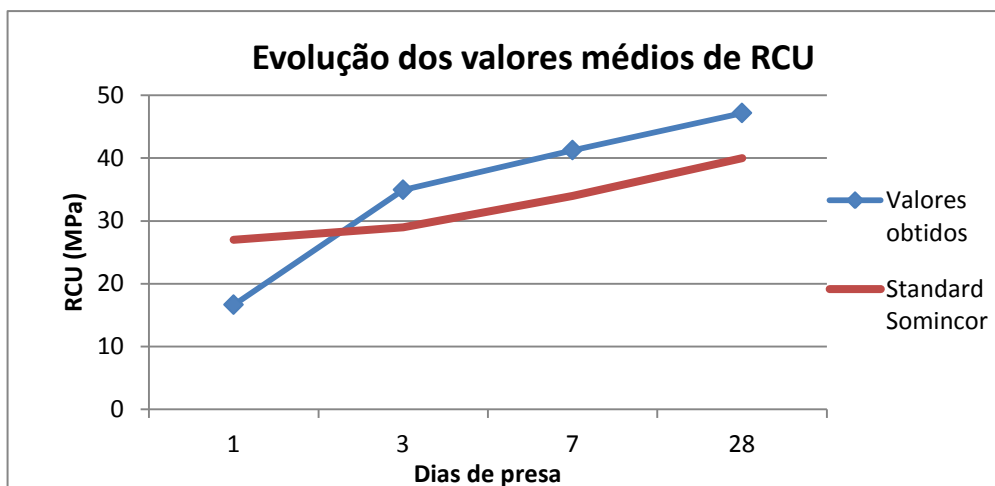
- Calda 1 ($R_{a/c} = 0,3$)



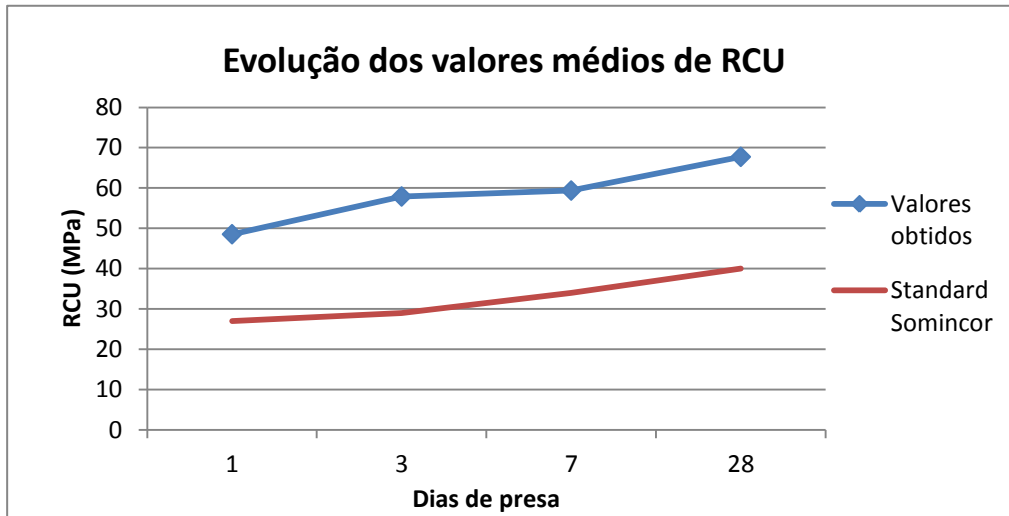
- Calda 2 ($R_{a/c} = 0,3 + 3\%$ Cablejet)



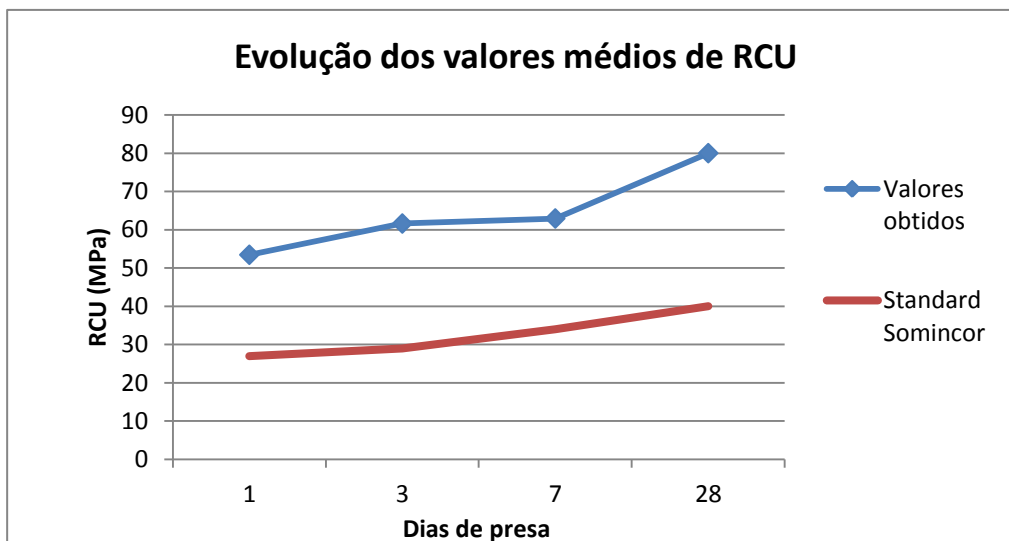
- Calda 3 ($R_{a/c} = 0,2$ Stabilcem T)



- Calda 4 ($R_{a/c} = 0,25 + 3\%$ Cablejet)



- Calda 5 ($R_{a/c} = 0,26 + 3\%$ Cablejet)



Anexos III - Ensaio de tracção

- Tabela resumo dos ensaios horários

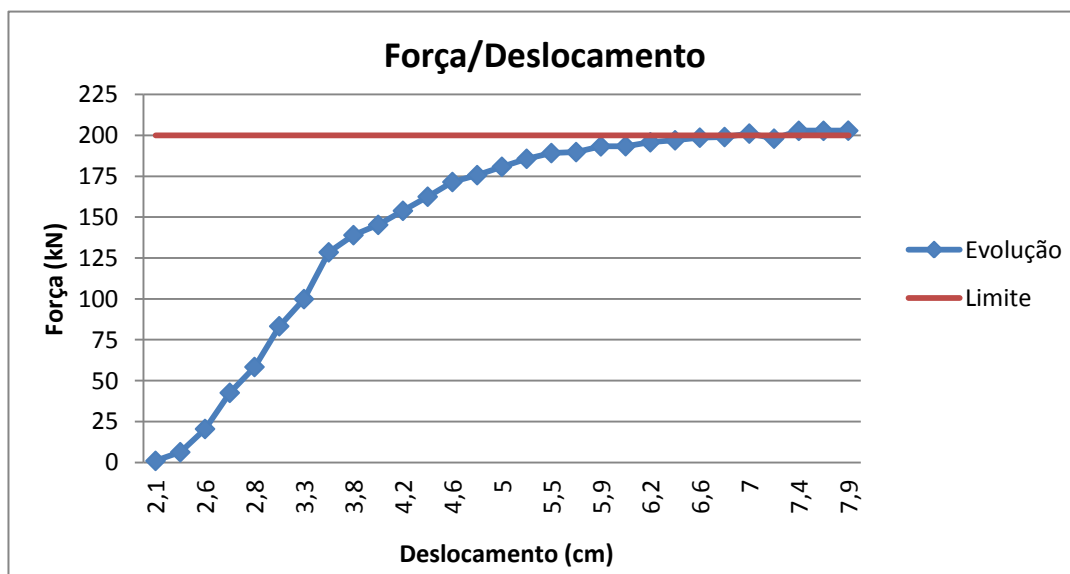
	Ensaio	Periodicidade	Grupo de Provetes	Carga ao 1º deslocamento (kN)	Carga máx. ensaio (kN)	Deslocamento total (cm)	Comprimento Crítico teórico (m)	Alongamento máximo (%)	Observações
Calda 1	Horários	4h	1	12,6	21,5	2,7	15,87	0,08	-
			2	9,8	29,7	4,6	20,41	0,11	-
			3	10,2	34,1	4,6	19,61	0,13	-
		8h	4	12,8	41,6	5,6	15,63	0,15	-
			5	14	124,5	10,1	14,29	0,45	-
			6	36	101,2	5,1	5,56	0,37	-
		12h	7	42,6	202,9	5,2	4,69	0,74	-
			8	54,4	173,9	4,9	3,68	0,63	-
			9	45,3	135,7	5,3	4,42	0,5	-
		24h	10	80,1	203,1	2,5	2,5	0,74	Danificação do tubo
			11	81	235	2,7	2,47	0,86	Ruptura do cabo
			12	9,9	206	2,8	20,2	0,75	Danificação do tubo
Calda 4	Horários	4h	1	13,00	28,90	5,80	15,38	0,11	-
			2	12,30	56,50	11,60	16,26	0,21	-
			3	13,00	45,20	5,70	15,38	0,17	-
		8h	4	43,00	86,90	2,00	4,65	0,32	Danificação do tubo
			5	55,00	227,00	4,80	3,64	0,83	-
			6	62,00	223,00	3,40	3,23	0,81	Danificação do tubo
		12h	7	43,10	151,40	4,10	4,64	0,55	-
			8	79,30	234,00	2,50	2,52	0,85	Ruptura do cabo
			9	57,60	219,00	2,90	3,47	0,80	Danificação do tubo
		24h	10	52,00	162,40	4,10	3,85	0,59	-
			11	74,40	243,00	2,50	2,69	0,89	-
			12	70,50	238,00	3,90	2,84	0,87	Danificação do tubo

- Devido ao elevado número de ensaios, de seguida apresenta-se o tratamento de dados de alguns ensaios horários:

Calda 1 (12h)

Força (kN)	Deslocamento (cm)	Alongamento (mm)	Alongamento (%)
1,00	2,10	0,04	0,00
6,30	2,30	0,23	0,02
20,50	2,60	0,75	0,07
42,60	2,70	1,55	0,16
58,40	2,80	2,13	0,21
83,30	3,00	3,04	0,30
99,90	3,30	3,64	0,36
128,50	3,60	4,68	0,47
139,00	3,80	5,07	0,51
145,30	4,00	5,30	0,53
153,90	4,20	5,61	0,56
162,50	4,40	5,92	0,59
171,50	4,60	6,25	0,63
175,70	4,80	6,40	0,64
180,80	5,00	6,59	0,66
185,70	5,20	6,77	0,68
189,20	5,50	6,90	0,69
189,80	5,70	6,92	0,69
193,30	5,90	7,04	0,70
193,40	6,00	7,05	0,70
195,80	6,20	7,14	0,71
197,00	6,40	7,18	0,72
198,60	6,60	7,24	0,72
199,00	6,80	7,25	0,73
201,10	7,00	7,33	0,73
198,00	7,20	7,22	0,72
202,80	7,40	7,39	0,74
202,80	7,60	7,39	0,74
202,90	7,90	7,39	0,74

← 1º Deslocamento

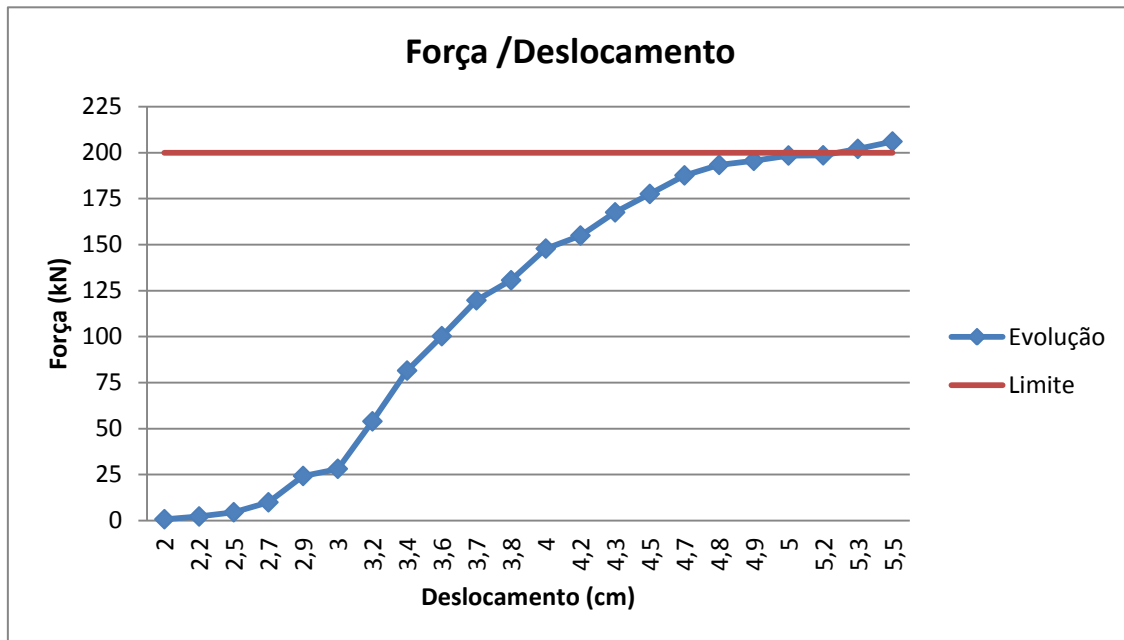


Calda 1 (24h)

Força (kN)	Deslocamento (cm)	Alongamento (mm)	Alongamento (%)
0,70	2,00	0,03	0,00
2,20	2,20	0,08	0,01
4,50	2,50	0,16	0,02
9,90	2,70	0,36	0,04
24,20	2,90	0,88	0,09
28,10	3,00	1,02	0,10
53,90	3,20	1,96	0,20
81,50	3,40	2,97	0,30
100,20	3,60	3,65	0,37
119,70	3,70	4,36	0,44
130,60	3,80	4,76	0,48
147,80	4,00	5,39	0,54
154,90	4,20	5,65	0,56
167,50	4,30	6,10	0,61
177,50	4,50	6,47	0,65
187,60	4,70	6,84	0,68
193,30	4,80	7,04	0,70
195,50	4,90	7,12	0,71
198,40	5,00	7,23	0,72
198,50	5,20	7,23	0,72
202,00	5,30	7,36	0,74
206,00	5,50	7,51	0,75

← 1º Deslocamento

← Danificação do tubo

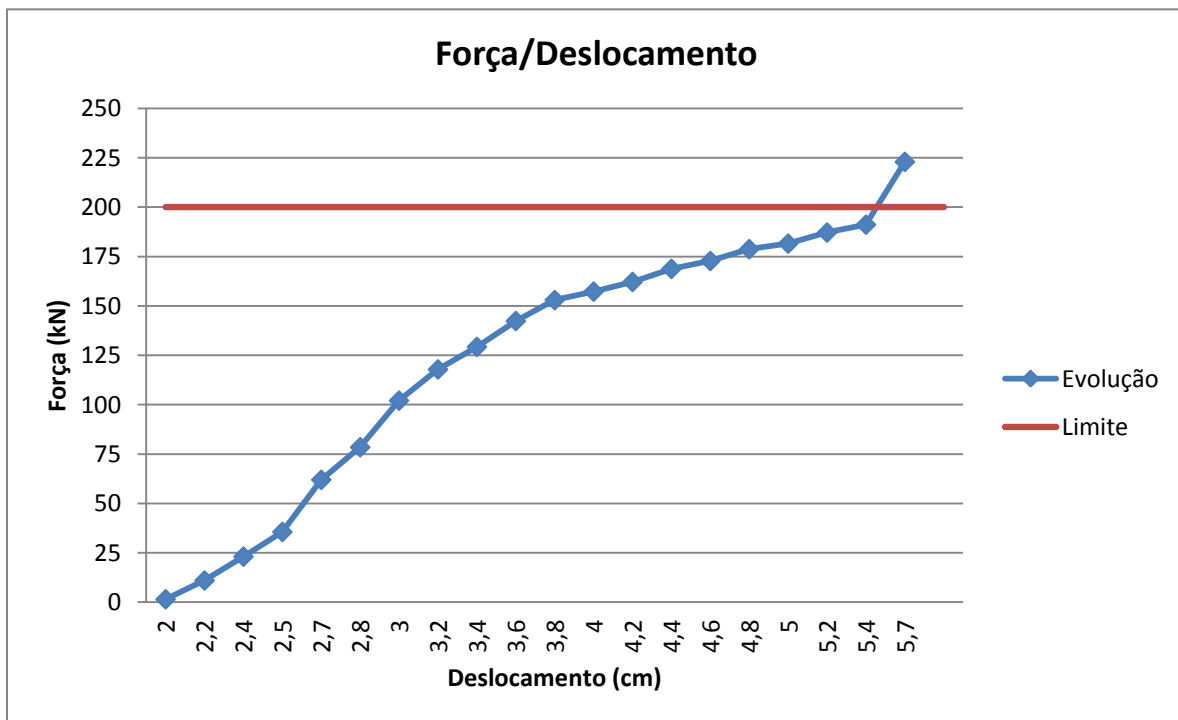


Calda 4 (8h)

Força (kN)	Deslocamento (cm)	Alongamento (m)	Alongamento (%)
1,50	2,00	0,05	0,01
11,00	2,20	0,40	0,04
23,10	2,40	0,84	0,08
35,60	2,50	1,30	0,13
62,00	2,70	2,26	0,23
78,50	2,80	2,86	0,29
102,10	3,00	3,72	0,37
117,90	3,20	4,30	0,43
129,30	3,40	4,71	0,47
142,40	3,60	5,19	0,52
153,00	3,80	5,58	0,56
157,30	4,00	5,73	0,57
162,20	4,20	5,91	0,59
168,80	4,40	6,15	0,62
172,80	4,60	6,30	0,63
178,80	4,80	6,52	0,65
181,60	5,00	6,62	0,66
187,20	5,20	6,82	0,68
191,20	5,40	6,97	0,70
223,00	5,70	8,13	0,81

← 1º Deslocamento

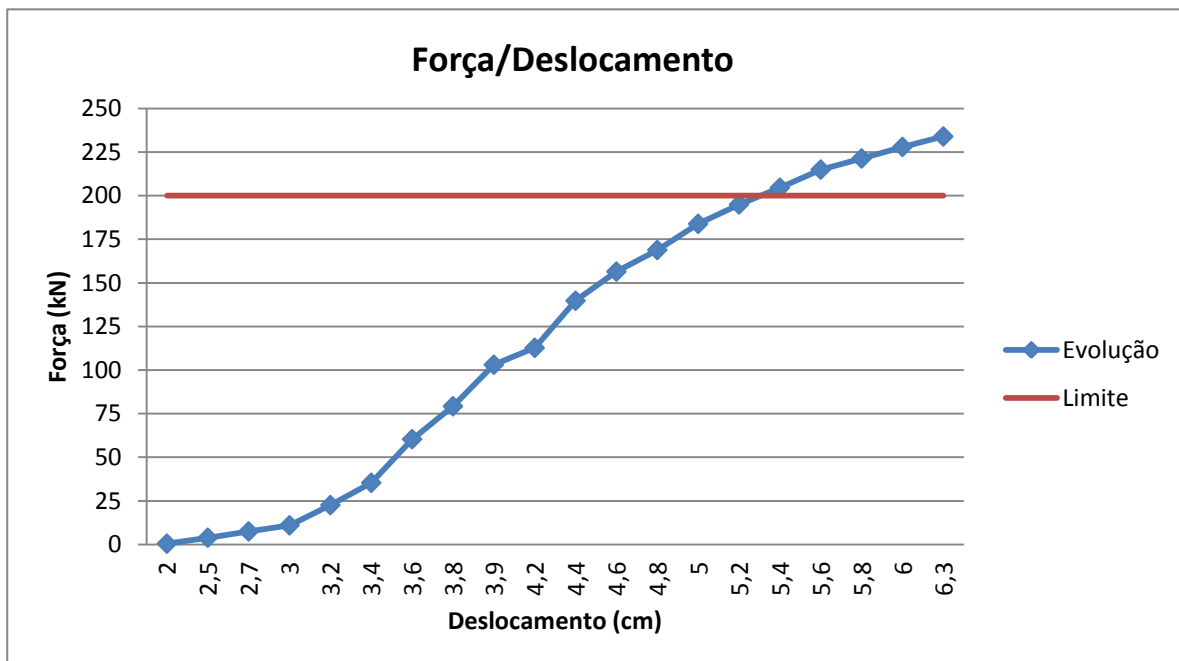
← Danificação do tubo



Calda 4 (24h)

Força (kN)	Deslocamento (cm)	Alongamento (mm)	Alongamento (%)
1,40	3,50	0,05	0,01
3,10	3,70	0,11	0,01
6,60	4,00	0,24	0,02
12,30	4,20	0,45	0,04
23,70	4,40	0,86	0,09
38,60	4,50	1,41	0,14
61,00	4,70	2,22	0,22
74,40	4,80	2,71	0,27
111,00	5,10	4,05	0,40
131,30	5,20	4,78	0,48
153,30	5,40	5,59	0,56
165,50	5,60	6,03	0,60
183,50	5,80	6,69	0,67
195,30	6,00	7,12	0,71
202,00	6,20	7,36	0,74
210,40	6,30	7,67	0,77
213,60	6,40	7,78	0,78
220,90	6,50	8,05	0,81
227,50	6,70	8,29	0,83
232,00	6,90	8,45	0,85
238,00	7,00	8,67	0,87
241,00	7,20	8,78	0,88
243,00	7,30	8,86	0,89

← 1º Deslocamento



- Tabela resumo dos ensaios diários

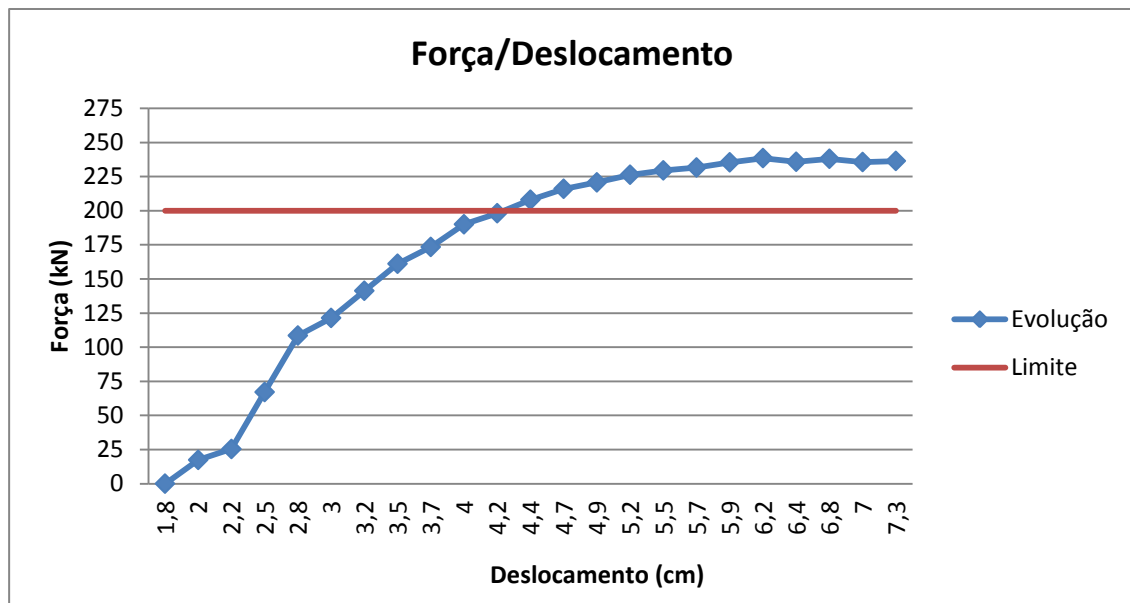
	Ensaio	Periodicidade	Grupo de Provetes	Carga ao 1º deslocamento (kN)	Carga máx. ensaio (kN)	Deslocamento total (cm)	Comprimento crítico teórico (m)	Alongamento máximo (%)	Observações
Calda 1	Diários	1º dia	1	35,10	157,40	1,90	5,70	0,57	-
			2	29,70	131,00	1,30	6,73	0,48	Problemas equipamento
			3	22,40	198,00	4,60	8,93	0,72	-
		3º dia	4	78,30	219,20	4,40	2,55	0,80	-
			5	66,10	237,30	3,60	3,03	0,86	Entortou tubo (237,3 kN)
			6	56,40	90,10	3,60	3,55	0,34	-
		7º dia	7	58,40	246,00	3,90	3,42	0,90	Entortou tubo (204,5 kN)
			8	67,10	238,00	4,80	2,98	0,87	Partiu cabo (238,5 kN)
			9	48,90	205,00	4,70	4,08	0,75	-
		28º dia	10	140,50	228,40	2,80	1,42	0,83	Estalos durante ensaio
			11	62,90	227,60	5,20	3,18	0,80	Estalos durante ensaio
			12	69,90	264,70	4,00	2,86	0,90	Estalos durante ensaio
Calda 4	Diários	1º dia	1	67,00	253,00	4,30	2,99	0,30	-
			2	59,50	254,00	4,30	3,36	0,93	Partiu cabo (254 kN)
			3	60,60	238,00	3,30	3,30	0,87	Partiu cabo (238 kN)
		3º dia	4	25,30	173,00	1,60	7,91	0,63	Problemas equipamento
			5	44,70	269,00	4,80	4,47	0,97	Partiu cabo (269 kN)
			6	125,40	283,00	4,80	1,59	1,03	-
		7º dia	7	108,00	251,00	3,80	1,85	0,91	Partiu cabo (251 kN)
			8	69,20	251,00	4,00	2,89	0,91	Partiu cabo (251 kN)
			9	69,50	239,00	3,10	3,20	0,87	Partiu cabo (239 kN)
		28º dia	10	82,30	238,00	2,40	2,43	0,87	Entortou tubo (238 kN)
			11	112,40	251,20	2,00	1,78	0,92	Estalos durante ensaio e entortou tubo (251,2 kN)
			12	80,60	251,00	4,40	2,48	0,91	Partiu cabo (251 kN)
Calda 5	Diários	1º dia	1	50,00	253,00	4,80	4,00	0,92	Partiu cabo (253 kN)
			2	45,90	234,00	3,30	4,36	0,50	Partiu cabo (234 kN)
			3	57,00	255,70	2,90	3,51	0,93	Partiu cabo (255,7 kN)
		3º dia	4	79,00	254,00	4,60	2,53	0,93	Estalos durante ensaio
			5	91,00	254,00	3,80	2,20	0,63	Partiu cabo (254 kN)
			6	92,00	260,00	3,20	2,17	0,95	Partiu cabo (260 kN)
		7º dia	7	79,90	228,00	4,10	2,50	0,83	Partiu cabo (228 kN)
			8	96,10	253,00	3,40	2,08	0,92	Estalos durante ensaio
			9	82,00	216,00	4,00	2,44	0,79	Estalos durante ensaio
		28º dia	10	54,70	255,70	2,70	3,66	0,93	Estalos durante ensaio
			11	74,70	234,00	2,30	2,67	0,85	Estalos durante ensaio
			12	53,30	241,00	2,80	3,75	0,88	Estalos durante ensaio

Calda 1 (7ºdia)

Força (kN)	Deslocamento (cm)	Alongamento (mm)	Alongamento (%)
0,00	1,80	0,00	0,00
17,40	2,00	0,63	0,06
25,40	2,20	0,93	0,09
67,10	2,50	2,45	0,24
108,50	2,80	3,95	0,40
121,40	3,00	4,42	0,44
141,30	3,20	5,15	0,51
161,10	3,50	5,87	0,59
173,40	3,70	6,32	0,63
190,00	4,00	6,92	0,69
198,10	4,20	7,22	0,72
208,00	4,40	7,58	0,76
216,00	4,70	7,87	0,79
220,70	4,90	8,04	0,80
226,30	5,20	8,25	0,82
229,50	5,50	8,36	0,84
231,60	5,70	8,44	0,84
235,40	5,90	8,58	0,86
238,50	6,20	8,69	0,87
235,80	6,40	8,59	0,86
238,00	6,80	8,67	0,87
235,60	7,00	8,59	0,86
236,40	7,30	8,62	0,86

← 1º Deslocamento

← Ruptura do cabo



Calda 1 (28º dia)

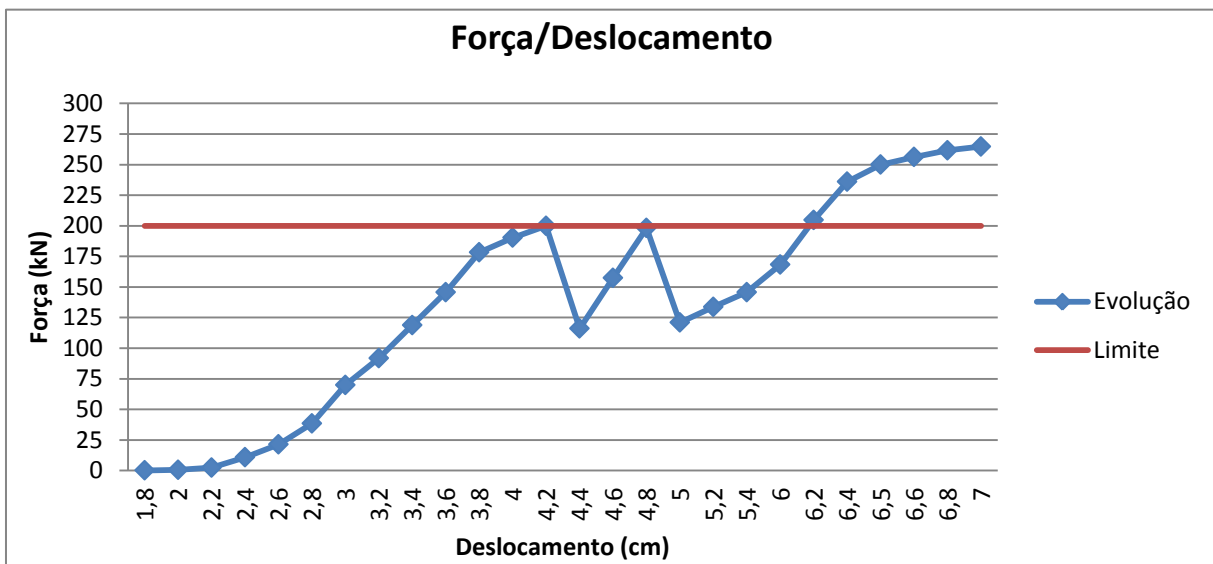
Força (kN)	Deslocamento (cm)	Alongamento (mm)	Alongamento (%)
0,20	1,80	0,01	0,00
0,60	2,00	0,02	0,00
2,40	2,20	0,09	0,01
10,90	2,40	0,40	0,04
21,40	2,60	0,78	0,08
38,50	2,80	1,40	0,14
69,90	3,00	2,55	0,25
91,80	3,20	3,35	0,33
118,80	3,40	4,33	0,43
145,70	3,60	5,31	0,53
178,30	3,80	6,50	0,65
190,30	4,00	6,94	0,69
199,90	4,20	7,28	0,73
116,10	4,40	4,23	0,42
157,40	4,60	5,74	0,57
198,20	4,80	7,22	0,72
121,00	5,00	4,41	0,44
133,70	5,20	4,87	0,49
145,70	5,40	5,31	0,53
168,30	6,00	6,13	0,61
204,70	6,20	7,46	0,75
236,00	6,40	8,60	0,86
250,00	6,50	9,11	0,91
256,20	6,60	9,34	0,93
261,60	6,80	9,53	0,95
264,70	7,00	9,65	0,96

← 1º Deslocamento

← Estalo

← Estalo

← Danificação do tubo

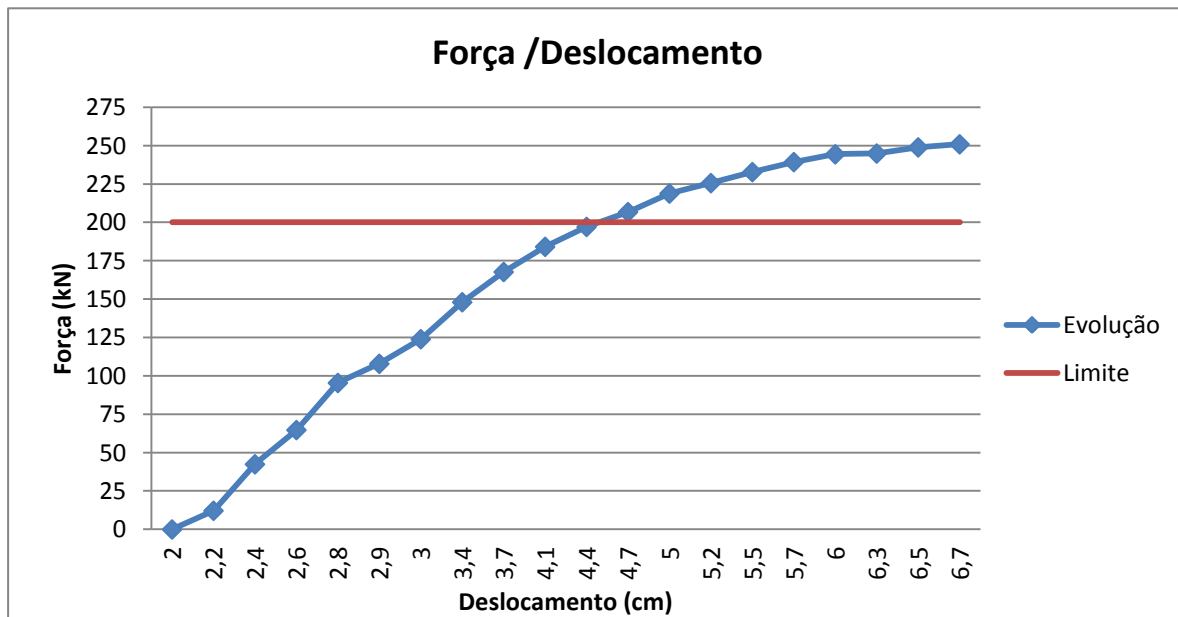


Calda 4 (7ºdia)

Força (kN)	Deslocamento (cm)	Alongamento (mm)	Alongamento (%)
0,00	2,00	0,00	0,00
12,20	2,20	0,44	0,04
42,50	2,40	1,55	0,15
64,80	2,60	2,36	0,24
95,50	2,80	3,48	0,35
108,00	2,90	3,94	0,39
124,00	3,00	4,52	0,45
148,10	3,40	5,40	0,54
167,80	3,70	6,12	0,61
184,20	4,10	6,71	0,67
197,20	4,40	7,19	0,72
206,80	4,70	7,54	0,75
218,90	5,00	7,98	0,80
225,70	5,20	8,23	0,82
232,90	5,50	8,49	0,85
239,40	5,70	8,72	0,87
244,50	6,00	8,91	0,89
245,00	6,30	8,93	0,89
249,00	6,50	9,07	0,91
251,00	6,70	9,15	0,91

← 1º Deslocamento

← Ruptura do cabo

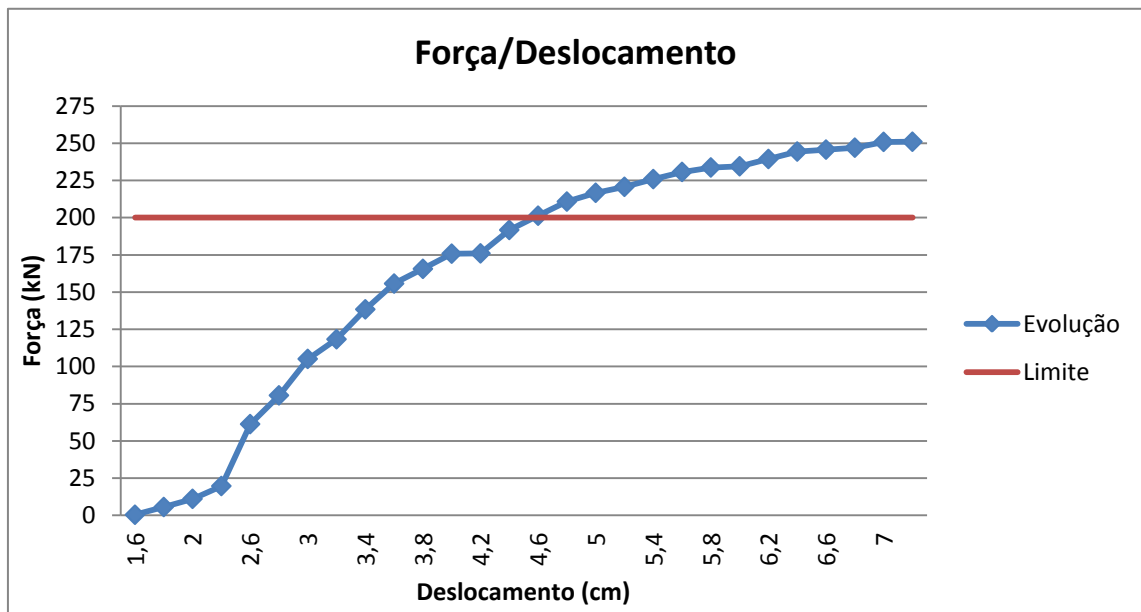


Calda 4 (28ºdia)

Força (kN)	Deslocamento (cm)	Alongamento (mm)	Alongamento (%)
0,40	1,60	0,01	0,00
5,60	1,80	0,20	0,02
11,10	2,00	0,40	0,04
19,70	2,40	0,72	0,07
61,30	2,60	2,23	0,22
80,60	2,80	2,94	0,29
105,10	3,00	3,83	0,38
118,30	3,20	4,31	0,43
138,40	3,40	5,04	0,50
155,70	3,60	5,67	0,57
165,60	3,80	6,03	0,60
175,80	4,00	6,41	0,64
176,00	4,20	6,41	0,64
191,70	4,40	6,99	0,70
201,30	4,60	7,34	0,73
210,80	4,80	7,68	0,77
216,70	5,00	7,90	0,79
220,70	5,20	8,04	0,80
225,90	5,40	8,23	0,82
230,70	5,60	8,41	0,84
233,70	5,80	8,52	0,85
234,50	6,00	8,55	0,85
239,40	6,20	8,72	0,87
244,40	6,40	8,91	0,89
245,70	6,60	8,95	0,90
247,00	6,80	9,00	0,90
250,90	7,00	9,14	0,91
251,00	7,20	9,15	0,91

← 1º Deslocamento

← Ruptura do cabo

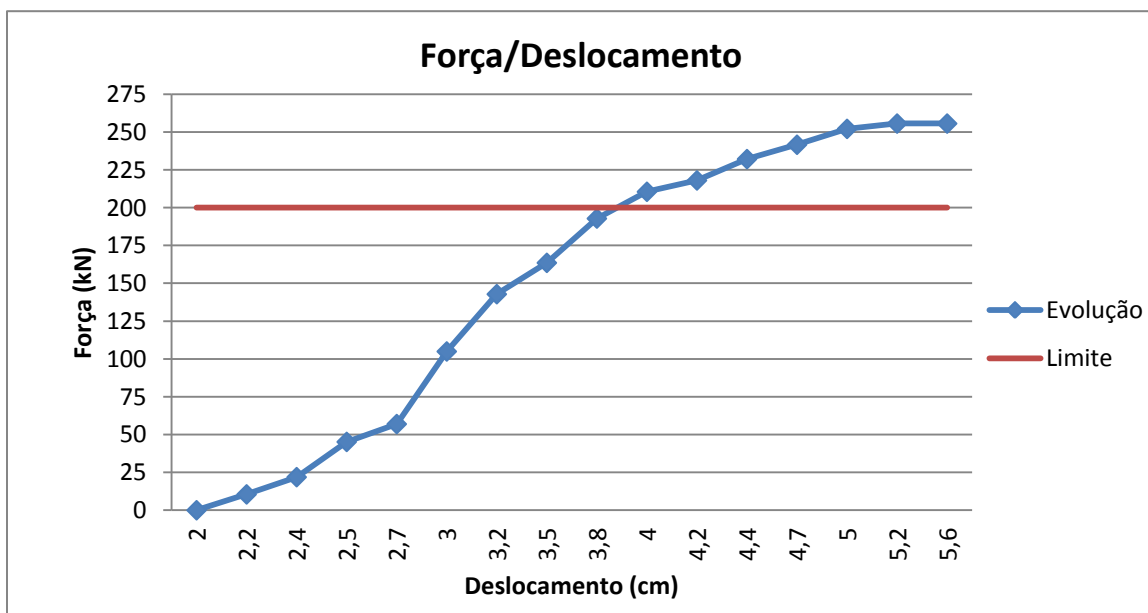


Calda 5 (1ºdia)

Força (kN)	Deslocamento (cm)	Alongamento (mm)	Alongamento (%)
0,00	2,00	0,00	0,00
10,50	2,20	0,38	0,04
21,90	2,40	0,80	0,08
45,20	2,50	1,65	0,16
57,00	2,70	2,08	0,21
105,00	3,00	3,83	0,38
142,90	3,20	5,21	0,52
163,60	3,50	5,96	0,60
192,90	3,80	7,03	0,70
210,60	4,00	7,67	0,77
218,10	4,20	7,95	0,79
232,20	4,40	8,46	0,85
241,70	4,70	8,81	0,88
252,20	5,00	9,19	0,92
255,70	5,20	9,32	0,93
255,70	5,60	9,32	0,93

← 1º Deslocamento

← Ruptura do cabo



Calda 5 (28ºdia)

Força (kN)	Deslocamento (cm)	Alongamento (mm)	Alongamento (%)
0,00	1,90	0,00	0,00
0,60	2,10	0,02	0,00
20,20	2,40	0,74	0,07
36,90	2,60	1,34	0,13
54,70	2,80	1,99	0,20
81,90	3,00	2,98	0,30
114,70	3,30	4,18	0,42
140,70	3,50	5,13	0,51
161,10	3,70	5,87	0,59
172,50	4,00	6,29	0,63
203,90	4,20	7,43	0,74
213,90	4,40	7,80	0,78
229,10	4,60	8,35	0,83
238,70	4,80	8,70	0,87
246,50	5,00	8,98	0,90
251,90	5,20	9,18	0,92
255,70	5,50	9,32	0,93

← 1º Deslocamento

← Estalo

