

**Lavra subterrânea de mármore com enchimento para
recuperação dos pilares remanescentes**

Bernardo Maria Frazão Félix da Costa

Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em

Engenharia Geológica e de Minas

Orientador

Professor Doutor Gustavo André Paneiro

Júri

Presidente: Prof^a Maria Amélia Alves Rangel Dionísio

Orientador: Prof Gustavo André Paneiro

Vogais: Prof^a Maria Matilde Mourão de Oliveira Carvalho Horta Costa e Silva

Maio de 2022

Declaração

Declaro que o presente documento é um trabalho original da minha autoria e que cumpre todos os requisitos do Código de Conduta e Boas Práticas da Universidade de Lisboa.

Resumo

Considerando a importância da pedra natural em Portugal, torna-se importante encontrar novos métodos de exploração, mais eficientes e sustentáveis. No anticlinal Estremoz-Borba-Vila-Viçosa é explorado mármore de elevada qualidade, exportado mundialmente. Este trabalho visa contribuir para a transição para a sua exploração subterrânea sob o método de câmaras e pilares.

Partindo de estudos realizados sobre este tema, este trabalho propõe-se estudar a possibilidade de explorar os pilares remanescentes, típicos de explorações através deste método, pela utilização de enchimento rochoso cimentado (CRF) feito a partir dos escombros gerados pela própria pedra.

Numa componente laboratorial, foram estudadas as características de resistência e deformabilidade do CRF marmóreo tendo em consideração a curva de distribuição granulométrica e o tempo de cura. A partir dos resultados laboratoriais, foram efetuadas simulações numéricas para averiguar a possibilidade da exploração dos pilares remanescentes. Com esse intuito, foram desenvolvidos modelos, em duas zonas distintas da pedra, através do software RS2 baseado no método dos elementos finitos.

Foi possível concluir que com a utilização deste enchimento, a exploração dos pilares remanescentes em zonas específicas da exploração subterrânea não conduz a instabilizações que possam comprometer escavações pré-existentes, sendo que foram encontradas zonas que tal não será possível.

Este trabalho tem também uma forte componente ambiental, na medida em que aplica princípios da Economia Circular com a reutilização dos escombros da pedra, mas também por permitir a recuperação dos pilares remanescentes de mármore com valor económico. Desta forma, é reduzida a quantidade de escombros à superfície e aumentada a recuperação de mármore comercializável.

Palavras-Chave

Enchimento Rochoso Cimentado, Pedreira Subterrânea, Distribuição Granulométrica, Método dos Elementos Finitos, Mármore, Pedra Natural

Abstract

Considering the importance of the natural stone in Portugal, it is important to explore new ways of doing it more efficiently and sustainably. At the Estremoz-Borba-Vila-Viçosa anticline, top quality marble is produced and exported worldwide. This work aims to contribute to the transition for underground exploitation of this resource through the room and pillar method

From previous studies on this topic, this thesis studies the possibility of exploiting the remaining pillars, typical of this mining method, using cemented rockfill (CRF) produced using the waste rock of the quarry.

In a laboratory component the strength and deformability characteristics of the CRF were studied considering two parameters of this material: the particle size distribution and the curing time. From the laboratory results, numerical simulations were performed to investigate the possibility of exploiting the remaining pillars of marble. Two models were developed in different zones of the quarry through the RS2 software based on the finite element method.

It was concluded that with the use of this backfill it is possible to exploit the remaining pillars in specific zones of the underground quarry since some other zones are not stable enough to do so.

In addition, this work also examines the environmental aspect because it applies fundamental principles of Circular Economy with the reuse of waste rock but also because it allows the exploitation of the remaining marble pillars with high economical value. Thus, the amount of waste rock left on the surface is lower and the amount of commercial marble is increased.

Keywords

Cemented Rockfill, Underground quarrying, Particle Size Distribution, Finite Element Method, Marble, Natural Stone

Agradecimentos

Em primeiro lugar quero agradecer à minha namorada Teresa por todo o apoio que me deu durante toda esta jornada.

Quero agradecer aos meus pais por me darem a possibilidade de poder ter estado aqui.

À minha irmã Maria do Mar e ao meu irmão Gonçalo fica o meu agradecimento por estarem sempre ao meu lado.

Aos amigos que o curso me trouxe, Baltazar Cordeiro e Rui Mateus Marques o meu muito obrigado por terem melhorado o meu percurso no Técnico.

Fica também o agradecimento especial aos manos Jota e Margarida Campos que contribuíram mais do que imaginam para o meu percurso.

Quero também agradecer a todos os meus professores, e especialmente ao meu orientador de dissertação Professor Gustavo Paneiro pela sua disposição e apoio constante.

Ao Senhor Fernandes agradeço não só toda a ajuda que me deu a desenvolver o trabalho laboratorial, mas também a sua boa disposição que o tornou mais fácil.

Finalmente quero dedicar este trabalho à memória dos meus queridos avós, avó Cilinha e avô Mário pela importância que tiveram em toda a minha formação pessoal.

Índice

1	INTRODUÇÃO	1
1.1	Motivação.....	1
1.2	Objetivos	2
2	Revisão Bibliográfica.....	3
2.1	Exploração de Rocha Ornamental.....	3
2.1.1	Exploração Subterrânea de Mármore.....	5
2.1.2	Exploração Sustentável de Mármore	9
2.2	Enchimento Mineiro.....	11
2.2.1	Enchimento Rochoso Cimentado	13
2.3	Estudo de Referência.....	16
3	Materiais e Métodos	18
3.1	Caso de Estudo	19
3.1.1	Enquadramento Geológico.....	19
3.1.2	Método de Exploração	21
3.1.3	Caracterização do material pétreo explorado.....	24
3.2	Trabalho Experimental	29
3.3	Métodos Numéricos.....	38
3.3.1	Método dos Elementos Finitos.....	38
4	Resultados e Discussão.....	40
4.1	Ensaio de Compressão Uniaxial	41
4.2	Ensaio de Corte.....	44
4.3	Simulações Numéricas	49
5	Conclusões.....	58
6	Referências.....	60
7	Anexos	63

Índice de Figuras

Figura 1- Fluxograma das fases e operações de desmonte de mármore a céu-aberto (Palma Guerreiro, 2000).....	5
Figura 2- projeção do crescimento do mercado mundial de rocha ornamental (researchandmarkets.com/reports/5414913)	6
Figura 3 - Esquema do método de Câmaras e Pilares (Palma Guerreiro, 2000)	8
Figura 4- distribuições granulométricas PB e HF (adaptado de Sivakugan, 2015).....	12
Figura 5 – Modelo 3D da exploração subterrânea (Franqueira & Paneiro, 2021).....	17
Figura 6 - Diagrama explicativo dos trabalhos ao longo do desenvolvimento da presente dissertação	18
Figura 7 - Localização da pedreira Monte D'el Rey. Adaptação do Google Maps.....	19
Figura 8 - Carta Geológica do Anticlinal Estremoz- Borba- Vila Viçosa com a área de exploração indicada (adaptado de CERENA, 2019).....	20
Figura 9 - Corte geológico próximo da área em estudo (CERENA, 2019).....	20
Figura 10 - Configuração da Pedreira Monte D'el Rey	22
Figura 11 – Representação esquemática da exploração da pedreira Monte D'el Rey	23
Figura 12 - Acesso à parte subterrânea da pedreira Monte D'el Rey	23
Figura 13 - Amostra de mármore (CERENA, 2019).....	24
Figura 14 - Amostra antes do ensaio Brasileiro.....	25
Figura 15 - Amostra depois do ensaio Brasileiro.....	25
Figura 16 - Amostra antes do ensaio de compressão uniaxial	25
Figura 17 - Amostra depois do ensaio de compressão uniaxial	25
Figura 18 - Célula de Hoek.....	27
Figura 19 - Circulos de Mohr e envolvente de Mohr- Coulomb determinada com base nos resultados dos ensaios desenvolvidos pelo CERENA (CERENA, 2019).....	27
Figura 20 - Equipamento de corte utilizado nos ensaios de corte (GeoLab/CERENA).....	28
Figura 21 - Escombros da pedreira Monte D'el Rey.....	29
Figura 22 - Fragmentação dos Escombros com recurso a britadeira	29
Figura 23 – Material marmóreo fragmentado	30
Figura 24- Agitadora FRITSCH analvsette 3	30
Figura 25 - Agitadora FRITSCH analvsette	30
Figura 26 - Análise granulométrica da Brita versus Distribuições granulométricas definidas pela equação de Talbot.....	31
Figura 27 – Misturadora Hobart.....	33
Figura 28 - Mesa Vibratória.....	33
Figura 29 - Provetes colocados na Câmara Úmida a 28°C	34
Figura 30 - Provetes utilizados nos ensaios laboratoriais	34
Figura 31- prensa ELE utilizada nos ensaios de resistência à compressão uniaxial	35
Figura 32- medidor de extensões Micro Measurements	35
Figura 33 - Sistema de peças utilizadas para garantir perpendicularidade	36
Figura 34 - Prensa e provete em ensaio de compressão uniaxial	36
Figura 35 - Registador de Dados DATALOG.....	36
Figura 36 - Macaco Hidráulico ELE	36
Figura 37 – equipamento de corte direto ELE.....	36
Figura 38 - Equipamentos utilizados nos ensaios de corte	37
Figura 39 (a, b, c) - Método dos elementos finitos (Paneiro, 2014 adaptado de Brady & Brown, 1985)	39

Figura 40 - Estrutura constituída por dois elementos finitos para ilustração da relação existente entre a conectividade entre nós e a construção de uma matriz de rigidez global (Paneiro , 2014 adaptado de Brady & Brown, 1985)	40
Figura 41 - Curva tensão deformação do provete U471	41
Figura 42 - Provete de enchimento rochoso cimentado após ensaio de compressão uniaxial	41
Figura 43 – Resistência à compressão uniaxial em função do tempo de cura.....	42
Figura 44 - Gráfico da massa volúmica versus Índice de Talbot.....	43
Figura 45 - gráfico da resistência à compressão em função da massa volúmica	44
Figura 46 – Provete de enchimento rochoso cimentado depois de submetido ao ensaio de corte I ..	45
Figura 47 - Provete de enchimento rochoso cimentado depois de submetido ao ensaio de corte II ..	45
Figura 48 - Gráfico dos ensaios dos provetes C507.....	45
Figura 49 - Gráfico da tensão de corte vs tensão normal de n=0,5 a 7 dias	46
Figura 50 - Gráfico da relação entre o índice de Talbot, tempo de cura e coesão	47
Figura 51 - Gráfico da relação entre o tempo de cura e coesão	47
Figura 52- Gráfico da relação entre o índice de Talbot, tempo de cura e ângulo de atrito.....	48
Figura 53- Gráfico da relação entre o tempo de cura e ângulo de atrito	48
Figura 54 - Cortes das zonas onde foi estudada a estabilidade da escavação dos pilares	50
Figura 55 - Modelo RS2 do corte 1	51
Figura 56 - Esquema da sequência de exploração do corte 1	51
Figura 57 - Representação do Fator de Resistência do corte 1 na etapa 2.....	52
Figura 58 - Representação da tensão principal máxima do corte 1 na etapa 2	53
Figura 59 - Representação da tensão de corte do corte 1 na etapa 2	53
Figura 60 - Representação do Fator de Resistência do corte 1 na etapa 4.....	54
Figura 61 - Representação da tensão principal máxima 1 do corte 1 na etapa 4.....	54
Figura 62 - Representação dos deslocamentos totais na etapa 4.....	54
Figura 63 - Modelo RS2 do corte 2	55
Figura 64 - Esquema da sequência de exploração do corte 2	56
Figura 65 - Representação gráfica do Strength Factor no corte 2	57
Figura 66 - UCS n=0,4 a 7 dias I	63
Figura 67 - UCS n=0,4 a 7 dias II	63
Figura 68 - UCS n=0,5 a 7 dias I	64
Figura 69 - UCS n=0,5 a 7 dias II	64
Figura 70 - UCS n=0,6 a 7 dias I	65
Figura 71 - UCS n=0,6 a 7 dias II	65
Figura 72 - UCS n=0,4 a 14 dias I	66
Figura 73 - UCS n=0,4 a 14 dias II	66
Figura 74 - UCS n=0,5 a 14 dias I	67
Figura 75 - UCS n=0,5 a 14 dias II	67
Figura 76 - UCS n=0,6 a 14 dias I	68
Figura 77 - UCS n=0,6 a 14 dias II	68
Figura 78 - UCS n=0,4 a 28 dias I	69
Figura 79 - UCS n=0,4 a 28 dias II	69
Figura 80 - UCS n=0,5 a 28 dias I	70
Figura 81 - UCS n=0,5 a 28 dias II	70
Figura 82 - UCS n=0,6 a 28 dias I	71
Figura 83 - UCS n=0,6 a 28 dias II	71
Figura 84 - Ensaio de corte n=0,4 a 7 dias.....	72
Figura 85 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte n=0,4 a 7 dias	72

Figura 86 - Ensaio de corte $n=0,4$ a 14 dias.....	73
Figura 87 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte $n=0,4$ a 14 dias	73
Figura 88 - Ensaio de corte $n=0,4$ a 28 dias.....	74
Figura 89 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte $n=0,4$ a 28 dias	74
Figura 90 - Ensaio de corte $n=0,5$ a 14 dias.....	75
Figura 91 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte $n=0,5$ a 14 dias	75
Figura 92 - Ensaio de corte $n=0,5$ a 28 dias.....	76
Figura 93 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte $n=0,5$ a 28 dias	76
Figura 94 - Ensaio de corte $n=0,6$ a 7 dias.....	77
Figura 95 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte $n=0,6$ a 7 dias	77
Figura 96 - Ensaio de corte $n=0,6$ a 14 dias.....	78
Figura 97 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte $n=0,6$ a 14 dias	78
Figura 98 - Ensaio de corte $n=0,6$ a 28 dias.....	79
Figura 99 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte $n=0,6$ a 28 dias	79

Índice de Tabelas

Tabela 1 - Características do enchimento rochoso cimentado considerado por Franqueira & Paneiro, 2021 (Warren et al, 2018; Shrestha et al, 2008)	16
Tabela 2 - Características do Mármore em estudo	24
Tabela 3 - Resultados dos testes de compressão uniaxial para cada nível da pedreira (CERENA, 2019)	26
Tabela 4 - Resultados do ensaio de compressão triaxial (CERENA, 2019)	27
Tabela 5 - Resultados dos ensaios laboratoriais ao Mármore em estudo	28
Tabela 6 - Resultados dos ensaios de corte às famílias de descontinuidades (LabGeo/CERENA)	29
Tabela 7 - Distribuição das partículas consoante diferentes índices de Talbot (em massa).....	32
Tabela 8 - Distribuição das partículas consoante diferentes índices de Talbot (em percentagem)	32
Tabela 9 - Esquema dos ensaios de resistência à compressão uniaxial.....	32
Tabela 10 - Esquema dos ensaios de corte	32
Tabela 11 - Resultados UCS a 7 dias.....	42
Tabela 12 - Resultados UCS a 14 dias.....	42
Tabela 13 - Resultados UCS a 28 dias.....	42
Tabela 14 – Resultados dos ensaios de corte.....	46
Tabela 15 - Características do Enchimento Rochoso Cimentado.....	49
Tabela 16 - Esquema explicativo da sequência de exploração do corte 1.....	52

1 INTRODUÇÃO

1.1 Motivação

Em Portugal a exploração de pedra natural acontece em grande parte do seu território. A exploração de pedra natural em Portugal consiste maioritariamente na exploração de mármore, calcários, granitos e xistos. Estas, podem ser comercializadas sob a forma de grandes blocos, placas ou logo como produto final já sujeito a mais fases de beneficiação (Carvalho et al 2013).

Apesar de existirem ocorrências de formações marmóreas em algumas zonas do país, é no Alentejo que se concentram a maior parte das explorações deste material Pétreo, mais concretamente, no anticlinal Estremoz-Borba-Vila-Viçosa. Estão reportadas explorações de mármore nesta zona pelo menos desde o ano 370 A.C (Martins & Lopes, 2011). O anticlinal é uma estrutura geológica muito complexa na qual é desafiante efetuar escavações devido ao estado de tensão existente, contudo, a importância da produção de mármore nesta região é traduzida pela existência de 122 pedreiras ativas no decorrer do ano de 2020 (DGEG, 2022).

Apesar de ser muito rentável, o mármore é um recurso geológico não renovável que é explorado pelo Homem a uma velocidade muito superior à velocidade a que este se forma. O mármore de hoje levou milhões de anos a formar-se e serão precisos outros milhões de anos até que este seja repostado. As operações mineiras geram uma enorme quantidade de rocha desperdiçada, não só em termos de escombros depositados em escombrelas, mas também em termos de pilares deixados em subterrâneo para garantir a estabilidade da escavação (Vagnon et al, 2020).

A sustentabilidade funciona como um tripé, já que considera as vertentes económica, social e ambiental (Purvis et al, 2019). Apenas quando existe um equilíbrio entre estes três fatores, todos igualmente desejáveis, é que se pode considerar algo sustentável. Alguns recursos naturais têm sido utilizados para produção em massa de produtos com um tempo de vida demasiado curto. Este modelo de consumo é denominado *take-make-consume-dispose* e consiste na extração de recursos para fabricar um produto que posteriormente é utilizado e descartado (Esposito, Tse & Soufani, 2015). Este processo potencia desperdício de recursos, grandes consumos energéticos e degradação de ecossistemas (Michelinia et al, 2017). Este modelo de consumo é altamente desgastante e obriga a uma urgente mudança de paradigma, nomeadamente, uma mudança de uma economia linear para uma economia circular, onde se encontram novas finalidades para materiais considerados inúteis (D'Amato et al, 2017).

As rochas ornamentais e os minerais são matérias-primas fundamentais para o estilo de vida moderno e a mineração destas matérias-primas é a maior fonte de fornecimento das mesmas. Até à data, os maiores desafios do sector mineiro prenderam-se com o facto de a procura destes recursos estar sempre a aumentar sendo que, com isso, vem o enorme consumo de outros recursos essenciais, principalmente de energia e água necessários para extrair e processar rochas ornamentais e minerais.

Por outro lado, a mineração também gera frequentemente grandes quantidades de material sem valor económico tanto em operações de grande escala como em operações mais locais (sustainabledevelopment.un.org/mining). Na realidade, os escombros gerados por pedreiras são uma grande perda de recursos e causa danos económicos e ambientais, pois aumenta os custos de gestão de resíduos e de escombreiras (Dino et al, 2017). De acordo com o Eurostat (2017), a indústria extrativa representou a segunda maior fonte de materiais rejeitados, com estimativas na ordem dos 700 milhões de toneladas apenas atrás do sector de construção e demolições.

Segundo a Assimagra (2020), o mercado mundial de pedra natural atingiu o seu máximo em 2020 com 5422 milhões de dólares sendo que desde 2015 tem crescido, em média, 0,5% ao ano. Há ainda projeções de que atingirá 7500 milhões de dólares em 2025. No ano de 2021 as exportações portuguesas de pedra ornamental atingiram valores recorde desde que há registos com um volume de quase 435 milhões de euros (2,2 milhões de toneladas de pedra), representando um crescimento em volume de negócio de 18%, um aumento nas exportações de 19% e representando 0,2% do PIB português. (assimagra.pt/exportacoes). Segundo a Direção Geral de Energia e Geologia (DGEG) no decorrer do ano de 2020 existiam mais de 5500 trabalhadores na indústria da pedra natural em Portugal sendo que cerca de 20% operam na extração de mármore.

Devido à elevada qualidade mecânica e ornamental do mármore alentejano, torna-se imperativo ter a capacidade de continuar a extrair mármore, sendo que, isso implica explorar a maiores profundidades. Para garantir a sustentabilidade das explorações, é necessário fazer a transição de uma pedreira a céu-aberto em poço para uma exploração subterrânea tornando-a mais segura, mais rentável e por isso mais sustentável (Oggeri, 2001).

Considerando o enorme problema das escombreiras em Portugal, uma possível solução passará por aplicar princípios de Economia Circular a estas explorações. Isto acontece ao dar uma nova finalidade aos escombros resultantes da exploração para servirem de enchimento mineiro, isto é, colocar os desperdícios gerados pela pedreira nos espaços vazios que foram criados em subterrâneo. A utilização desta técnica diminui a quantidade de material sem valor económico à superfície e pode possibilitar a exploração dos pilares que em condições normais não seriam explorados por razões de estabilidade da escavação. Assim, com este princípio de economia circular, reduzir-se-ia a área necessária à superfície para servir de escombreira reduzindo o impacte ambiental enquanto se melhorava a segurança e eficiência da exploração.

1.2 Objetivos

O enchimento rochoso cimentado é um enchimento mineiro utilizado há várias décadas na indústria mineira (Potvin, 2015) no entanto, não existe literatura sobre a sua elaboração a partir de mármore. Nesse sentido, este trabalho irá iniciar esse estudo para entender quais são as suas propriedades

geomecânicas de forma a definir qual o ponto de partida para iniciar a exploração subterrânea da pedreira.

Com esta dissertação pretende-se desenvolver o estudo de enchimento mineiro marmóreo, nomeadamente de enchimento rochoso cimentado (Cemented Rockfill - CRF), pela determinação das suas características de resistência e de deformabilidade tendo em consideração dois parâmetros: a distribuição granulométrica do material de enchimento e o tempo de cura. Posteriormente, realizam-se simulações numéricas no sentido da verificação de estabilidade dos enchimentos, nomeadamente pela possibilidade de recuperação dos pilares remanescentes, face ao método de exploração subterrânea normalmente aplicado, isto é, o método de câmaras e pilares. Como caso de estudo, considerar-se-á uma pedreira de mármore localizada no anticlinal Estremoz-Borba-Vila-Viçosa.

Este trabalho tem uma forte componente laboratorial na qual se estudaram as características do enchimento rochoso cimentado. Para tal, foram fabricados 72 provetes para se estudar essencialmente a importância da distribuição granulométrica e do tempo de cura nos parâmetros de resistência e deformabilidade dos materiais de enchimento produzidos.

Finalmente, este trabalho laboratorial oferece um contributo importante para o estudo na estabilidade da escavação subterrânea de mármore. Para isso, foi feita uma análise de estabilidade a 2D a partir de um modelo numérico que assenta no Método dos Elementos Finitos com o software RS2 da RocScience onde se analisa a possibilidade de recuperação dos pilares remanescentes.

2 Revisão Bibliográfica

2.1 Exploração de Rocha Ornamental

Desde o tempo em que os Romanos ocupavam a Península Ibérica que se exploram rochas ornamentais em Portugal e isso prova o valor histórico e cultural deste material sublinhando ainda a sua importância na economia (Carvalho et al, 2013).

A produção de rocha ornamental toma especial importância no sector dos materiais de construção naturais, não só do ponto de vista económico, mas também do ponto de vista tecnológico.

De acordo com Palma Guerreiro (2000), uma pedreira pode-se definir em função dos seguintes aspectos:

- Forma
- Localização Geomorfológica
- Método de Desmonte

A forma da pedreira é determinada pela morfologia do jazigo mineral e pela sua acessibilidade, influenciando diretamente o tipo de maquinaria, o custo e outras características de produção (Palma Guerreiro, 2000).

A localização de uma pedreira está relacionada com a geomorfologia do recurso onde se localiza a pedreira, isto é, esta pode estar localizada num terreno plano (planície) ou numa zona de relevo mais acentuado (montanha). As pedreiras de planície, como as do Alentejo, desenvolvem-se em fossa ou poço, apresentando vantagens em termos ambientais, devido ao facto das cavidades serem pouco visíveis, mas são penalizadas devido aos impactos causados pelas suas escombrelas. A localização de uma pedreira numa montanha pode assumir três posições: na base da montanha, a meio da sua encosta ou no seu topo. Todas estas situações implicam soluções de exploração bastante diferentes relativamente ao método de exploração.

O método de desmonte define a sequência de operações que permite a produção de blocos. O método é estabelecido em função das características do jazigo mineral e da necessidade de produção, influenciando significativamente o tipo de maquinaria a utilizar e a organização logística da área a explorar (Palma Guerreiro, 2000). A exploração pode ser efectuada num único piso ou em vários pisos, cuja altura e número são função, essencialmente, da possança da camada a explorar e do grau de fracturação presente na jazida, devendo respeitar as regras de segurança e a legislação vigente. Assim no caso de uma camada a explorar pouco possante, explora-se num único piso enquanto se for uma camada mais possante explora-se em mais que um piso.

O método de desmonte aplicado nas explorações de mármore do Anticlinal Estremoz-Borba-Vila Viçosa é unicamente a exploração a céu-aberto em poço. Neste método de desmonte, a altura das bancadas é variável, contudo pode ter até mais de 10 metros (Askoy & Onargan, 2006). Na Figura 1 estão representadas as fases de desmonte com as operações correspondentes:

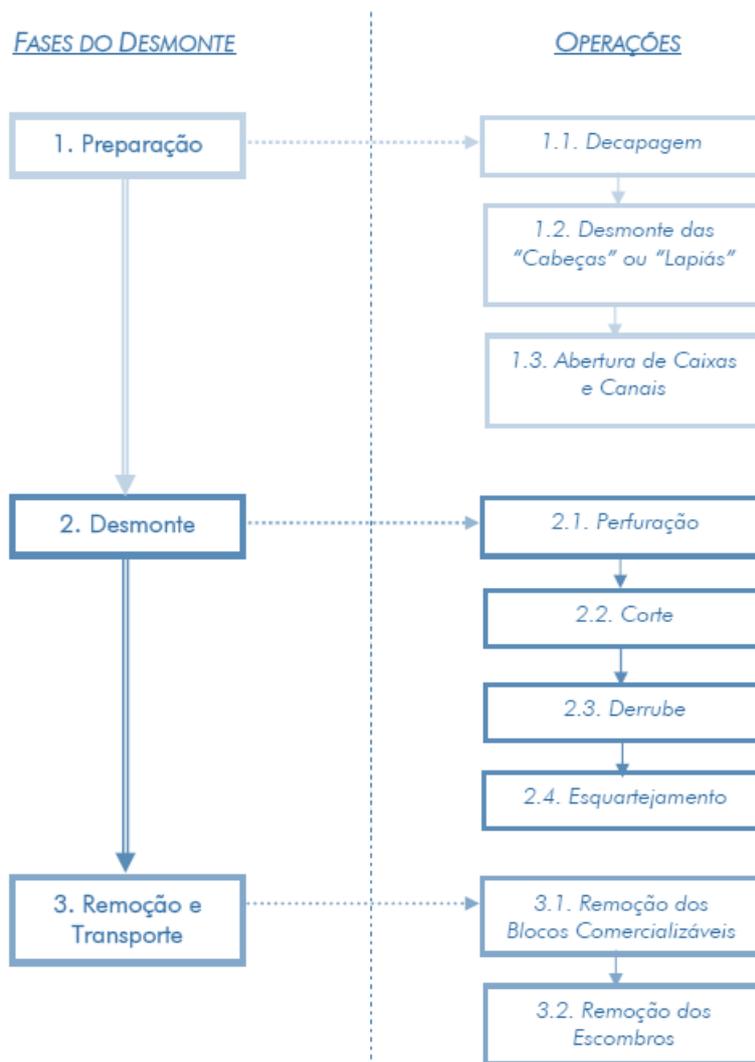


Figura 1- Fluxograma das fases e operações de desmonte de mármore a céu-aberto (Palma Guerreiro, 2000)

A exploração de mármore tem dois grandes problemas: o primeiro está relacionado com a redistribuição de tensões quando existe uma nova configuração geométrica. Deixa de existir um confinamento lateral que pode gerar instabilidade nas paredes laterais principalmente na presença de descontinuidades mais desfavoráveis geomecanicamente. O segundo problema é técnico e económico e está relacionado com a transição de uma exploração a céu-aberto para subterrâneo. Para garantir a estabilidade de uma exploração subterrânea é tipicamente necessário deixar pilares de rocha de qualidade para servirem de suporte. Outra alternativa seria um pilar de coroamento com espessura suficiente para garantir a estabilidade da escavação (Oggeri, 2001).

2.1.1 Exploração Subterrânea de Mármore

Em Portugal, desde sempre que a exploração de mármore é efetuada a céu-aberto, particularmente no anticlinal Estremoz-Borba-Vila Viçosa apresentando vantagens e desvantagens. É convicção de

entidades importantes no sector como autarquias, empresários e instituições do sector que essas desvantagens serão ultrapassadas e que a exploração subterrânea de mármore seja gradualmente adotada (CEGEO, 2000).

Com o constante crescimento do mercado mundial de rochas ornamentais nos últimos anos é esperado que as explorações portuguesas de mármore continuem a operar. Na Figura 2 é possível ver o crescimento esperado nos próximos anos.



Figura 2- projeção do crescimento do mercado mundial de rocha ornamental ([researchandmarkets.com/reports/5414913](https://www.researchandmarkets.com/reports/5414913))

Com isto, é provável que as explorações subterrâneas de rocha ornamental aumentem não só devido ao aumento da procura mundial por esta matéria-prima, mas também devido às características dos maciços rochosos mais profundos e pelas crescentes preocupações relativamente a segurança e proteção ambiental (Herrera, 2007).

Uma exploração subterrânea é necessária ou preferível quando (Fomaro et al, 2001):

- Terreno com topografia acentuada (montanhoso);
- Existe uma camada substancial entre a superfície e o jazigo;
- Elevados custos de terreno ou de impostos;
- Requerimentos de segurança e estabilidade não adequados a exploração a céu-aberto.

Considerando que a exploração subterrânea de mármore será uma realidade, faz sentido esmiuçar quais os melhores métodos de exploração que podem vir a ser executados.

Os principais métodos de desmonte assentam em três técnicas de exploração mineira (Palma Guerreiro, 2000):

- Desmonte com entulhamento;
- Desmonte com desabamento;
- Desmonte com abandono de pilares.

No desmonte com entulhamento, a estabilidade do maciço é garantida através do preenchimento dos espaços vazios com entulho. Por sua vez, no desmonte com desabamento, o material é desmontado

de forma controlada à medida que aumentam os vazios. Finalmente, no desmonte com abandono de pilares, são deixados pilares de rocha que garantem a estabilidade do maciço.

Na lavra subterrânea de mármore, a viabilidade económica da exploração é fortemente influenciada pela blocometria disponível, o que impede, à partida, o recurso a métodos de desmonte que assentem na técnica do desabamento, dada a indução de fracturação que tal técnica origina e consequentemente diminuição das dimensões dos blocos comerciais.

O entulhamento também não se afigura como uma possibilidade viável para o caso da exploração de mármore, contudo pode servir como solução pontual para resolver problemas de instabilidade no maciço.

A técnica de abandono dos pilares parece ser a mais adequada à exploração deste tipo de recurso, uma vez que possibilita a definição de elementos de suporte naturais em zonas do maciço onde o material é de qualidade inferior, permitindo, além disso, dimensionar os pilares de modo a evitar a presença de fracturação induzida pela abertura das cavidades de desmonte. A utilização desta técnica de lavra de pedreiras poderá apresentar uma distribuição espacial irregular dos pilares, em função da heterogeneidade do jazigo mineral relativamente à sua qualidade ornamental, contudo isto só se aplica para o caso de a exploração acontecer num só piso.

A selecção do método de exploração subterrânea a adoptar, deve ter em conta os seguintes factores (CEGEO, 2000):

- Características geológicas do local;
- Morfologia;
- Espessura e inclinação das camadas de mármore;
- Continuidade da jazida;
- Profundidade da jazida;
- Factores económicos.

Só após a obtenção de informação sobre os aspectos anteriormente referidos, se deverá proceder à escolha do método de desmonte a utilizar.

Do conjunto dos métodos de desmonte tradicionais, resultantes das técnicas referidas anteriormente, o desmonte com abandono de pilares é o único, à partida, que oferece melhores resultados, atendendo à especificidade da exploração subterrânea de mármore, em termos da conservação da integridade do maciço rochoso adjacente. Qualquer uma das outras duas técnicas referidas, permite a fracturação do maciço rochoso, e até mesmo a sua rotura, o que provavelmente conduziria à inviabilização da exploração (CEGEO, 2000).

O Método de Câmaras e Pilares consiste em desmontar a rocha, deixando *in situ* (por desmontar), determinadas fracções isoladas de rocha da jazida, as quais constituem pilares que exercem a função de suporte do terreno sobrejacente em toda a área interessada pela escavação. Este tipo de método de desmonte deve ser dimensionado, tendo como base o compromisso entre a segurança e o aproveitamento económico máximo do jazigo mineral. A segurança e a taxa de recuperação estão directamente ligados às dimensões dos pilares que são abandonados e das câmaras que são

exploradas. Na Figura 3 está representado em esquema do método de exploração em causa (CEGEO, 2000).

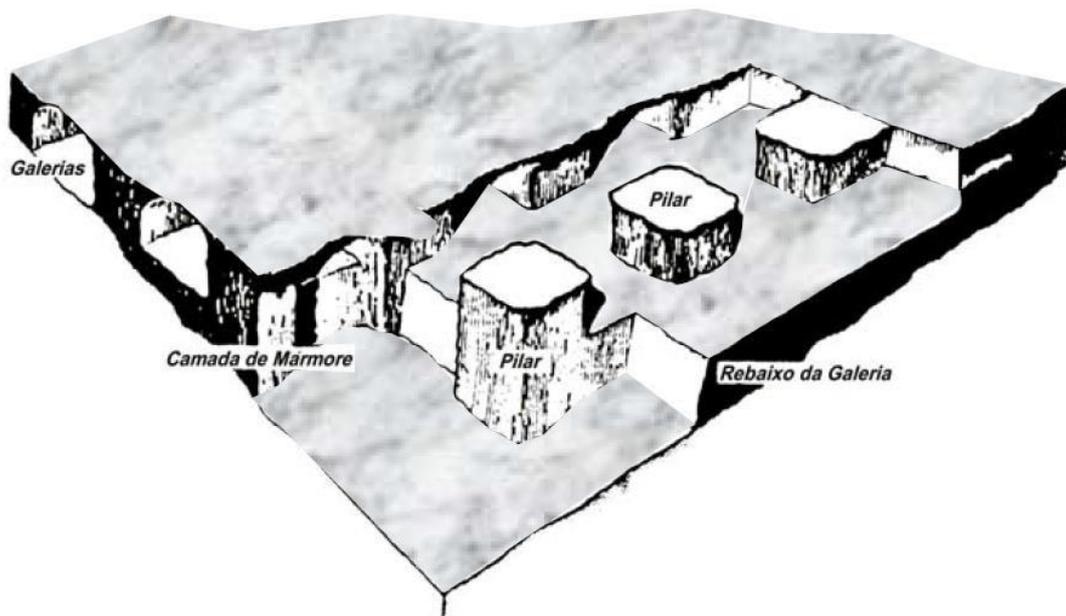


Figura 3 - Esquema do método de Câmaras e Pilares (Palma Guerreiro, 2000)

O dimensionamento de desmontes pode ser realizado através da teoria da área tributária e/ou por métodos de análise numérica, nomeadamente utilizando programas computacionais do método de elementos finitos e método das diferenças finitas, entre outros, que serão apresentados adiante (Askoy & Onargan, 2006).

A maioria das pedreiras de mármore e de outros tipos de rocha ornamental, com exploração subterrânea, recorre a métodos de desmonte por câmaras e pilares, essencialmente, devido aos seguintes aspectos (Palma Guerreiro, 2000):

- Custos de exploração relativamente baixos;
- Os elementos de suporte são os pilares (mais barato);
- Os pilares podem ser dimensionados de modo a diminuir as fracturas induzidas no maciço (factor de segurança salvaguardando a integridade do jazigo mineral do ponto de vista da fracturação);
- Permitem em geral uma recuperação aceitável (entre 60 – 90 %);
- Existe a possibilidade de deixar pilares em zonas em que o material não é de tão boa qualidade;
- Boas condições de ventilação;
- Pode-se utilizar a maior parte do equipamento de céu aberto, pois permite cavidades de grandes dimensões;

Este método é caracterizado pela existência de galerias rectas e paralelas, embora existam por vezes variantes do método, em que este paralelismo não existe em virtude das características do jazigo mineral. Os pilares que normalmente são deixados podem ser de secção rectangular, quadrada ou até podem ser irregulares. Em muitas explorações italianas é, no entanto, utilizada uma variante do método de câmaras e pilares no qual se formam câmaras de grandes dimensões separadas por pilares barreira, ao invés da malha regular de pilares apresentada anteriormente na Figura 3 (Gulli & Pelegrini, 2013).

2.1.2 Exploração Sustentável de Mármore

O mármore é uma rocha metamórfica originada a partir de calcário exposto a elevadas temperaturas e apresenta características muito atrativas do ponto de vista arquitetónico, mecânico e ornamental. Contudo, a complexidade destas formações rochosas e a grande variabilidade entre diferentes formações justificam o estudo aprofundado das mesmas. É essencial classificar geologicamente os maciços rochosos marmóreos, otimizar o processo de exploração, determinar as características litológicas e reduzir a quantidade de desperdícios produzidos durante a exploração e processamento.

A exploração de rocha ornamental tem características pouco comuns quando comparada com outras indústrias extrativas: é caracterizada por funcionar num mercado muito internacionalizado e acima de tudo por ter custos comerciais muito elevados de forma a colmatar os tipicamente muito dispendiosos custos de produção que muitas pedreiras enfrentam (Vagnon et al, 2020).

Com o intuito de tornar a exploração mais sustentável, Vagnon et al, 2020, sugerem o seguinte:

- Necessidade de gestão planeada e boa organização da atividade. Isto passa por ter um melhor conhecimento dos recursos, pela necessidade de planear melhor o uso do espaço e por uma gestão adequada dos processos de produção e transformação;
- Atenção à urgência de reduzir a quantidade de desperdícios gerados pela pedreira através da adoção de boas técnicas de exploração e de tecnologia de precisão do processo. Por outro lado, também é preciso dar melhores utilidades aos escombros que invariavelmente serão gerados;
- Necessidade de garantir a compatibilidade e sustentabilidade através monitorização constante de toda a atividade em curso. Desde o planeamento, durante a fase de exploração e até ao local da exploração estar completamente reabilitado no fim de vida da pedreira;
- O rendimento depende diretamente do tipo de instrumento de corte e das características do maciço rochoso. As especificações das máquinas são facilmente conhecidas, contudo é preciso muito mais esforço para conhecer em profundidade as características do maciço rochoso nomeadamente da dureza da rocha;
- Procurar sempre saber o mais possível sobre as características e comportamento do maciço rochoso com o desenvolvimento de modelos estruturais dos maciços exploráveis.

2.2 Enchimento Mineiro

O enchimento mineiro, tipicamente designado de backfill, é uma técnica utilizada na indústria mineira há várias décadas (Sivakugan, 2015). Enchimento mineiro representa todos os materiais depositados nos vazios criados na exploração de minério. Os materiais utilizados na produção do enchimento podem ser escombros, agregados ou areias sem valor económico e são tipicamente os rejeitados da própria mina (A. Grice, 1988). Como característica comum deve estar o preço reduzido de obtenção, de transporte e de colocação (Costa e Silva, 2013).

Os objectivos da utilização de enchimento mineiro são principalmente a estabilização regional do maciço no qual decorre a escavação, controlo da subsidência à superfície, minimização da diluição de mineral e com isto, o favorecimento da exploração de maior quantidade de minério devido à estabilização acrescida que o enchimento fornece (Zhang et al, 2019).

Os desmontes de pedra natural, neste caso, de mármore geram grandes quantidades de pequenos blocos de pedra sem valor económico, denominados escombros. Os escombros não têm valor económico por serem demasiado pequenos para serem comercializados ou por terem formas muito irregulares. Contudo, como estão perto da mina são uma fonte quase gratuita de material que pode servir para preencher os vazios provocados pela exploração dos enormes blocos de mármore.

A economia circular visa dar novas utilizações a materiais que não seriam aproveitados. Neste sentido, a reutilização do material rejeitado tem fortes impactos nos projetos de exploração mineira. A utilização de escombros para fabricar o enchimento mineiro reduz significativamente os custos de deposição de materiais em escombreliras, e por isso é necessária uma menor área à superfície e assim, o impacto ambiental é muito mais reduzido e os custos de reabilitação pós-fecho da mina também são inferiores (Grice A, 1988).

Existem três principais tipos de enchimento mineiro (Henderson & Revell, 2015):

- Enchimento em Pasta
- Enchimento Hidráulico
- Enchimento Rochoso

A diferença entre os tipos de enchimento prende-se com o tamanho das partículas que o compõem. Consoante o tipo de exploração que é levada a cabo, existem diferentes tipos e tamanhos de materiais rejeitados que podem servir de enchimento mineiro. A seleção do tipo de enchimento utilizado depende dos rejeitados produzidos pela exploração, dos métodos de transporte e aplicação do enchimento (Costa e Silva, 2013).

É unânime na bibliografia consultada que não existe um tipo de enchimento característico ou uma mistura de referência para todas as aplicações relacionadas com este material porque um sistema de enchimento é particular a cada mina (Niroshan et al, 2017). Assim é importante referir que não se pode considerar determinada receita generalizada para rejeitados de diferentes minas, ou seja, cada mina

gera rejeitados com determinadas características e a partir daí deve-se produzir uma mistura apropriada com uma quantidade de água e de cimento ajustadas à função a desempenhar.

O enchimento em pasta caracteriza-se por ser um enchimento de alta densidade com uma percentagem de sólidos em peso entre 70% e 80%. Este tipo de enchimento usa um espectro alargado de rejeitados de lavaria, tipicamente com uma parte substancial de finos. A dosagem de cimento varia frequentemente entre os 2% e 7% (Niroshan, 2018). O enchimento hidráulico caracteriza-se por ser um enchimento da qual é removida a fração argilosa dos rejeitados com uma percentagem de sólidos em massa entre os 65% e 75% (A. Grice, 2015). Esta fração mais fina é retirada através de hidrociclones de forma a promover a capacidade de drenagem do enchimento e por sua vez a promover uma rápida consolidação do mesmo (Costa e Silva, 2013). Na Figura 4 estão ilustradas as distribuições granulométricas típicas do enchimento em pasta e do enchimento hidráulico.

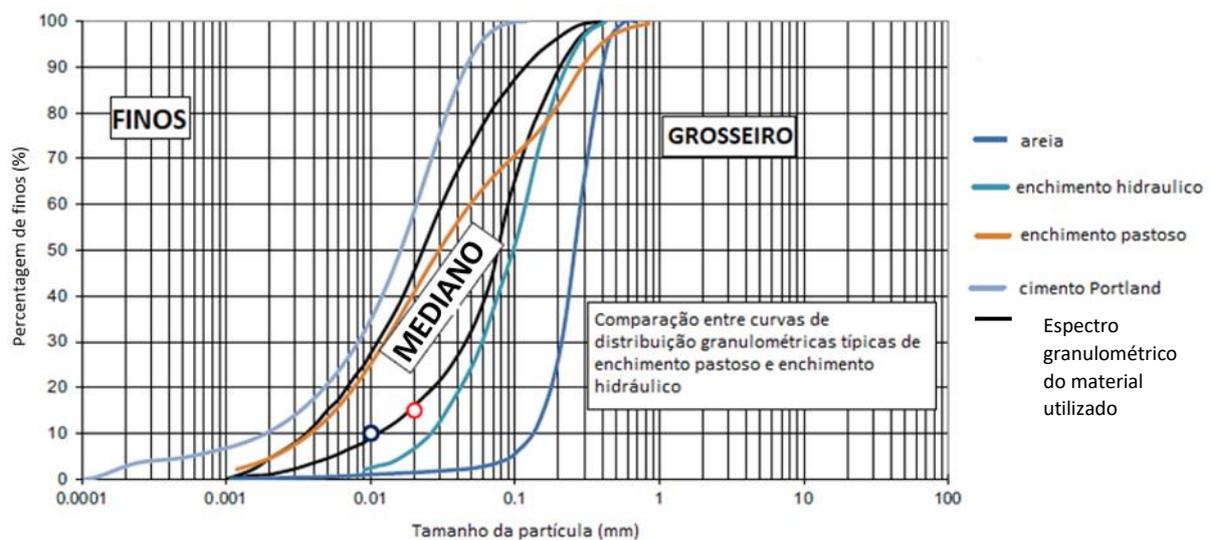


Figura 4- distribuições granulométricas PB e HF (adaptado de Sivakugan, 2015)

Quando é necessário que o enchimento mineiro tenha maiores resistência, é comum que se adicionem agentes ligantes dos quais se destaca o mais frequentemente utilizado cimento de Portland (Sivakugan, 2015).

2.2.1 Enchimento Rochoso Cimentado

A utilização de cimento de Portland na mistura de enchimento mineiro é muito comum quando se pretende usar o enchimento para melhorar a estabilidade da escavação. Tendo em conta a natureza deste trabalho, torna-se relevante analisar as propriedades físicas e geomecânicas do enchimento rochoso cimentado (CRF) devido à natureza dos escombros produzidos pela pedreira.

O cimento Portland é um cimento hidráulico composto por um pó muito fino, que ao reagir com a água, cria uma pasta homogênea com propriedades ligantes. O cimento Portland pode conter até 5% de outros materiais como cinzas de combustível pulverizadas (ou cinzas volantes). Devido ao elevado custo do cimento e às questões ambientais relacionadas com a sua produção, várias minas, por todo o mundo, estão a considerar a utilização de escórias de alto-forno e a utilização de cinzas volantes para substituir parcialmente o cimento Portland tornando-o um cimento misturado. Por sua vez, outros cimentos de mistura podem conter quantidades superiores a 5% de cinzas volantes e escórias e até 10% de microsilica (pó ultrafino proveniente da produção de silício). (Henderson et al, 2005).

A função dos agentes ligantes é a de providenciar a componente coesiva e a resistência necessárias ao material de enchimento para que as suas faces expostas sejam autoportantes e permaneçam estáveis durante as operações de extração dos desmontes adjacentes.

Existe um conjunto de parâmetros que se forem otimizados aumentam a eficácia do enchimento rochoso cimentado. Esses parâmetros são:

- Tempo de cura;
- Percentagem de cimento;
- Granulometria
- Rácio Água/Cimento

O tempo de cura representa o período de tempo durante o qual o cimento está a ganhar presa. Nos primeiros dias o endurecimento deve se maioritariamente à hidratação do silicato tricálcico ($3\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$). Por sua vez, o silicato dicálcico reage mais lentamente e vai aumentando a resistência durante meses ou até durante anos (Henderson et al, 2005). O estudo do tempo de cura do enchimento mineiro é vital na medida em que ao saber quais são as características de resistência do enchimento a cada momento torna-se possível fazer um planeamento mais eficiente, seguro e lucrativo.

A quantidade de cimento utilizada na produção de CRF não tem uma relação linear com a sua resistência à compressão uniaxial. Normalmente é utilizada uma percentagem de cimento (em massa) de 5% a 10%. Existem ainda outros materiais, como as pozolanas, que apesar de não serem cimentos, possuem boa capacidade agregadora quando reagem com calcários e água. As cinzas de combustível pulverizadas são poeiras obtidas na combustão de carvão e caracterizam-se por serem muito finas. As slags (escória) são produzidas durante o processo de conversão de concentrados em metal, sendo que, a escória da produção de ferro é a que possui melhores propriedades de pozolana.

Em Shrestha et al (2008) é realizado um estudo sobre a produção cemented rockfill que incide na quantidade de cimento Portland, tempo de cura, densidade in situ e distribuição granulométrica. Neste trabalho, foram comparados provetes com distribuições granulométricas idênticas ($n=0,5$; $d_{max}=50\text{mm}$), mas com diferentes quantidades de cimento: 5,5% e 6%. Ao fim de 7 dias a diferença na resistência à compressão uniaxial era de cerca de 1 MPa, contudo ao fim dos 28 dias de cura, a diferença era mais substancial, de 8MPa com 5,5% para 11,5MPa com 6%.

Um estudo elaborado pela mina de Birchtree, no Canadá, refere que um aumento na quantidade de cimento na ordem dos 4%-5% resulta num aumento de resistência de cerca de 15%. O mesmo estudo refere também que os parâmetros mais importantes a serem otimizados no fabrico de CRF são a percentagem de cimento e a distribuição granulométrica, em particular a percentagem de finos (Peterson et al, 1998).

Uma vez que o cimento é o componente mais caro da mistura de enchimento cimentado, é de grande importância minimizar a quantidade de cimento para obter a resistência necessária para o enchimento mineiro. Isto pode ser feito ao controlar outros factores como a distribuição granulométrica da rocha fragmentada.

A granulometria dos escombros pode variar muito consoante os materiais que os constituem (Costa e Silva, 2013). Considera-se que a estrutura interna do enchimento pode ser reforçada ao reduzir os elementos que podem deteriorar a hidratação e também ao otimizar a distribuição espacial das partículas, isto é, diminuir o índice de vazios e a porosidade (Wu et al, 2018).

A quantidade de finos presente num enchimento deve ser controlada de forma a atingir as propriedades desejadas. Em geral, ao aumentar a percentagem de finos num enchimento, diminui-se a capacidade da água circular nesse meio e aumenta-se o consumo de cimento necessário devido à maior superfície específica. Por outro lado, se não existirem finos no enchimento, a circulação de água poderá ser muito fácil.

Um enchimento que não seja bem graduado granulometricamente tende a ser menos eficiente pois terá mais espaços vazios fazendo com que haja partículas de cimento a encher espaços vazios ao invés de estarem a servir a sua função agregadora. Um enchimento bem graduado terá tanto partículas de rocha como de cimento a preencher espaços reduzindo assim a quantidade de cimento necessária. O excesso de microvazios e ligações fracas no enchimento também afeta a distribuição das fissuras onde mais frequentemente começam as roturas (Wu et al, 2018).

A distribuição granulométrica é um parâmetro chave na optimização do enchimento e é expressa pela equação de Talbot & Richards definida por (Henderson & Revell, 2005):

Equação 2-1

$$P = \left(\frac{d}{d_{max}}\right)^n * 100$$

Na equação de Talbot & Richards, o P representa a percentagem de material que passa pelo crivo de dimensão d e d_{max} representa o tamanho máximo de partículas no enchimento e finalmente o n é o

índice de Talbot (Talbot & Richards, 1923) consistindo assim numa graduação exponencial que caracteriza de forma contínua a quantidade de partículas de cada tamanho presentes no enchimento.

Em Wu et al (2018) foi elaborado um estudo no qual são testados provetes de cemented rockfill, com material rejeitado de uma mina de carvão na China cuja rocha é silicatada, com diferentes granulometrias de forma a estudar as suas características mecânicas. Para determinar as diferentes distribuições granulométricas utilizou-se a equação de Talbot & Richards.

O índice de Talbot, n , foi estudado ao detalhe com a produção de provetes com distribuições granulométricas com n compreendido entre 0,2 e 0,8 nos quais foram determinados os parâmetros mecânicos (coeficiente de Poisson, Modulo de Elasticidade, Resistência à compressão uniaxial, coesão e ângulo de atrito) através de ensaios laboratoriais para cada valor de n . De acordo com Wu et al (2018) concluiu-se que o n óptimo situa-se entre o 0,4 e o 0,6 para o cemented rockfill pois é neste espectro de distribuições granulométricas que se atinge um enchimento com melhores características mecânicas, nomeadamente, coeficiente Poisson, Modulo de Elasticidade e Resistência a compressão uniaxial. Em Warren et al, 2018 considera-se que 0,5 é o índice ideal pois minimiza o índice de vazios e otimiza a densidade do enchimento.

Os resultados do estudo demonstram ainda que a optimização da distribuição granulométrica no cemented rockfill pode aumentar a resistência à compressão dos provetes e assim controlar melhor a subsidência no terreno e aumentar a capacidade de carga dos pilares de enchimento rochoso cimentado.

O rácio água-cimento do cimento afeta a viscosidade da pasta e por isso afeta também a maneira como é aplicado o enchimento. Quando existe demasiada água, a pasta fica demasiado volumosa e dá-se percolação no próprio enchimento. Água em excesso também vai reduzir a resistência do enchimento pois a presença de sólidos no cimento será mais diluída. Por outro lado, se houver pouca água, a pasta ficará demasiado seca e a hidratação do cimento ficará incompleta resultando em menor resistência do mesmo.

Para obter hidratação completa é necessário um rácio de apenas 0,22-0,25. Para betão, o valor do rácio água-cimento é entre 0,4-0,5. Para um longhole stope, a pasta de cimento tem de ser mais fluida e por isso o seu rácio água-cimento deve aumentar para valores entre os 0,7-1,2. Num jam filled stope, não existe necessidade de fluidez e por isso o rácio água-cimento deve ser 0,8.

A interação entre o teor de humidade e a quantidade de finos no rockfill cimentado é tão importante quanto a relação entre a quantidade de finos e a percentagem de cimento. De facto, ao aumentar a quantidade de finos, aumenta-se também a superfície específica dos agregados e assim consome-se mais cimento. O rácio de água-cimento deve ser otimizado de forma que haja um equilíbrio entre a fluidez de enchimento desejada e hidratação do cimento do enchimento.

2.3 Estudo de Referência

Este trabalho vem no seguimento de um estudo realizado por Franqueira & Paneiro (2021). No referido estudo é feita uma análise de estabilidade à pedreira Monte D'el Rey situada no Anticlinal Estremoz-Borba-Vila-Viçosa com o intuito de iniciar uma escavação subterrânea através do método de câmaras e pilares. A pedreira em causa opera atualmente, maioritariamente, a céu-aberto através de um poço, mas também através de pequenas galerias de lavra experimental em subterrâneo.

O estudo em causa iniciou-se a partir de uma série de ensaios laboratoriais realizados pelo Laboratório de Geociências do Centro de Recursos Naturais e Ambiente (CERENA, IST). Nestes ensaios, foram estudadas as características do maciço rochoso ali situado, ou seja, as características do mármore e das descontinuidades do mesmo. Com esses dados, foi realizado um modelo tridimensional da pedreira de forma a estimar o comportamento da mesma quando ocorrer a transição para a exploração subterrânea. Nesse modelo, foi considerado que tanto as câmaras como os pilares têm base quadrada com 10 m de lado e 7,5m de altura.

Franqueira & Paneiro, (2021), consideraram que a escavação subterrânea estava dividida em 3 zonas de forma a garantir a segurança das operações (exploração dos pilares e colocação de enchimento) e que a exploração foi feita de Norte para Sul. Neste estudo, foram consideradas características de enchimento rochoso cimentado encontrados em bibliografia sobre o tema, implicando alguma inexatidão relativamente às características do mesmo quando elaborado a partir de diferentes tipos de pedra. Na Tabela 1 são indicadas as características do enchimento consideradas por Franqueira & Paneiro (2021).

Tabela 1 - Características do enchimento rochoso cimentado considerado por Franqueira & Paneiro, 2021 (Warren et al, 2018; Shrestha et al, 2008)

Material	Resistência à tração (MPa)	Módulo de Elasticidade (GPa)	Coefficiente de Poisson	Coesão (MPa)	Ângulo de Atrito (°)
CRF	3,17	3,5	0,3	1,5	40

Terminada a elaboração do modelo numérico, foram apresentados os resultados da análise em 3D, representados na Figura 5:

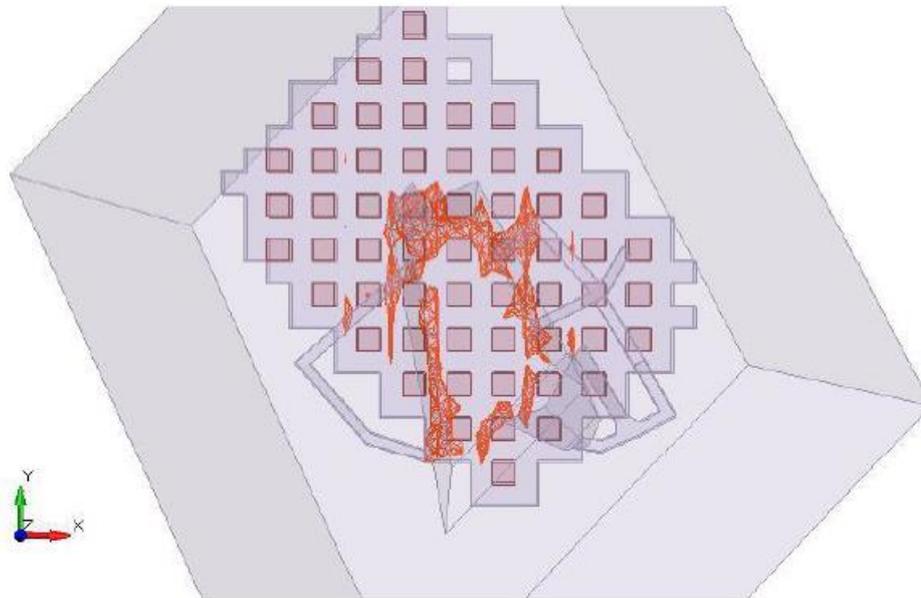


Figura 5 – Modelo 3D da exploração subterrânea (Franqueira & Paneiro, 2021)

Na Figura 5, é apresentada a configuração da pedreira subterrânea, explorada com o método de câmaras e pilares, encontrando-se representada uma linha de isovalor do fator de resistência a 0,9, determinado por Franqueira & Paneiro (2021) numa análise tridimensional, indicando que as instabilizações ocorrem junto aos limites inferiores do poço e têm uma largura de cerca de 5 metros. A norte existe uma maior instabilização devido à abertura subterrânea já presente na pedreira em estudo. É de notar que as instabilizações ocorrem em alguns pilares imediatamente abaixo do poço, mas sem rotura do piso nem do teto da escavação. Na Figura 5 o eixo Y indica o Norte geográfico.

Foi também tido como referência importante o estudo de Wu et al (2018), no qual é feita uma análise sobre a efetividade da optimização da distribuição granulométrica na produção de enchimento rochoso cimentado com o objetivo de aumentar a resistência do enchimento, melhorar a capacidade de enchimento (tightfill) e finalmente, controlar a subsidência à superfície. Este estudo foi desenvolvido para uma mina de carvão na China na qual a rocha encaixante era silicatada.

Neste estudo, foi utilizada a equação de Talbot & Richards para definir a distribuição granulométrica do enchimento rochoso cimentado. Foram produzidos provetes com diferentes índices de Talbot (0,2; 0,4; 0,6; 0,8) que foram submetidos a 7 dias de tempo de cura.

Após a realização de ensaios de compressão uniaxial e triaxial, foi possível verificar que a optimização da distribuição granulométrica melhora as características de resistência e de deformabilidade

do enchimento rochoso cimentado, nomeadamente, que o valor óptimo para o Índice de Talbot é entre 0,4 e 0,6.

3 Materiais e Métodos

Esta secção do trabalho está dividida em três partes: a primeira parte é dedicada a enquadrar e caracterizar o caso de estudo. Na segunda parte estão descritos os métodos seguidos na parte laboratorial do trabalho. Finalmente, a terceira parte terá como alvo a descrição dos métodos computacionais aplicados.

Nesta dissertação, foram estudadas as características de resistência e deformabilidade do enchimento rochoso cimentado feito a partir de agregados de mármore para posteriormente se tentar estimar se a aplicação do enchimento permite uma maior recuperação da exploração subterrânea, nomeadamente, dos pilares remanescentes. Na parte laboratorial estudaram-se dois parâmetros: a distribuição granulométrica e o tempo de cura. Posteriormente, nas simulações numéricas, foram testadas diferentes sequências de operações, isto é, sequências de exploração de pilares e a respetiva sequência de enchimento.

Considerando que os dois parâmetros estudados foram a distribuição granulométrica das partículas e o tempo de cura, foram fabricados 72 provetes. Para definir as granulometrias, foi utilizada a equação de Talbot & Richards com os seguintes índices de Talbot: 0,4; 0,5; 0,6, uma vez que pela bibliografia consultada, e como referido no capítulo 2.3, são os valores de n com melhor desempenho na produção de enchimento rochoso cimentado. Os tempos de cura considerados foram de 7, 14 e 28 dias.

O objetivo final foi o de criar um modelo computacional no software RS2 da Rocscience, pelo que foi necessário conhecer melhor alguns parâmetros do enchimento em causa. Para tal, foram elaborados ensaios de compressão uniaxial e ensaios de corte.

Na Figura 6 está representado um diagrama que sintetiza os trabalhos realizados durante esta dissertação:

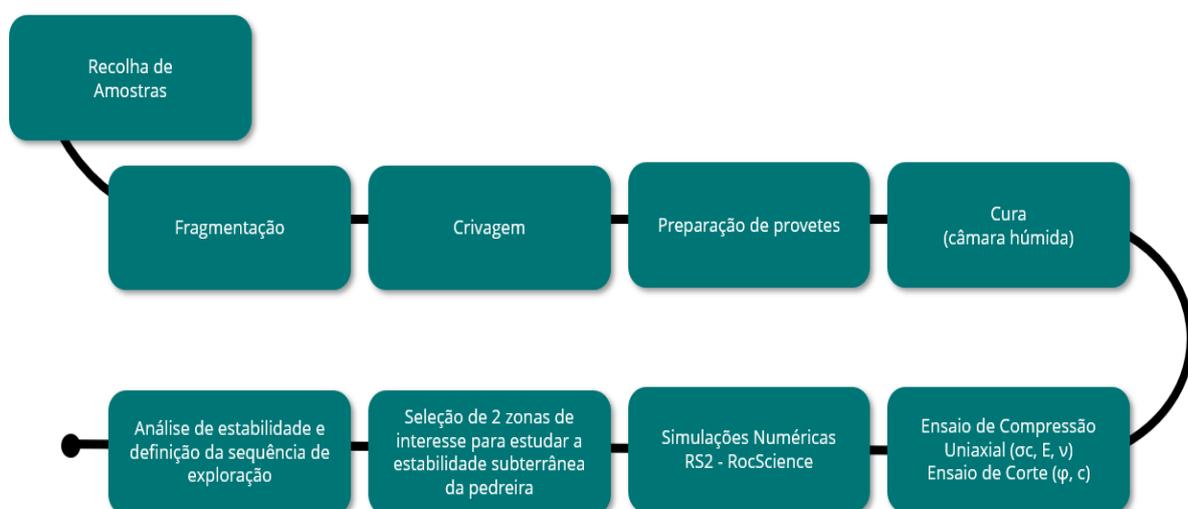


Figura 6 - Diagrama explicativo dos trabalhos ao longo do desenvolvimento da presente dissertação

3.1 Caso de Estudo

O caso de estudo deste trabalho é baseado na pedra Monte D'el Rey, localizada no famoso “triângulo do mármore” no anticlinal Estremoz-Borba-Vila-Viçosa no nordeste alentejano, visível na Figura 7. Nesta região estão situados os depósitos mais importantes de mármore ornamental do país, tanto em termos de duração de exploração como também em termos económicos. Na verdade, esta indústria tem proporcionado à região bons benefícios económicos há várias décadas (Lopes, 2007).

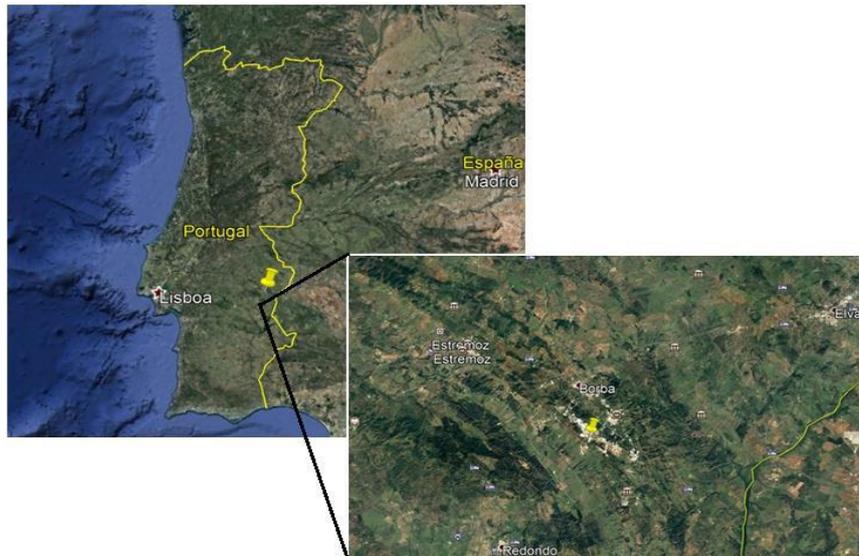


Figura 7 - Localização da pedra Monte D'el Rey. Adaptação do Google Maps

3.1.1 Enquadramento Geológico

A geologia do local onde está localizada a pedra corresponde a uma estrutura geológica grosseiramente simétrica em antiforma anticlinal. Tem uma forma elíptica, de 45x8 km, que se estende no seu maior eixo desde a vila do Cano a Noroeste, até ao Alandroal, a sudeste. Trata-se de uma estrutura alongada cujas rochas constituintes têm idades compreendidas entre o Proterózoico Superior e o Silúrico (Lopes, 2007). O Anticlinal foi afetado por duas fases de dobramentos, sendo que a primeira conduziu a dobras isoclinais apertadas, de plano axial N-S e NNW-SSE, inclinando cerca de 20° para ENE com eixo sub-horizontal, e, da segunda fase, resultaram dobras com orientação NW-SE, com inclinação dos planos axiais que podem atingir 70° a 80° para SW (com atitude média de N30°W, 65° SW) e com eixos mergulhantes entre 20° e 40° para SE e NW. Para além das fases de dobramento, o anticlinal sofreu ainda ações de cisalhamento (CEGEO, 2000).

Na região, o mármore encontra-se essencialmente no complexo Vulcano Sedimentar de Estremoz, no qual também ocorrem xistos e calcoxistos com intercalações de vulcanitos ácidos e ácidos (basaltos alcalinos) no qual se encontra implantada a exploração em estudo, em particular o seu flanco SW (CEGEO, 2000).

Na pedreira Monte D'el Rey MJ-5282, os mármore apresentam geralmente uma cor rosada e creme rosado com intercalações de vergada xistenta (Figura 8).

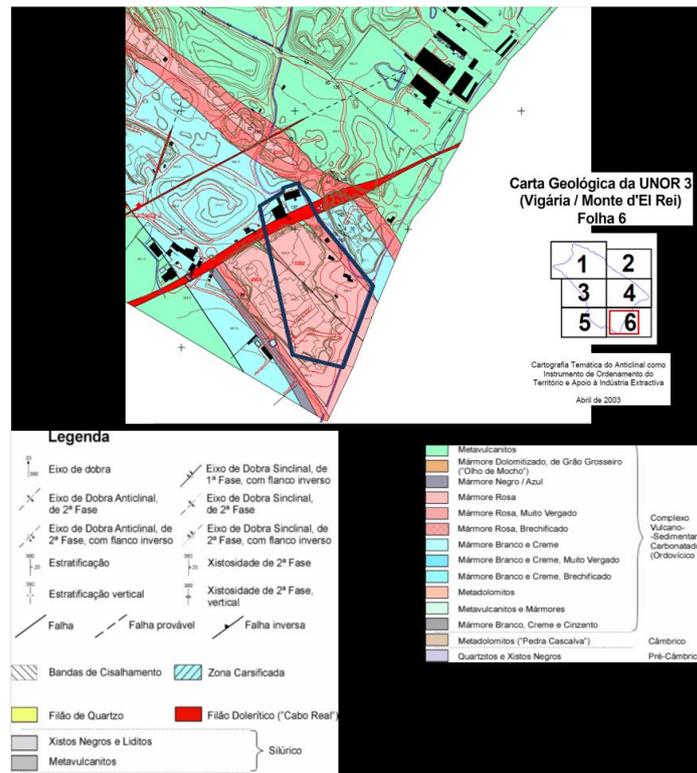


Figura 8 - Carta Geológica do Anticlinal Estremoz- Borba- Vila Viçosa com a área de exploração indicada (adaptado de CERENA, 2019)

Nesta área os mármore encontram-se limitados superiormente por metavulcanitos, sem qualquer valor comercial e, inferiormente por metadolomitos, vulgarmente conhecidos por "olho de mocho" que, de igual forma, também não apresentam interesse sob o ponto de vista económico.

A Figura 9 apresenta um corte geológico, realizado nas imediações da área em estudo.

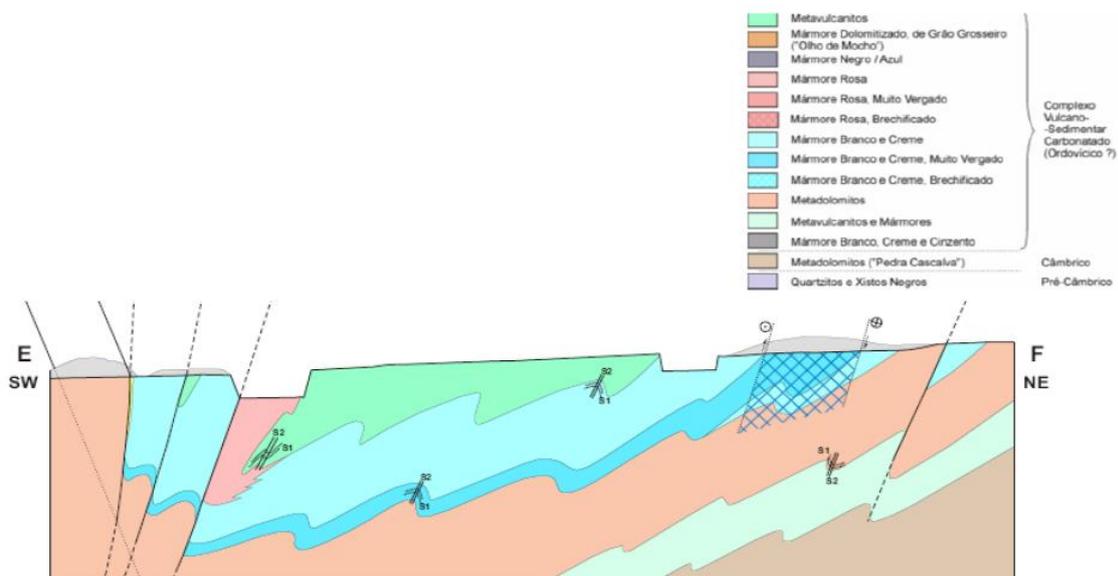


Figura 9 - Corte geológico próximo da área em estudo (CERENA, 2019)

No que respeita à presença de fraturas, estudos efetuados na área (CERENA, 2019) permitiram identificar que as mesmas apresentam atitude subvertical, com direções preferências NW-SE, N-S e ENE-WSW, existindo ainda fraturas NW-SE pouco inclinadas, como resultado de uma descompressão dos maciços por erosão da carga litostática que o suportava. Não se observou uma relação muito forte entre a persistência das fraturas e alguma das direções atrás apontadas como predominantes depois de implantar em estereogramas as fraturas de continuidade superior a 3 metros. Para as fraturas de persistência muito superior aos 3 metros podemos, afirmar que são as direções N60°E e N20°E as mais representadas (CERENA, 2019).

3.1.2 Método de Exploração

Ao fazer uma escavação, existem alguns fatores que podem afetar a exploração. Os seguintes fatores são os pontos mais relevantes a considerar:

- Compartmento por falhas e fracturação;
- Dolomitização secundária;
- Carsificação.

A compartimentação do maciço rochoso em famílias de falhas acontece ao longo de toda a extensão do anticlinal com aparecimento de alguns filões doleríticos. A sua atitude ronda os N60°E verticais e os N20°E ou N80°W, subordinadas das anteriores que podem ocorrer ocasionalmente. A fracturação principal que condiciona a obtenção de blocos comercializáveis afeta economicamente as explorações. A dolomitização secundária é responsável pela transformação de mármore num dolomito cavernoso sem valor ornamental (“olho de mocho”). O aparecimento de carso nestas explorações é frequente, em especial nas redondezas de Borba e Lagoa. Esta carsificação ocorre ao longo de planos de estratificação e segundo falhas de direção N60°E e N10°E. De acordo com o Instituto Geológico e Mineiro (IGM), este fenómeno pode acontecer em profundidades até aos 150m.

3.1.2.1 Exploração a Céu Aberto

Na pedreira Monte D’el Rey MJ-5282, a extração do material com valor económico é efetuada a céu aberto, em profundidade, utilizando a técnica de individualização em talhadas, com recurso a fio diamantado e/ou serrotes. O desenvolvimento da extração é descendente, por degraus direitos como demonstrado na Figura 10.

No extremo sudoeste da pedreira, pode-se encontrar a abertura de uma galeria em semi-subterrâneo, na forma de “V” invertido (CERENA, 2019), a qual compreendeu:

- Abertura de uma galeria de secção triangular ao nível do 9º piso à cota de 350,0 m, com 5m de altura e 5,7m de largura e de direção perpendicular ao talude sudeste;
- Desenvolvimento da galeria de rebaixos de 5m, mantendo a geometria triangular. O primeiro rebaixo correspondente ao piso 2 da galeria, cota de 345,0m e com 11,5m de largura;



Figura 10 - Configuração da Pedreira Monte D'el Rey

Tendo em consideração o método de exploração adotado, a escavação caracteriza-se pela utilização muito residual de substâncias explosivas. A escavação do maciço rochoso é efetuada com recurso a operações de: preparação e traçagem, furação e corte, derrube, esquartejamento e aparelhagem e finalmente, de transporte do material desmontado.

De forma a garantir o adequado funcionamento dos ciclos de produção, a exploração conta com um conjunto de equipamentos, dos quais se destacam as máquinas de fio diamantado, perfuradoras de fundo de furo, serrotes, pás carregadoras, dumpers articulados e escavadoras giratórias.

A superfície da pedreira está a 388m acima do nível do mar enquanto a cota mais baixa da escavação se situa a 232m acima do nível do mar.

3.1.2.2 Exploração subterrânea

Assim que a exploração a céu aberto atingiu os limites impostos, tanto tecnológicos como logísticos, foi necessário explorar novos métodos, nomeadamente, métodos subterrâneos. A técnica de abandono de pilares parece ser a mais adequada para a exploração de mármore pois permite a definição de locais onde o material não tem tanta qualidade para servirem de elementos de suporte natural (CEGEO, 2000). Isto permite ainda que o dimensionamento dos pilares evite locais onde existam falhas ou fracturas. Assim, a utilização deste método de exploração poderá originar uma distribuição irregular dos pilares em função da referida heterogeneidade da qualidade ornamental do maciço rochoso. Na pedreira Monte D'el Rey, a galeria subterrânea foi escavada a partir do poço em céu aberto conforme o esquema representado na Figura 11.

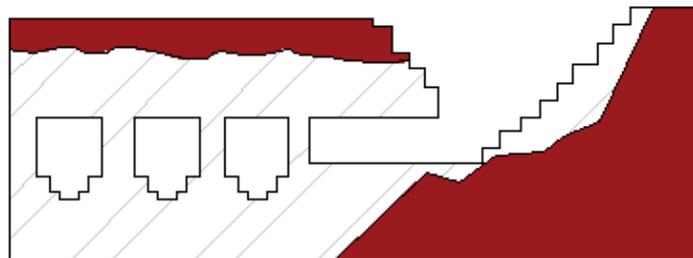


Figura 11 – Representação esquemática da exploração da pedreira Monte D'el Rey

Considerando que o produto final necessário, bloco de mármore, costuma ter a forma de um paralelepípedo, é frequente que as galerias tenham formas retangulares. Outro motivo a favor desta forma são as técnicas de desmonte e a respetiva maquinaria.

A pedreira Monte D'el Rey tem três acessos a escavação subterrânea. O primeiro é a galeria em “V invertido” explicada anteriormente. Outro dos acessos está situado a meio do poço e o outro está no fundo do mesmo (Figura 12).



Figura 12 - Acesso à parte subterrânea da pedreira Monte D'el Rey

3.1.3 Caracterização do material pétreo explorado

Foi considerado o trabalho realizado pelo laboratório de Geociências (GeoLab) do Centro de Recursos Naturais e Ambiente (CERENA) do Técnico Lisboa no qual foram realizados diversos ensaios laboratoriais para determinar as características de resistência e de deformação do mármore presente na pedreira em estudo foi considerado.

Para realizar os ensaios laboratoriais foram recolhidas duas amostras por cada um dos 3 pisos de exploração. As amostras extraídas tinham uma forma cúbica com 200 mm de lado (Figura 13) e foram utilizadas para caracterizar a viabilidade de exploração subterrânea.



Figura 13 - Amostra de mármore (CERENA, 2019)

As amostras foram submetidas a ensaios laboratoriais para determinar as suas características mecânicas e de deformação. Antes da realização dos testes, houve um processo de preparação das amostras cumprindo as normas da ISRM (International Society of Rock Mechanics). Os ensaios realizados foram os seguintes:

- Determinação dos parâmetros físicos;
- Determinação indireta da resistência à tração (ensaio brasileiro);
- Determinação da resistência à compressão uniaxial com determinação do Módulo de Elasticidade e do coeficiente de Poisson;
- Determinação da resistência à compressão triaxial;
- Determinação da resistência ao Corte (aplicado às três famílias de descontinuidades)

No primeiro ensaio, foram determinados os parâmetros físicos: peso volúmico, peso volúmico em seco e saturado tal como a porosidade. Os resultados encontram-se esquematizados na seguinte tabela:

Tabela 2 - Características do Mármore em estudo

	ρ (kg/m ³)	ρ seco (kg/m ³)	ρ sat (kg/m ³)	Porosidade ϕ
Valor médio	2678.61 ± 8.78	2687.07 ± 8.86	2689.89 ± 8.99	0.003 ± 0.001

Para a determinação da resistência à tração, procedeu-se à realização do ensaio brasileiro que consiste na aplicação de esforços de compressão diametral. Este método pretende determinar a resistência à

tração de forma indireta pois a sua determinação por métodos diretos é de difícil execução em Mecânica de Rochas. A fórmula para calcular a resistência à tração é a seguinte (ISRM, 1979):

Equação 3-1

$$\sigma_t = \frac{2P}{\pi Dh}$$

Na Equação 3-1, σ_t refere-se à resistência à tração (MPa), P é a carga de rotura do provete (N), D é o diâmetro do provete (mm) e h é a altura do mesmo (mm). Nas Figuras 13 e 14 encontra-se uma amostra antes e depois de ser submetido a este ensaio.



Figura 14 - Amostra antes do ensaio Brasileiro



Figura 15 - Amostra depois do ensaio Brasileiro

O ensaio de compressão uniaxial pretende determinar o valor da tensão máxima, σ_c , calculado a partir do registo da carga máxima, quando o provete é solicitado até à rotura. Simultaneamente, no decurso da aplicação das cargas, são determinados o Módulo de Elasticidade e o coeficiente de Poisson, submetendo o provete a três ciclos sucessivos de carga e descarga com amplitudes até cerca de 40% da carga de rotura. Nas Figuras 33 e 34, está demonstrada uma amostra de um provete antes e depois de submetido a este ensaio.



Figura 16 - Amostra antes do ensaio de compressão uniaxial

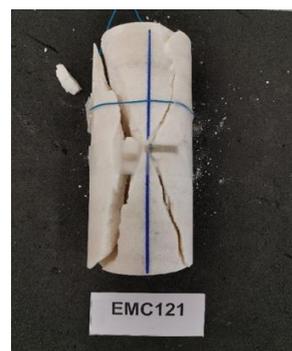


Figura 17 - Amostra depois do ensaio de compressão uniaxial

Foram adicionados extensómetros aos provetes de forma a medir as extensões ao longo do ensaio. Para calcular o Módulo de Elasticidade utiliza-se a seguinte fórmula (ISRM, 1979):

Equação 3-2

$$E = \frac{\sigma b - \sigma a}{\varepsilon lb - \varepsilon la}$$

Na Equação 3-2, σa representa o valor da tensão no início da parte linear da curva tensão/extensão (MPa); σb representa o valor no fim da parte linear da curva tensão/extensão (MPa); εla representa a extensão correspondente a σa ; εlb representa a extensão correspondente a σb .

Relativamente ao coeficiente de Poisson, a fórmula para o calcular é a seguinte (ISRM, 1979):

Equação 3-3

$$\nu = \frac{\varepsilon db - \varepsilon da}{\varepsilon lb - \varepsilon la}$$

Na Equação 3-3, ν representa o coeficiente de Poisson da rocha; εda representa a extensão diametral correspondente a σa ; εdb representa a extensão diametral correspondente a σb ; εla representa a extensão axial correspondente a σa ; εlb representa a extensão axial correspondente a σb (ISRM, 1979).

Na Tabela 3 estão representados os resultados dos ensaios. EMC1xx corresponde ao primeiro nível; EMC2xx corresponde ao segundo nível; EMC3xx corresponde ao terceiro nível.

Tabela 3 - Resultados dos testes de compressão uniaxial para cada nível da pedra (CERENA, 2019)

Amostra	Resistência à compressão uniaxial (MPa)	Módulo de Elasticidade (GPa)	Coefficiente de Poisson
EMC111	75,57	62,28	0,26
EMC112	67,57	64,26	0,23
EMC121	77,41	58,52	0,24
EMC122	75,79	51,32	0,25
EMC211	57,35	62,38	0,24
EMC212	66,44	65,15	0,27
EMC221	64,83	60,64	0,22
EMC222	74,48	57,14	0,26
EMC311	65,82	50,35	0,22
EMC312	67,3	58,33	0,26
EMC321	67,57	50,36	0,22
EMC322	68,93	50,67	0,24

A resistência à compressão triaxial, σ_1 , é calculada dividindo a máxima carga axial aplicada no provete, para uma dada pressão de confinamento, σ_3 , pela sua secção reta. Para tal, foi utilizada uma câmara de tensões, designada por célula de Hoek (Figura 18), sendo que a pressão de confinamento é aplicada com recurso a uma bomba hidráulica manual.



Figura 18 - Célula de Hoek

Assim, foi possível aplicar três pressões de confinamento diferentes: 2, 4 e 6 MPa. Foi possível verificar que para os maiores níveis de pressão de confinamento se obtêm valores mais elevados de resistência à compressão triaxial como demonstrado na Tabela 4.

Tabela 4 - Resultados do ensaio de compressão triaxial (CERENA, 2019)

Amostra	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)
11	2,00	58,16
12	4,00	99,37
21	6,00	85,58
22	4,00	83,87
31	6,00	96,99
32	2,00	70,93

Finalmente, tendo em consideração os resultados dos ensaios de determinação da resistência à tração, à compressão uniaxial e compressão triaxial, podem-se traçar os respectivos círculos de Mohr e por aplicação de um ajustamento linear, a respetiva envolvente de Mohr- Coulomb (Figura 19).

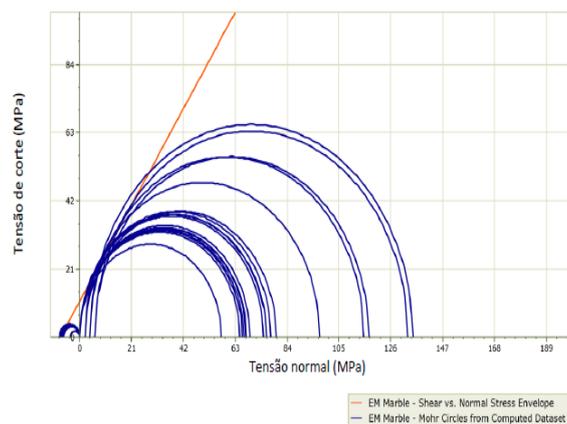


Figura 19 - Círculos de Mohr e envolvente de Mohr- Coulomb determinada com base nos resultados dos ensaios desenvolvidos pelo CERENA (CERENA, 2019)

Assim, é possível determinar os valores de coesão e do ângulo de atrito do mármore testado. A coesão é de 11,15 MPa e o ângulo de atrito é de 54,67°. Além disso, estão expressos na Tabela 5 os valores médios de cada parâmetro testado nos ensaios acima referidos.

Tabela 5 - Resultados dos ensaios laboratoriais ao Mármore em estudo

	Resistência à Tração (MPa)	Resistência à compressão (MPa)	Módulo de Elasticidade (GPa)	Coefficiente de Poisson	Coesão (MPa)	Ângulo de Atrito (°)
Valor médio	7.31 ± 0.56	69.09 ± 5.77	57.62 ± 5.64	0.24 ± 0.02	11.15	54.67

Foram também realizados ensaios de corte directo às três famílias de descontinuidades presentes no maciço. Na Figura 20 está demonstrada disposição laboratorial utilizada nestes ensaios de corte directo. O ensaio foi preparado de acordo com as normas da ISRM e as amostras foram preparadas de forma a assegurar um bom acoplamento na câmara de aplicação de cargas do equipamento de corte.

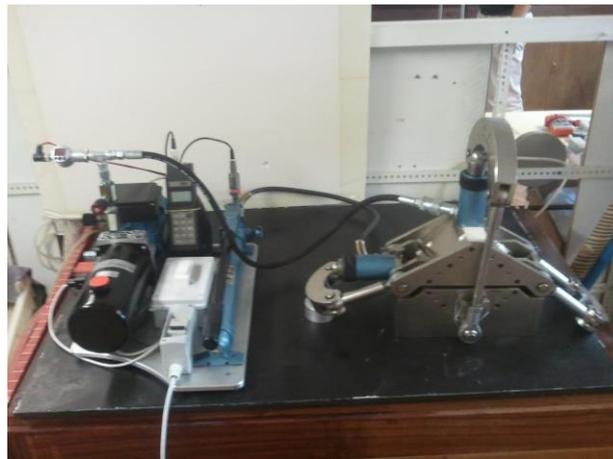


Figura 20 - Equipamento de corte utilizado nos ensaios de corte (GeoLab/CERENA)

O ensaio consiste na aplicação e registo de forças tangenciais crescentes em relação ao plano de fratura, sob aplicação de uma força axial, onde são registados os respetivos deslocamentos tangenciais até um máximo variável entre 7 e 10 mm.

A realização deste ensaio é essencial para efetuar um estudo de estabilidade pois este requer a consideração de características das descontinuidades como a rugosidade, preenchimento e persistência.

Os resultados do ensaio estão expressos na Tabela 6.

Tabela 6 - Resultados dos ensaios de corte às famílias de descontinuidades (LabGeo/CERENA)

Família de Descontinuidade	Coesão, c (MPa)	Angulo de Atrito, ϕ ($^{\circ}$)
Família 1 (N60 $^{\circ}$ E)	0.14	42.04
Família 2 (N20 $^{\circ}$ W, 72 $^{\circ}$ S)	0.25	46.05
Família 3 (N40 $^{\circ}$ W, 72 $^{\circ}$ N)	0.31	51.32

3.2 Trabalho Experimental

Para a determinação dos parâmetros de resistência e deformabilidade do material de enchimento, foi necessário fabricar provetes de enchimento rochoso cimentado com diferentes distribuições granulométricas e tempos de cura. Para tal, foram realizados ensaios de compressão uniaxial com o intuito de saber a resistência à compressão uniaxial, o módulo de elasticidade e também o coeficiente de Poisson. Também foram realizados ensaios de corte com o objetivo de determinar o ângulo de atrito interno e a coesão do material para as diferentes condições.

Para a produção do material de enchimento, foram recolhidos cerca de 130 kg de material marmóreo sem valor económico, junto de empresas de transformação da região de Sintra. Seguidamente, este material foi fragmentado com recurso a uma britadeira (Figuras 21 e 22).

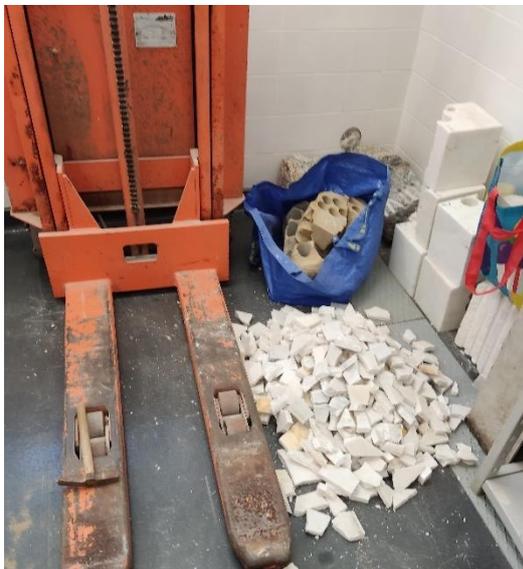


Figura 21 - Escombros da pedreira Monte D'el Rey



Figura 22 - Fragmentação dos Escombros com recurso a britadeira



Figura 23 – Material marmóreo fragmentado

A produção do material de enchimento, através do material marmóreo fragmentado (Figura 23), teve em consideração o procedimento apresentado por Wu et al. (2018), pelo que, foi necessário proceder-se à classificação do material fragmentado proveniente da britadeira. Para tal, foram utilizadas duas agitadoras e sete crivos. A primeira agitadora (Figura 24) tinha os crivos com as frações mais grosseiras com malhas com as seguintes dimensões: 9,5mm; 6,55mm; 4mm; 2,5mm. Por sua vez, a segunda agitadora (Figura 25) operou com os crivos mais finos com as seguintes malhas: 1,4mm; 1mm; 0,5mm.



Figura 24- Agitadora FRITSCH analvsette 3



Figura 25 - Agitadora FRITSCH analvsette

A agitadora atribuída às frações mais grosseiras foi alimentada com cerca de 600g de material por cada ciclo. Posteriormente, o material depositado no fundo da torre de crivos mais grosseiros alimentou a

segunda agitadora. Ambas as agitadoras operaram em ciclos de 5 minutos com uma amplitude a meio da respetiva escala. No fim de cada ciclo, o material depositado em cada crivo era despejado para um saco de plástico correspondente à granulometria do material em causa.

Na Figura 26 está representada uma distribuição granulométrica do material após a fragmentação do mármore.

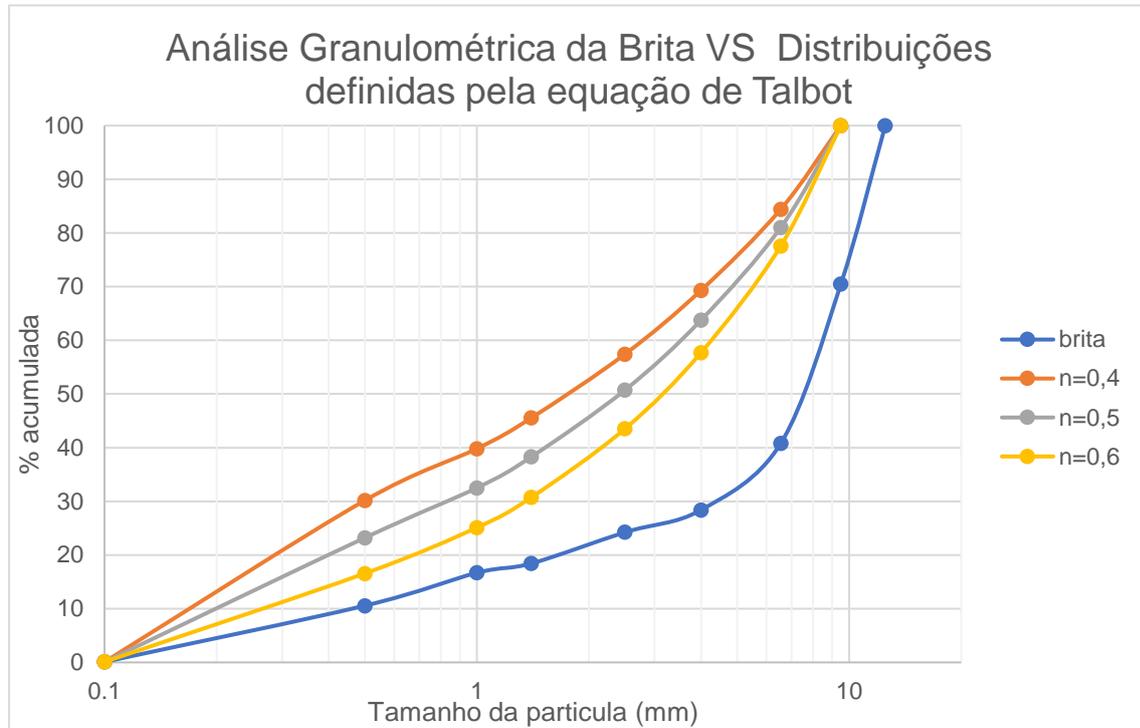


Figura 26 - Análise granulométrica da Brita versus Distribuições granulométricas definidas pela equação de Talbot

Após a separação por tamanhos de todo o material fragmentado, iniciou-se o processo real de fabrico dos provetes. Conforme referido acima, este trabalho seguiu como exemplo o estudo de Wu et al (2018) com foco na distribuição granulométrica no fabrico de enchimento rochoso cimentado. Apesar de no estudo em causa se testarem 5 diferentes distribuições granulométricas, enquanto neste se testaram 3, este estudo estuda o comportamento do enchimento aos 7, 14 e 28 dias de cura enquanto Wu et al, (2018) apenas a 7 e 28 dias.

Quando se utiliza a equação de Talbot & Richards, (Equação 2-1) para definir uma distribuição granulométrica, é necessário não só definir um índice de Talbot, n , como também definir o tamanho máximo da partícula. Neste caso, tal como em Wu et al (2018), o tamanho máximo foi de 9,5 milímetros.

Como referido anteriormente, em Wu et al, (2018) foi concluído que o espetro ótimo para o Índice de Talbot para a produção de CRF situa-se entre os 0,4 e 0,6. Por este motivo, foi selecionado esse mesmo espetro (0,4; 0,5; 0,6) para estudar as características de resistência e deformabilidade do CRF marmóreo.

Cada provete tem 300g de material fragmentado e nas Tabelas 7 e 8 estão representadas, por massa e por percentagem, as quantidades de material utilizadas no fabrico de provetes de cada granulometria:

Tabela 7 - Distribuição das partículas consoante diferentes índices de Talbot (em massa)

	Massa (g) das partículas de diferentes classes granulométricas						
Índice de Talbot, n	0-0,5 (mm)	0,5-1 (mm)	1-1,4 (mm)	1,4-2,5 (mm)	2,5-4 (mm)	4-6,55 (mm)	6,55-9,5 (mm)
0,4	90,5	28,9	17,2	35,7	35,6	45,3	46,7
0,5	69,7	27,9	17,3	37,4	39,0	51,8	56,9
0,6	49,7	25,6	16,9	38,4	42,5	59,6	67,3

Tabela 8 - Distribuição das partículas consoante diferentes índices de Talbot (em percentagem)

	Percentagem (%) das partículas de diferentes classes granulométricas						
Índice de Talbot, n	0-0,5 (mm)	0,5-1 (mm)	1-1,4 (mm)	1,4-2,5 (mm)	2,5-4 (mm)	4-6,55 (mm)	6,55-9,5 (mm)
0,4	30,2	9,6	5,7	11,9	11,9	15,1	15,6
0,5	23,2	9,3	5,8	12,5	13,0	17,3	19,0
0,6	16,6	8,5	5,6	12,8	14,2	19,9	22,4

Foram realizados 4 provetes de cada tipo, isto é, 4 provetes por cada granulometria por cada tempo de cura. Considerando ainda que foram feitos dois tipos de ensaio, ensaio de resistência à compressão uniaxial e ensaio de corte foi necessário fazer 72 provetes, 36 por ensaio, conforme esquematizado nas Tabelas 9 e 10.

Tabela 9 - Esquema dos ensaios de resistência à compressão uniaxial

Ensaio de Resistência à compressão uniaxial									
Índice de Talbot	0,4	0,4	0,4	0,5	0,5	0,5	0,6	0,6	0,6
Tempo de Cura (dias)	7	14	28	7	14	28	7	14	28
Provetes	4	4	4	4	4	4	4	4	4

Tabela 10 - Esquema dos ensaios de corte

Ensaio de Corte									
Índice de Talbot	0,4	0,4	0,4	0,5	0,5	0,5	0,6	0,6	0,6
Tempo de Cura (dias)	7	14	28	7	14	28	7	14	28
Provetes	4	4	4	4	4	4	4	4	4

Com o propósito de identificar facilmente cada provete, foi criada uma designação que contempla todas as características de cada um. O provete U4071 corresponde a um provete produzido para o ensaio de compressão uniaxial (U), com n=0,4 e 7 dias de cura sendo que o último algarismo é para identificar o provete dentro da sua família. Um provete com a designação C6143 seria um provete correspondente ao ensaio de corte (C) com n=0,6 e 14 dias de cura.

Posto isto, o material classificado de acordo com as diferentes granulometrias, caracterizadas pelos diferentes Índices de Talbot, foi misturado com 30g de cimento de Portland (CIMPOR CEM I 42,5 R) e 22,5ml de água da torneira, resultando numa mistura com 10% de cimento e um rácio água-cimento de 0,75 em peso.

A mistura foi feita numa misturadora Hobart representada na Figura 27. Começou-se por se juntar o cimento e a água, na velocidade 1, durante 10 minutos até estes formarem uma mistura completamente homogénea. Depois foi-se juntando os agregados e foram misturados durante mais 10 minutos para garantir homogeneidade. Quando a mistura foi concluída, o enchimento rochoso cimentado foi colocado em tubos de PVC de 46mm de diâmetro. Para otimizar o enchimento, reduzindo o índice de vazios, os provetes foram colocados numa mesa vibratória Dart 55AC Series (Figura 28) durante cerca de 30 segundos. Para terminar, os provetes foram colocados a curar numa câmara húmida a 28°C de modo a reproduzir tanto quanto possível as condições em subterrâneo durante os respetivos tempos de cura.



Figura 27 – Misturadora Hobart



Figura 28 - Mesa Vibratória

Na Figura 29 é apresentada a disposição dos provetes colocados na câmara húmida para terem tempo de cura em condições idênticas às que teriam na realidade.



Figura 29 - Provetes colocados na Câmara Húmida a 28°C

Ainda que os provetes tenham sido feitos de forma a ficarem com dimensões padronizadas, devido à heterogeneidade do enchimento rochoso cimentado, foi muito difícil ajustar a altura dos provetes a uma dimensão padrão. Como tal, findo o tempo de cura, os provetes foram cortados tendo em consideração que a altura nunca poderia ser inferior ao dobro do diâmetro conforme a sugestão da Sociedade Internacional de Mecânica das Rochas (ISRM, 2006). Assim, para o ensaio de resistência à compressão uniaxial, os provetes tiveram uma altura média de $106\text{mm} \pm 6\text{mm}$. Na Figura 30 são apresentados provetes fabricados segundo o procedimento descrito acima.



Figura 30 - Provetes utilizados nos ensaios laboratoriais

Para o ensaio de compressão uniaxial, foi utilizada uma prensa ELE Digital Tritest e um medidor de extensões Micro-Measurements P3 Strain Indicator and Recorder. Ambos os equipamentos estão representados na Figura 31 e na Figura 32 respectivamente.



Figura 31- prensa ELE utilizada nos ensaios de resistência à compressão uniaxial

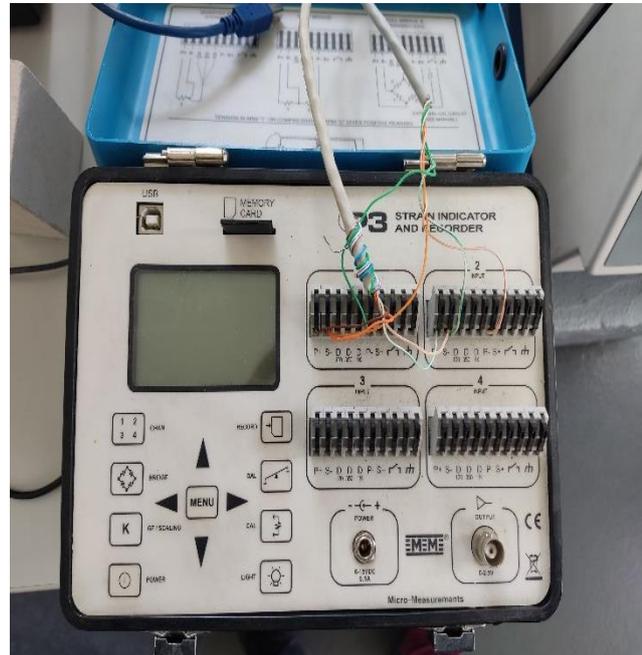


Figura 32- medidor de extensões Micro Measurements

O ensaio de compressão uniaxial consistiu em 3 ciclos de carga e descarga: o ciclo de carga consistiu em submeter o provete a uma velocidade de deformação de 0,5mm/s até aos 471kPa de pressão. A descarga foi feita a uma velocidade de 4mm/s. No fim dos 3 ciclos de carga e descarga o provete foi carregado até a rotura com a mesma velocidade de deformação, 0,5mm/s.

Para garantir a perpendicularidade entre a aplicação da carga e a superfície do provete foi utilizada uma esfera e uma pequena placa demonstrados na Figura 33e Figura 34 respectivamente.



Figura 33 - Sistema de peças utilizadas para garantir perpendicularidade



Figura 34 - Prensa e provete em ensaio de compressão uniaxial

O ensaio de corte foi realizado com recurso a um medidor de dados Controls Data Acquisition Unit Datalog 8 (Figura 35), a um macaco hidráulico ELE (Figura 36) e a um equipamento de corte direto ELE (Figura 37).



Figura 35 - Registador de Dados DATALOG



Figura 36 - Macaco Hidráulico ELE



Figura 37 - equipamento de corte direto ELE



Figura 38 - Equipamentos utilizados nos ensaios de corte

Para o ensaio de corte, os provetes foram preparados para encaixarem num molde, de forma a ficarem bem fixos dentro do suporte. Foram cortados de modo a ficarem com 8cm de altura.

Com este ensaio, pretende-se determinar o ângulo de atrito e a coesão do enchimento rochoso cimentado. Para tal, foi necessário ensaiar cada conjunto de 4 provetes (mesma distribuição granulométrica e mesmo tempo de cura) com tensão normal crescente:

1. $0,125 \sigma_c$
2. $0,250 \sigma_c$
3. $0,375 \sigma_c$
4. $0,500 \sigma_c$

O σ_c corresponde à resistência à compressão uniaxial obtida no ensaio anterior para o tipo de provetes correspondente.

Assim, foi possível traçar os dois gráficos necessários para a obtenção dos parâmetros em causa: o primeiro gráfico corresponde à tensão de corte em função do deslocamento e o segundo gráfico corresponde à tensão de corte máxima em função da tensão normal aplicada.

3.3 Métodos Numéricos

Existem vários fatores importantes no planeamento e desenvolvimento de uma mina como a localização, método de exploração, acesso ou sequência de exploração. Estes fatores dependem uns dos outros, não são independentes. Contudo, questões de carácter geomecânico relacionadas com os desmontes podem ter mais peso numa tomada de decisão do que outras relacionadas com o desenho de uma galeria, uma vez que a primeira é uma questão que prevalecerá durante toda a vida da mina. A natureza dos problemas que aparecem ao planejar uma exploração, neste caso, com o método de câmaras e pilares, está relacionada com o estabelecimento de parâmetros como a altura dos desmontes, dimensão dos pilares, forma dos pilares, sequência de exploração, sequência de exploração dos pilares, tipo de enchimento mineiro e respectiva sequência de aplicação do mesmo. Estes parâmetros têm de ser considerados no planeamento e devem ser integrados em funções conjuntas. Nem sempre é possível uma combinação óptima do ponto de vista geomecânico ou económico, contudo, é imprescindível saber da melhor forma possível, como é que o maciço rochoso responde às escavações.

O uso de métodos numéricos para a análise de estabilidade constitui um método bastante útil para prever o comportamento do maciço rochoso após a escavação de cavidades subterrâneas, pois permite estabelecer a magnitude e a variação das várias tensões ao longo do maciço, assim como as deformações em torno das aberturas, para quaisquer geometrias das mesmas e sob os estados de tensão preexistentes mais variados.

Tendo por base os resultados obtidos nas simulações numéricas, verifica-se qual a magnitude dos deslocamentos e tensões instaladas e compara-se com a resistência do maciço.

As primeiras tentativas de desenvolvimento de modelos preditivos com aplicações mineiras tinham por base estudos de modelos físicos de estruturas mineiras. O seu objetivo era a identificação de condições que pudessem originar roturas sendo que o maior desafio era a dificuldade em aproximar os modelos aos estados de tensão reais. Estes desafios podiam ser ultrapassados com o inconveniente de demorarem demasiado tempo e custos muito elevados (Brady & Brown, 1985).

3.3.1 Método dos Elementos Finitos

A base do método dos elementos finitos é a definição de um domínio em torno de um problema de estabilidade de uma escavação. Faz-se uma divisão desse domínio em elementos discretos e finitos que interagem entre si. A Figura 39a ilustra a secção transversal de uma escavação subterrânea feita num corpo infinito sob o estado de tensão $\sigma_{xx}, \sigma_{yy}, \sigma_{xy}$. Na Figura 39b é apresentada a fronteira seleccionada para o domínio do problema e também os suportes e as condições atribuídos ao problema. O domínio foi dividido num conjunto de elementos triangulares sendo que um deles está representado como exemplo na Figura 39c com os pontos i, j, k a definir os nós do elemento. O maior desafio é a determinação do estado de tensão total da escavação tal como os deslocamentos resultantes do mesmo estado de tensão (Brady & Brown, 1985).

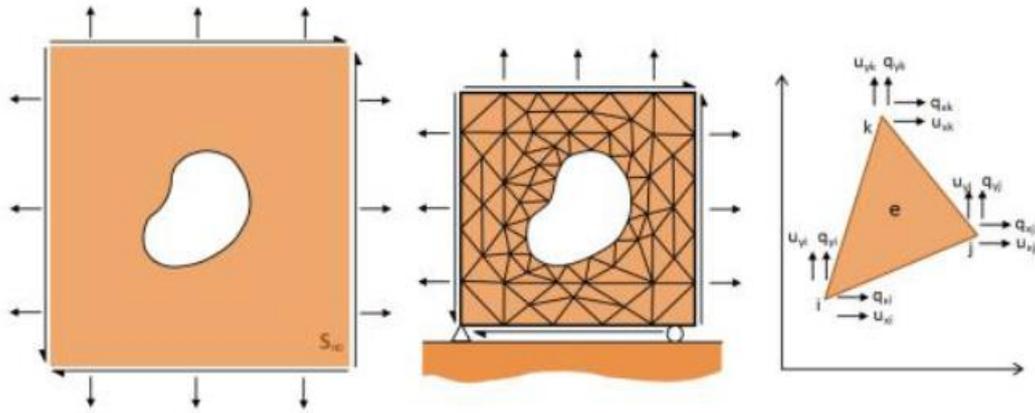


Figura 39 (a, b, c) - Método dos elementos finitos (Paneiro, 2014 adaptado de Brady & Brown, 1985)

Deste modo, no método dos elementos finitos, os deslocamentos são determinados nos nós (u_{xi}, u_{yi}, etc), sendo obtidos por interpolação dos valores nos mesmos. Por seu lado, o estado de tensão é calculado em cada elemento, correspondendo ao somatório das tensões induzidas e as tensões iniciais.

O objectivo do método dos elementos finitos é estabelecer as forças atuantes nos nós q_{xi}, q_{yi}, etc como representado na Figura 39c, equivalente às forças internas que operam entre os limites dos elementos e as forças mássicas:

Equação 3-4

$$[b] = \begin{bmatrix} b_x \\ b_y \end{bmatrix}$$

Atuando por unidade de volume do elemento, as forças internas nos nós são determinadas impondo um conjunto de deslocamentos virtuais $[\delta u^e]$ nos nós e equacionando o trabalho interno e externo efetuado por várias forças no campo dos deslocamentos.

A implementação computacional do método dos elementos finitos envolve um conjunto de rotinas que dão origem à matriz de rigidez $[K^e]$ e ao vetor de força inicial $[f^e]$ para todos os elementos. Estes dados, a aplicação de cargas externas e as condições de fronteira, fornecem informação suficiente para a determinação dos deslocamentos dos nós para todos os elementos. O procedimento encontra-se esquematizado na Figura 40 para uma situação simplificada, com apenas dois elementos.

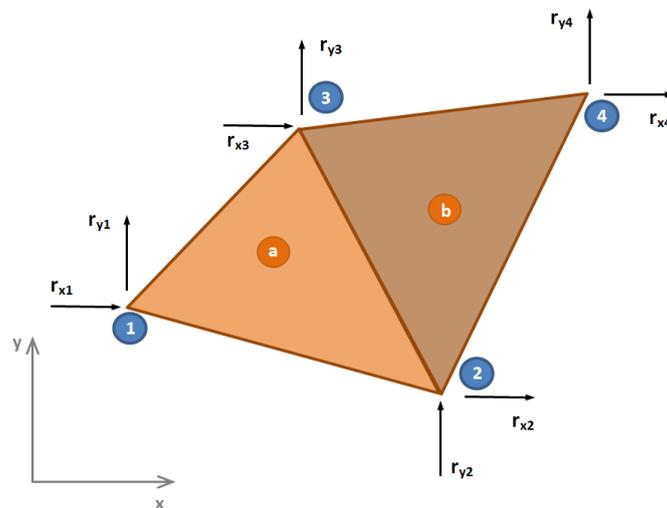


Figura 40 - Estrutura constituída por dois elementos finitos para ilustração da relação existente entre a conectividade entre nós e a construção de uma matriz de rigidez global (Paneiro, 2014 adaptado de Brady & Brown, 1985)

Regra geral, existe um conjunto de estágios a considerar para a realização de simulações utilizando o método dos elementos finitos, nomeadamente a definição da geometria do modelo (domínio), a consideração das propriedades dos elementos do modelo e respetivos critérios de rotura, discretização, determinação das condições de fronteira, cálculos, análise e interpretação dos resultados.

4 Resultados e Discussão

Como referido anteriormente, para estudar a hipótese de lavra subterrânea de mármore com exploração dos pilares remanescentes foi primeiro necessário conhecer as características de resistência e deformabilidade do enchimento rochoso cimentado e a partir daí, fazer simulações numéricas para determinar uma sequência de exploração que não pusesse em causa a estabilidade da escavação. Os parâmetros estudados do enchimento rochoso cimentado são assim a influência da distribuição granulométrica ($n=0.4$, $n=0.5$ e $n=0.6$) e do tempo de cura (7, 14 e 28 dias) na resistência do enchimento.

De seguida, são apresentados os resultados de todos os ensaios laboratoriais e simulações realizados, seguidos de alguns comentários aos mesmos.

4.1 Ensaios de Compressão Uniaxial

Para cada ensaio de um provete foram desenhados os gráficos tensão-deformação de forma a posteriormente calcular os parâmetros de deformação do material: módulo de elasticidade (E) e o coeficiente de Poisson (ν). Na Figura 41 está demonstrado o comportamento de um provete quando submetido a este ensaio. De notar que σ_c representa a tensão axial aplicada e ϵ representa a extensão.

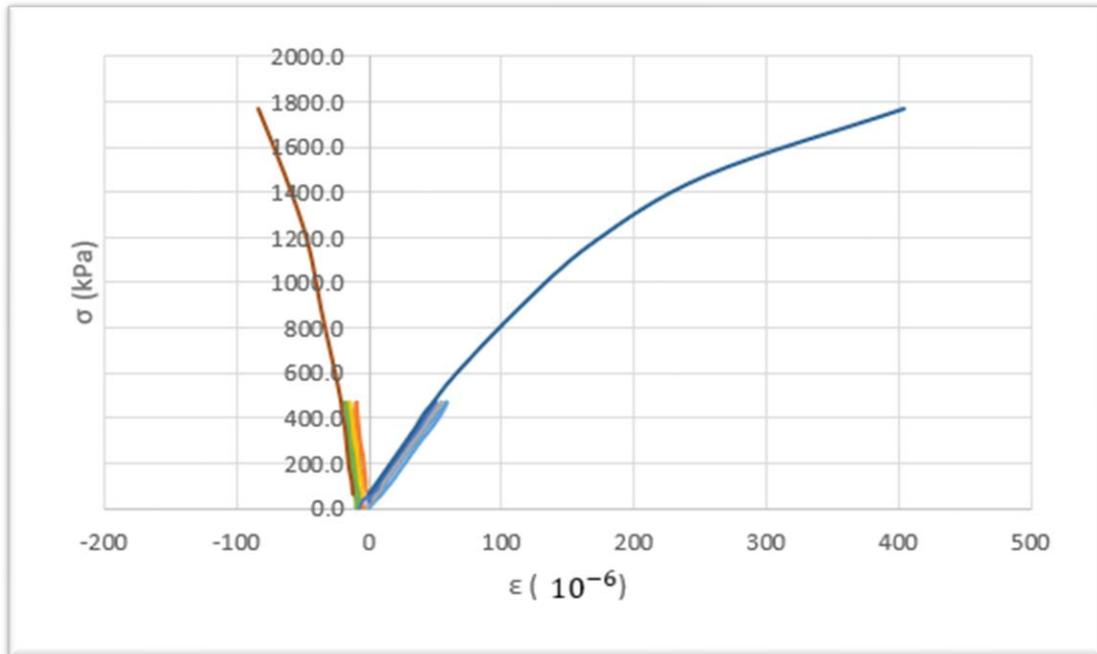


Figura 41 - Curva tensão deformação do provete U471

Na Figura 42, podemos ver o provete U471 após a rotura.



Figura 42 - Provete de enchimento rochoso cimentado após ensaio de compressão uniaxial

Nas tabelas 11, 12 e 13 estão apresentados os resultados médios dos ensaios de compressão uniaxial.

Tabela 11 - Resultados UCS a 7 dias

n	Massa volúmica (kg/m^3)	Resistência à compressão uniaxial (MPa)	Módulo de Elasticidade (GPa)	Coefficiente de Poisson
0.4	1859.8 ± 5.9	1.667 ± 0.199	5.8 ± 0.3	0.15 ± 0.06
0.5	1925.5 ± 17.4	2.213 ± 0.252	11.1 ± 2.2	0.53 ± 0.05
0.6	1963.4 ± 21.2	3.015 ± 0.644	10.8 ± 1.6	0.24 ± 0.17

Tabela 12 - Resultados UCS a 14 dias

n	Massa volúmica (kg/m^3)	Resistência à compressão uniaxial (MPa)	Módulo de Elasticidade (GPa)	Coefficiente de Poisson
0.4	1902.1 ± 18.5	1.769 ± 0.25	10.45 ± 2.15	0.39 ± 0.03
0.5	1945.4 ± 46.9	2.396 ± 0.521	9.85 ± 2.45	0.21 ± 0.03
0.6	1914.4 ± 15.9	2.944 ± 0.367	20.75 ± 0.65	0.31 ± 0.13

Tabela 13 - Resultados UCS a 28 dias

n	Massa volúmica (kg/m^3)	Resistência à compressão uniaxial (MPa)	Módulo de Elasticidade (GPa)	Coefficiente de Poisson
0.4	2025.1 ± 114.1	2.954 ± 0.581	14.30 ± 0.30	0.22 ± 0.03
0.5	2059.0 ± 17.0	3.749 ± 0.252	21.85 ± 1.55	0.39 ± 0.10
0.6	2190 ± 46.4	4.667 ± 0.634	31.30 ± 20.00	0.27 ± 0.21

Para melhor visualização da evolução da resistência do enchimento, os dados estão apresentados também sob forma de gráfico de colunas, Figura 43:

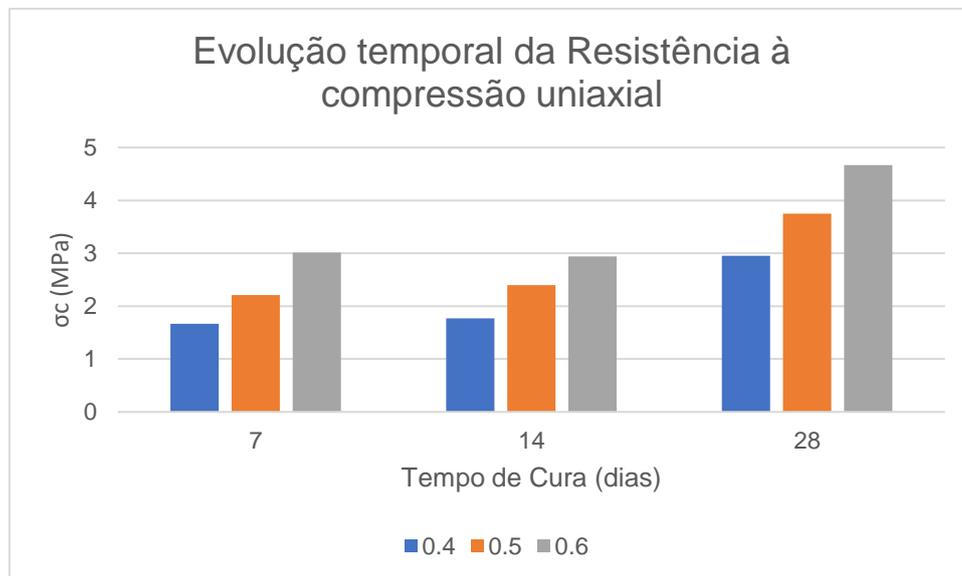


Figura 43 – Resistência à compressão uniaxial em função do tempo de cura

A primeira observação é a de que existe um claro crescimento da resistência com o decorrer do tempo. A resistência a 28 dias é sempre superior, nomeadamente, os provetes com n=0,4 registaram um aumento médio de 77% relativamente a resistência a 7 dias. Os provetes com n=0,5 aumentaram 69%

e os provetes com $n=0,6$ aumentaram 55%. De notar uma tendência de aumento da resistência com o aumento do índice de Talbot.

Analisando as Tabelas 11, 12, 13 é possível concluir que independentemente do tempo de cura, os provetes com o índice de Talbot de 0,6 apresentam, em média, valores de resistência superiores e também módulos de elasticidade superiores. É ainda possível verificar que embora os provetes tenham sido fabricados de igual forma, também a massa volúmica dos provetes tende a aumentar com o aumento do índice de Talbot, como demonstrado na Figura 44.

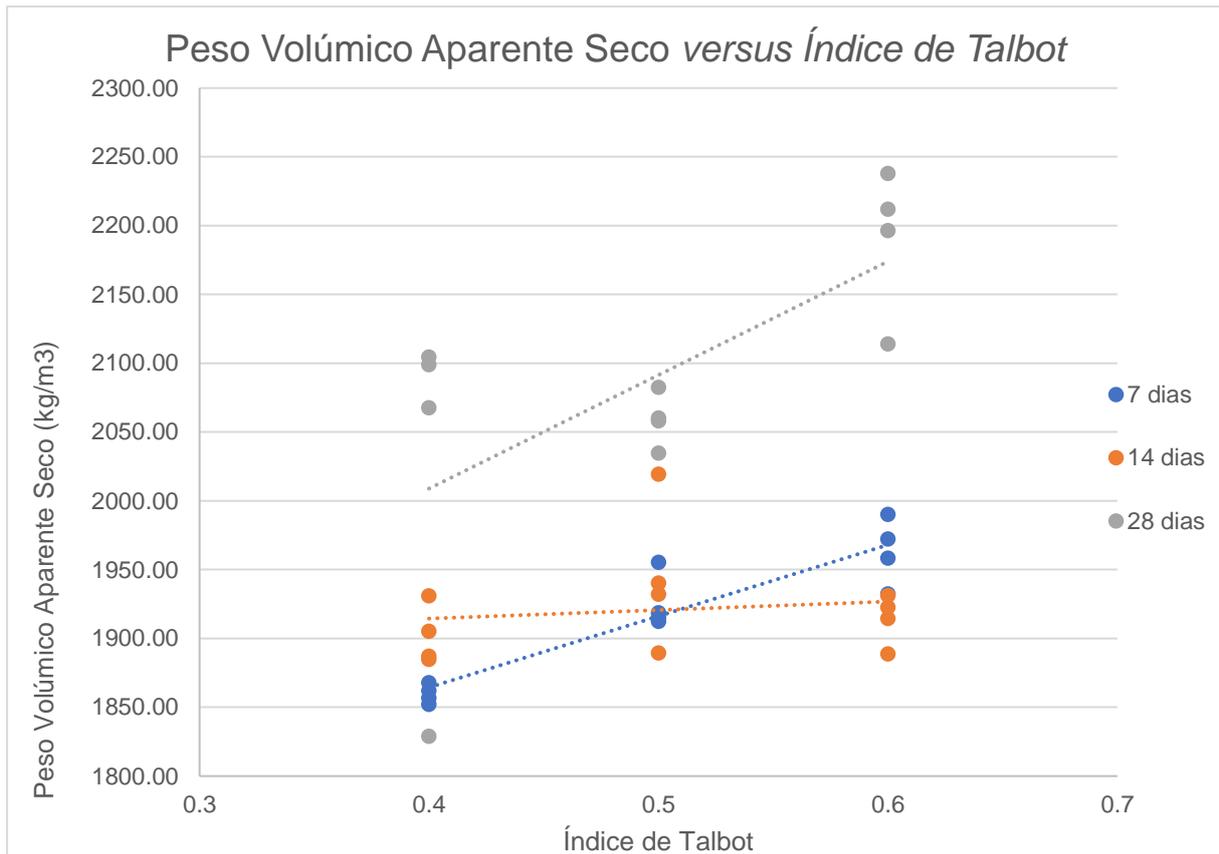


Figura 44 - Gráfico da massa volúmica versus Índice de Talbot

Considerando que o peso volúmico aparente seco e a compacidade de um provete são parâmetros bastante bem correlacionados, podemos assumir que com o índice de Talbot de 0,6 existe uma melhor distribuição espacial das partículas que se traduz numa maior compacidade sendo que este é um fator determinante na resistência de enchimento mineiro. Na Figura 45 é visível a relação entre o peso volúmico aparente seco dos provetes e a sua resistência à compressão uniaxial.

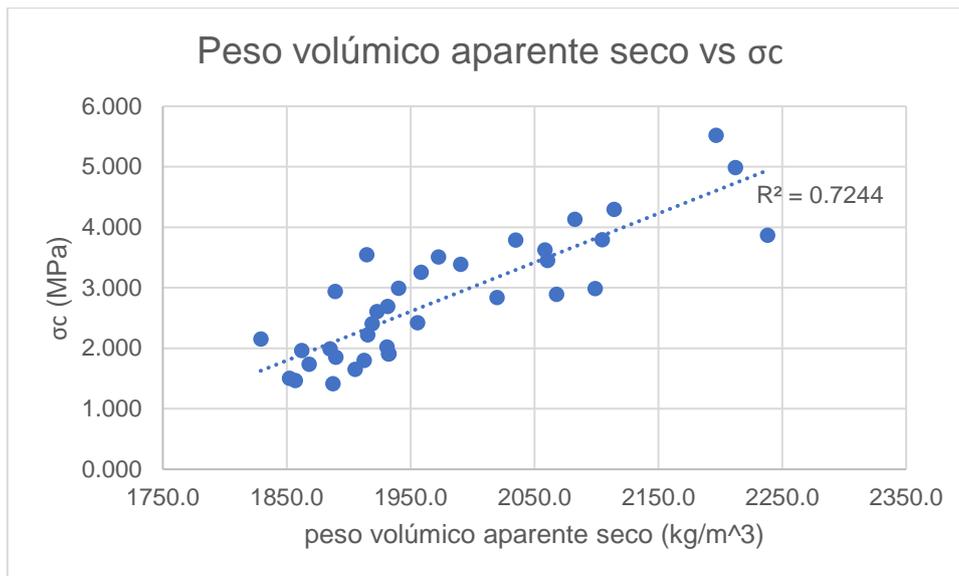


Figura 45 - gráfico da resistência à compressão em função da massa volúmica

Considera-se que as roturas se iniciam em micro fissuras e micro vazios presentes no enchimento e por isso quando estas são mais pequenas ou em menor quantidade a rotura do provete aconteceu mais tarde.

Outro factor que justifica o facto dos provetes com maior índice de Talbot terem maior resistência é que por estes terem mais partículas mais grossas, têm também uma menor superfície específica. Por este motivo, existem mais partículas de cimento a ligar partículas de pedra e menos cimento desperdiçado a preencher vazios nos provetes de $n=0,6$ do que nos provetes com índices inferiores, ou seja, com uma maior superfície específica.

4.2 Ensaio de Corte

Os ensaios de corte foram realizados com o objetivo de determinar o ângulo de atrito interno e a coesão do enchimento fabricado consoante as diferentes granulometrias e tempo de cura.

Como referido no capítulo 3, o ensaio consistiu na aplicação de tensões tangenciais crescentes sob aplicação de uma tensão axial constante. Simultaneamente, foram registados os respetivos deslocamentos tangenciais. Nas Figuras 46 e 47 é apresentado um provete depois da rotura no ensaio de corte.

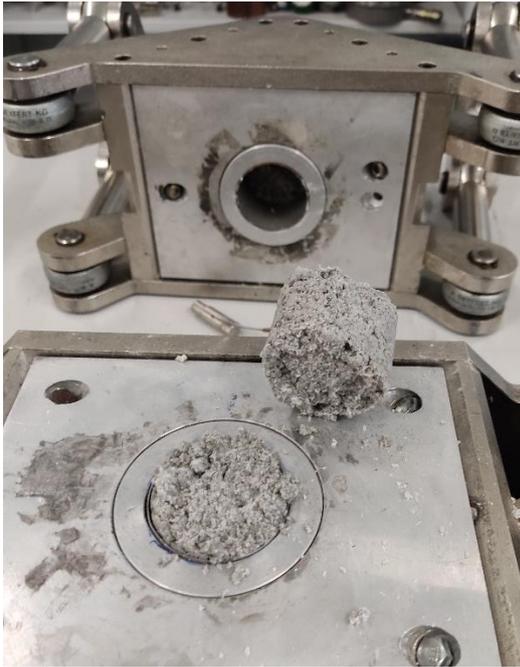


Figura 46 – Provete de enchimento rochoso cimentado depois de submetido ao ensaio de corte I



Figura 47 - Provete de enchimento rochoso cimentado depois de submetido ao ensaio de corte II

Na Figura 48 é apresentado o gráfico tensão de corte *versus* deslocamento, resultante do ensaio do conjunto de provetes com índice de Talbot 0,5 e 7 dias de tempo de cura.

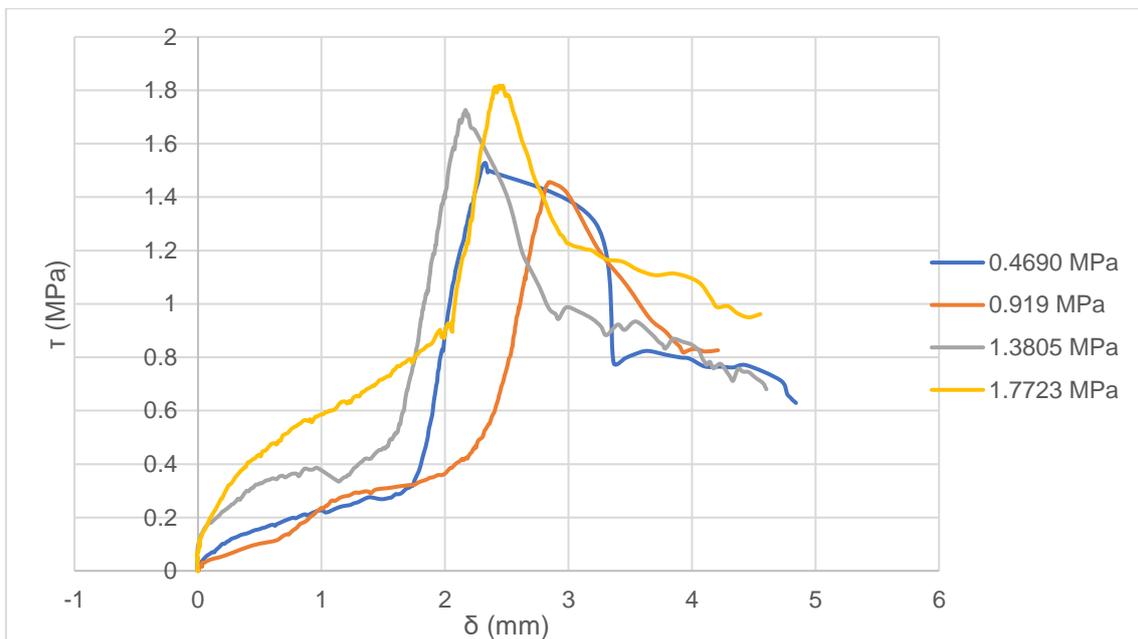


Figura 48 - Gráfico dos ensaios dos provetes C507

Pode-se verificar que, como esperado, a resistência ao corte tende a aumentar com o aumento da tensão normal aplicada. É possível ainda notar que mesmo após a ruptura, os provetes apresentam alguma resistência residual. A partir das resistências máximas e residuais de cada provete e da respectiva tensão normal, foi possível desenhar o gráfico de tensão de corte *versus* tensão normal apresentado na Figura 49.

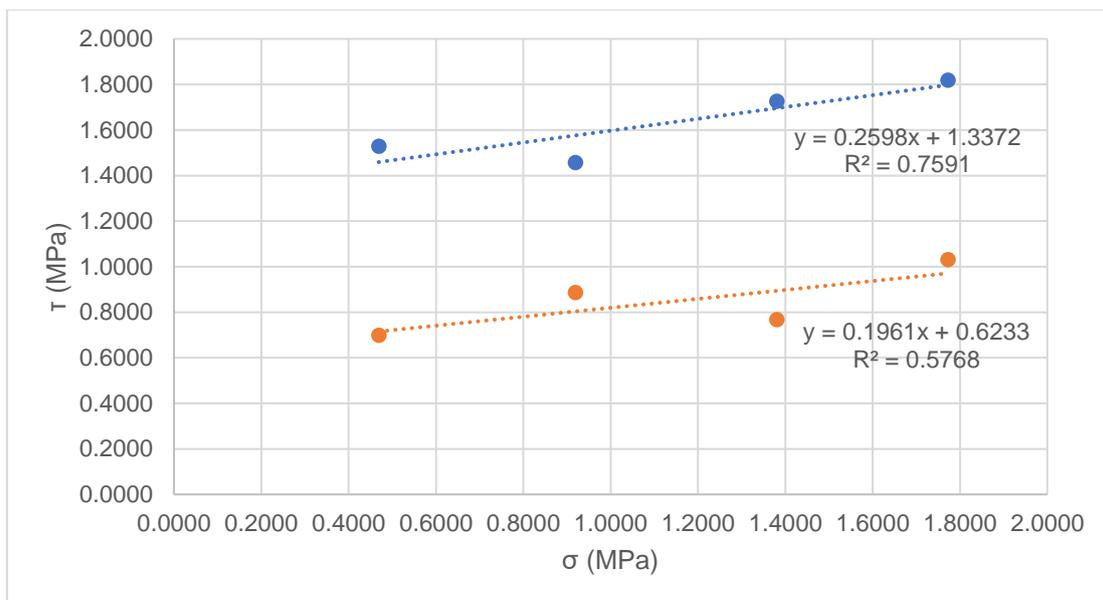


Figura 49 - Gráfico da tensão de corte vs tensão normal de n=0,5 a 7 dias

Com base na Teoria de Rotura de Mohr-Coulomb, as respectivas envolventes foram determinadas por regressão linear simples, por aplicação do método dos mínimos quadrados. Assim, para o conjunto de provetes representados na figura 49 a coesão de 1,34 MPa e um ângulo de atrito interno de 14,56°.

Os restantes resultados são apresentados na Tabela 14.

Tabela 14 – Resultados dos ensaios de corte

t cura	n	c (Mpa)	ϕ (°)	c res (Mpa)	ϕ res (°)
7 dias	0.4	0.83	6.02	0.36	16.46
7 dias	0.5	1.34	14.56	0.62	11.09
7 dias	0.6	2.57	27.78	0.51	19.65
14 dias	0.4	0.83	7.04	0.44	14.92
14 dias	0.5	1.01	24.64	0.88	1.20
14 dias	0.6	1.53	18.20	0.75	6.74
28 dias	0.4	0.60	8.07	0.27	15.90
28 dias	0.5	1.53	22.27	0.35	16.75
28 dias	0.6	2.32	11.83	1.16	6.06

Para analisar os resultados foram desenhados quatro gráficos que facilitam a interpretação dos resultados.

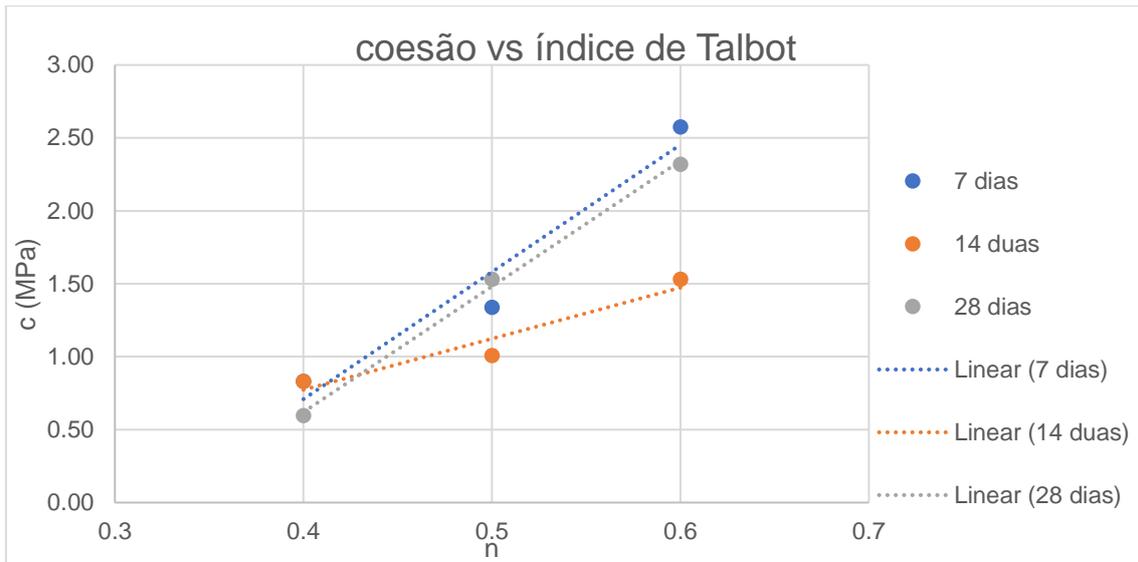


Figura 50 - Gráfico da relação entre o índice de Talbot, tempo de cura e coesão

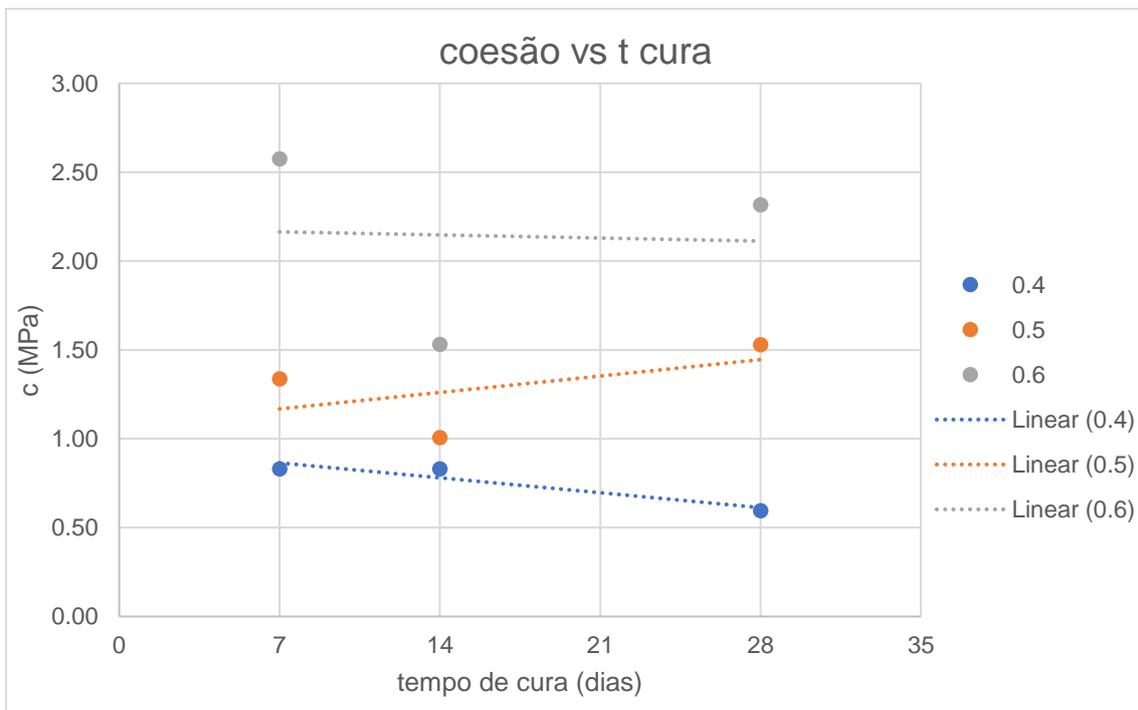


Figura 51 - Gráfico da relação entre o tempo de cura e coesão

Na Figura 50 estão indicados os resultados dos ensaios de corte agrupados por famílias de provetes. Foram desenhadas as linhas de tendência dos conjuntos de provetes e nota-se que o índice de Talbot dos provetes tem influência na coesão dos mesmos. Por outro lado, na Figura 51 nota-se que o tempo de cura não tem influência na coesão dos provetes. As linhas de tendência são praticamente horizontais indicando assim que a coesão dos provetes não se parece relacionar com o tempo de cura.

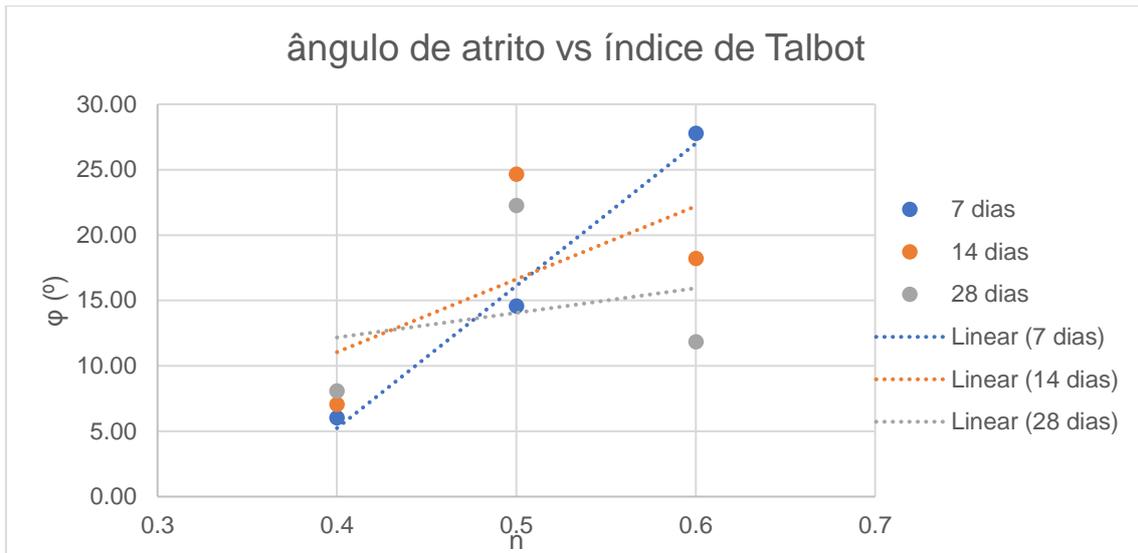


Figura 52- Gráfico da relação entre o índice de Talbot, tempo de cura e ângulo de atrito

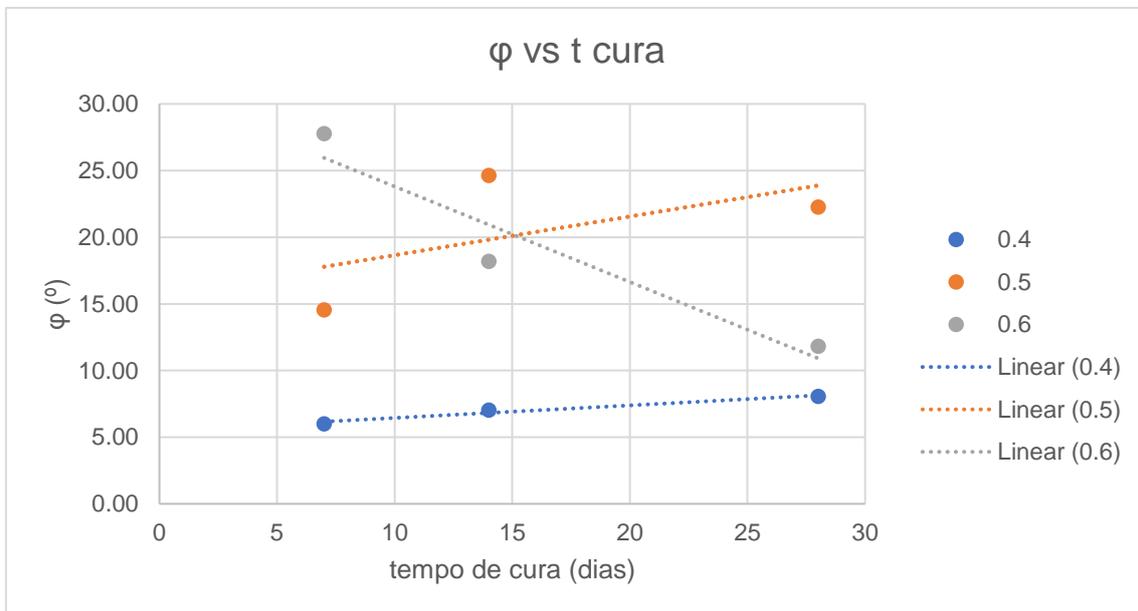


Figura 53- Gráfico da relação entre o tempo de cura e ângulo de atrito

Tal como a coesão, também o ângulo de atrito parece ser mais influenciado pelo índice de Talbot do que pelo tempo de cura. Os gráficos apresentam comportamentos semelhantes aos da coesão, isto é, na Figura 52 as linhas de tendência possuem declives positivos enquanto que as linhas de tendência da Figura 53 não expressam uma relação consistente.

Na Tabela 15 estão resumidos os resultados laboratoriais das características do enchimento rochoso cimentado.

Tabela 15 - Características do Enchimento Rochoso Cimentado

Tempo de Cura (dias)	n	σ_c (Mpa)	E (Gpa)	ν	c (Mpa)	ϕ (°)
7	0,4	1,667	5,80	0,15	0,83	6,02
	0,5	2,213	11,10	0,53	1,34	14,56
	0,6	3,015	10,80	0,24	2,57	27,78
14	0,4	1,769	10,45	0,39	0,83	7,04
	0,5	2,396	9,85	0,21	1,01	24,64
	0,6	2,944	20,75	0,31	1,53	18,20
28	0,4	2,954	14,30	0,22	0,60	8,07
	0,5	3,749	21,85	0,39	1,53	22,27
	0,6	4,667	31,30	0,27	2,32	11,83

4.3 Simulações Numéricas

As simulações numéricas realizaram-se no sentido de desenvolver um modelo para estudar a estabilidade da escavação subterrânea, nomeadamente, a viabilidade de explorar os pilares remanescentes do método de camaras e pilares usando enchimento e o seu impacto à superfície e no poço existente. O modelo foi desenvolvido no RS2, um software da RocScience baseado no método dos elementos finitos que permite criar modelos em 2D para análise geotécnica.

O trabalho laboratorial previamente desenvolvido foi elaborado com o objetivo de determinar as características de resistência e deformabilidade do enchimento rochoso cimentado e por sua vez, desenvolver um modelo tão realista quanto possível.

Considerando os resultados dos ensaios laboratoriais, fez sentido considerar o enchimento rochoso cimentado com índice de Talbot de 0,6 por dois motivos: O primeiro por ser evidentemente, dos enchimentos fabricados, aquele que tem melhores características de resistência nos ensaios realizados; o segundo motivo prende-se com o facto de ser o enchimento com maiores frações grosseiras e por isso, à partida, ter custos de fragmentação inferiores.

Ao analisar resultados de um modelo numérico com o objetivo de analisar a estabilidade, um dos primeiros parâmetros a ter em conta deve ser o fator de resistência (Strength Factor, SF). O fator de resistência é calculado dividindo a resistência do material, neste caso, da rocha ou enchimento, pela tensão induzida em cada elemento da malha formada, sendo que as três tensões principais têm influência na determinação deste parâmetro: sigma 1, sigma 2 e sigma 3.

Equação 4-1

$$\text{Strength Factor} = \frac{\text{Resistência do Material}}{\text{Tensão Induzida}}$$

No caso de materiais elásticos, o SF pode ser inferior à unidade uma vez que é permitida a sobretensão. No caso de materiais plásticos, o SF tem de ser igual ou superior à unidade (RocScience, Inc, n,d).

Neste estudo, considerou-se o critério de rotura de Mohr-Coulomb. Vale a pena referir que para as simulações, o estado de tensão é apenas resultante do peso próprio dos terrenos por desconhecimento do estado de tensão *in situ* no caso de estudo.

Para estudar a estabilidade da exploração subterrânea de forma bidimensional, ao extrair os pilares remanescentes após o enchimento, foram consideradas duas zonas de interesse. A primeira zona, representada pelo corte 1, localizada mais longe no poço por ter à partida menos influência da escavação a céu-aberto. A segunda zona, corte 2, está localizada junto à escavação a céu-aberto e por isso com mais influência do mesmo. Na figura 54 estão representados os dois cortes.

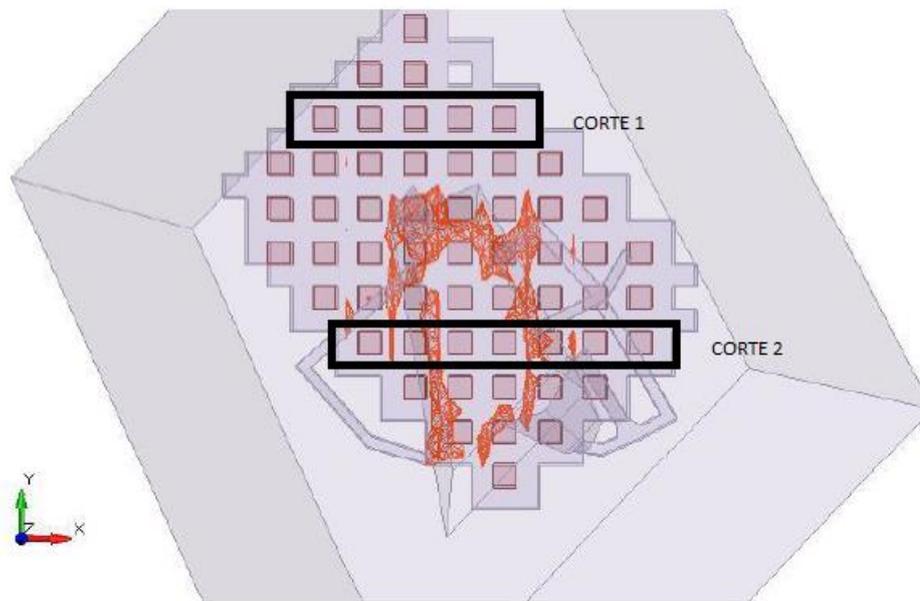


Figura 54 - Cortes das zonas onde foi estudada a estabilidade da escavação dos pilares

Para cada um dos casos, foi feita uma sequência de exploração dos pilares e de colocação de enchimento de forma a garantir o sustimento lateral antes da extração dos pilares remanescentes. Para definir a sequência de exploração dos pilares, foi também necessário perceber quanto tempo demoraria a desmontar cada um dos mesmos, considerando as suas dimensões: de base quadrada com 10 metros de lado e 7,5 metros de altura. Foi considerado que o pilar seria dividido em 48 blocos cúbicos de 2,5m de lado e uma velocidade de corte de uma roçadora de 0.13 metros/min (fantinisp.it), e um tempo de posicionamento da mesma de 1 hora por corte resultando num total de cerca de 4 dias para desmontar um pilar.

Assim, o modelo do corte 1 está apresentado na Figura 55.

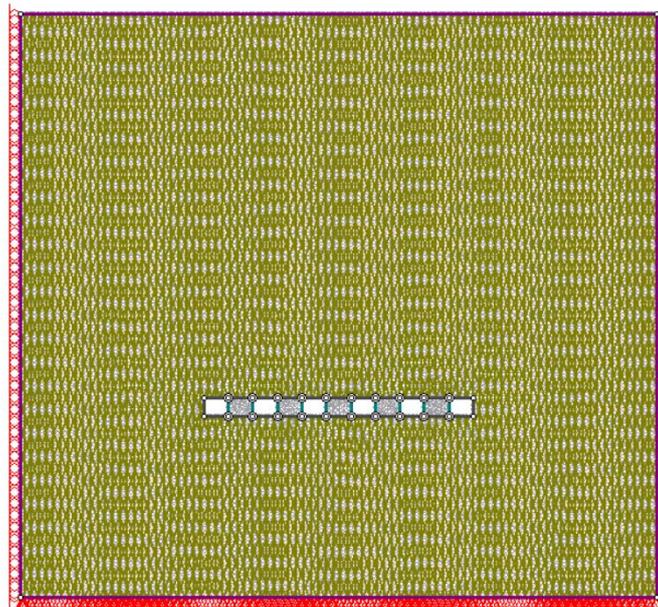


Figura 55 - Modelo RS2 do corte 1

O modelo da Figura 55 tem 270x250 (m) e a escavação encontra-se a 158 metros de profundidade.

Na sequência de exploração do corte 1 existem 5 pilares que se pretendem explorar e para aumentar a estabilidade da escavação coloca-se o enchimento testado laboratorialmente numa fase inicial. Na Figura 56 é apresentada a sequência de exploração. A cor-de-rosa são apresentados os pilares remanescentes de mármore, a branco são espaços vazios e a cinzento é representado o enchimento rochoso cimentado.

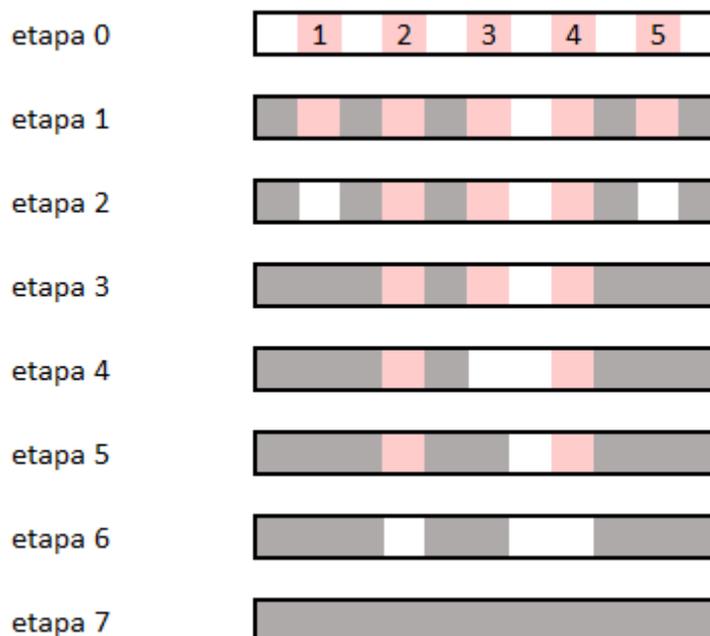


Figura 56 - Esquema da sequência de exploração do corte 1

Uma vez que é expectável que numa fase mais avançada da exploração, por exemplo na etapa 5, haja maior necessidade de suporte devido a retirada dos pilares de mármore, foi colocado enchimento, na primeira etapa, em todos os espaços vazios entre os pilares excepto num que servirá de acesso ao corredor traseiro. Assim na fase final em causa, o enchimento já terá tido tempo para ganhar presa e deste modo ter maior capacidade de suporte. Na Tabela 16 é descrita cada uma das etapas:

Tabela 16 - Esquema explicativo da sequência de exploração do corte 1

Etapa	Descrição
ETAPA 0	Estado inicial dos pilares. Sem enchimento
ETAPA 1	Colocação de enchimento entre os pilares
ETAPA 2	Exploração dos pilares 1 e 5
ETAPA 3	Colocação de enchimento nos espaços previamente ocupados pelos pilares 1 e 5
ETAPA 4	Exploração do pilar 3
ETAPA 5	Colocação de enchimento no espaço previamente ocupado pelo pilar 3
ETAPA 6	Exploração dos pilares 2 e 4
ETAPA 7	Colocação de enchimento em todos os espaços vazios remanescentes

Como referido anteriormente, a estabilidade das câmaras e dos pilares na etapa 0 é total. Não existem pontos de rotura nem se registam deslocamentos significativos. Por conseguinte, na etapa 1, com a colocação do enchimento, a escavação continua estável.

Na etapa 2, contudo, já existem instabilizações, nomeadamente, nos pilares de enchimento adjacentes aos pilares explorados. Na Figura 57 está representado o fator de resistência da escavação nesta etapa. A figura considera a zona envolvente à escavação, cerca de 25 metros acima e abaixo da mesma.

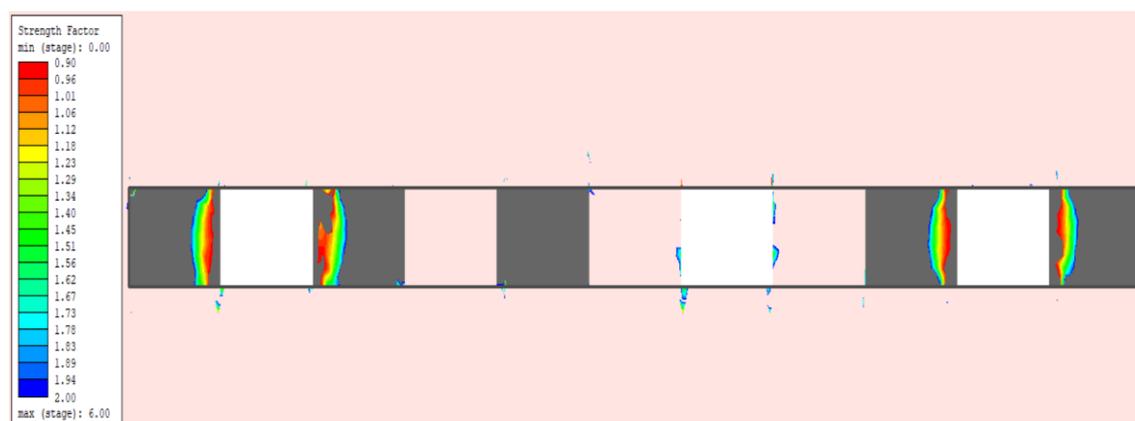


Figura 57 - Representação do Fator de Resistência do corte 1 na etapa 2

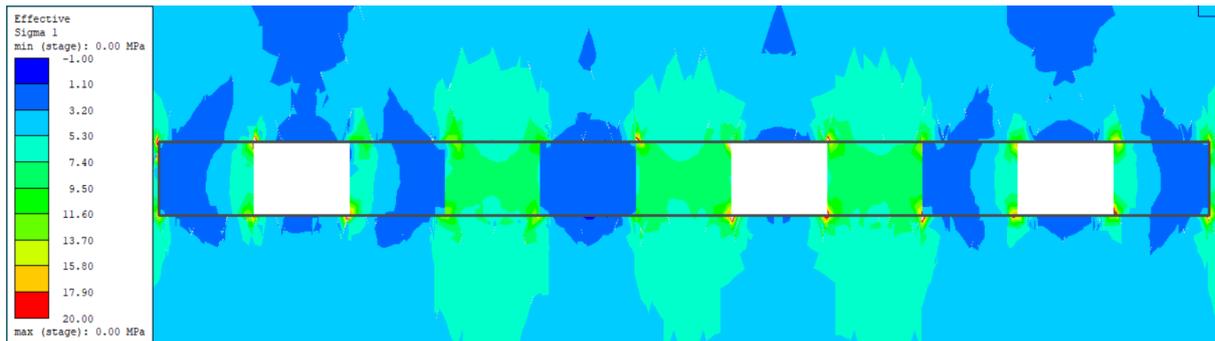


Figura 58 - Representação da tensão principal máxima do corte 1 na etapa 2

É visível que os pilares de enchimento adjacentes aos pilares explorados sofrem roturas, isto deve-se à elevada tensão principal máxima transmitida para o material de enchimento, como se pode verificar na Figura 58. Pela última figura, é possível verificar que as áreas com o fator de resistência mais reduzido correspondem também às zonas onde a tensão principal máxima é também mais elevada. Nesta etapa, nota-se que o suporte da escavação é fornecido principalmente pelos pilares de mármore ainda presentes. É importante salientar que embora haja rotura de uma parte dos pilares de enchimento, tanto o teto como o piso da escavação permanecem estáveis e com deslocamentos pouco significativos na ordem dos 4 milímetros. De notar também o aparecimento de concentração de tensões nos cantos dos pilares, onde existe uma concentração das tensões de corte, como demonstrado na figura 59.

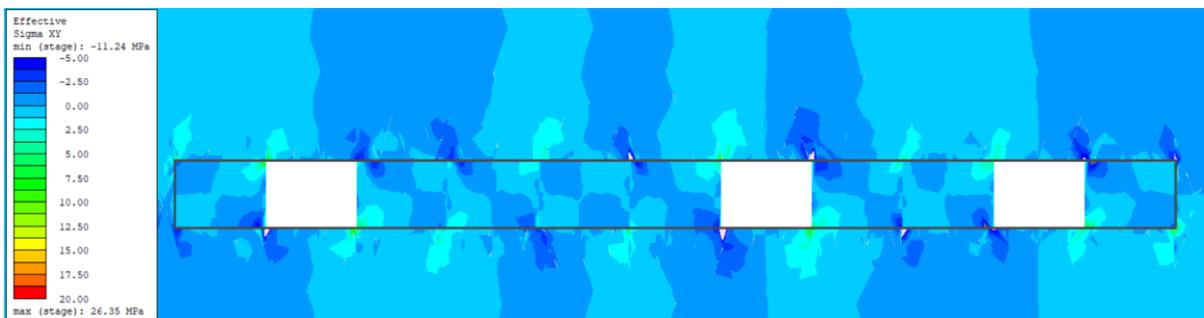


Figura 59 - Representação da tensão de corte do corte 1 na etapa 2

A etapa 3 consiste na colocação de enchimento nos espaços previamente ocupados pelos pilares explorados, neste caso, nos espaços dos pilares 1 e 5.

Na etapa 4 procede-se a extração do pilar 3 do corte em causa. Optou-se por retirar primeiro o pilar central para que ainda existissem dois pilares, um de cada lado, a providenciar capacidade de suporte à escavação uma vez que já tinha sido verificado que os pilares de mármore continuavam a ser os elementos que suportavam maiores tensões. Na Figura 60 está representado o fator de resistência nesta etapa. De notar que o enchimento colocado na etapa 3 tem uma cor diferente devido ao facto de ter menos tempo de cura (7 dias) e por isto tem representação e características diferentes no modelo.

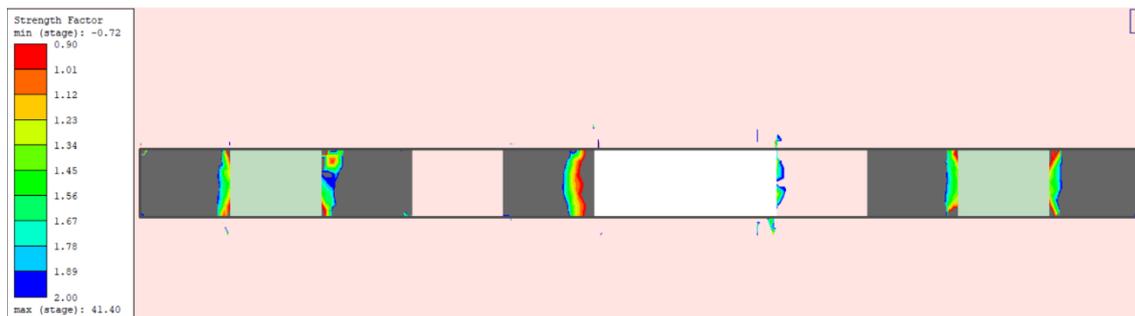


Figura 60 - Representação do Fator de Resistência do corte 1 na etapa 4

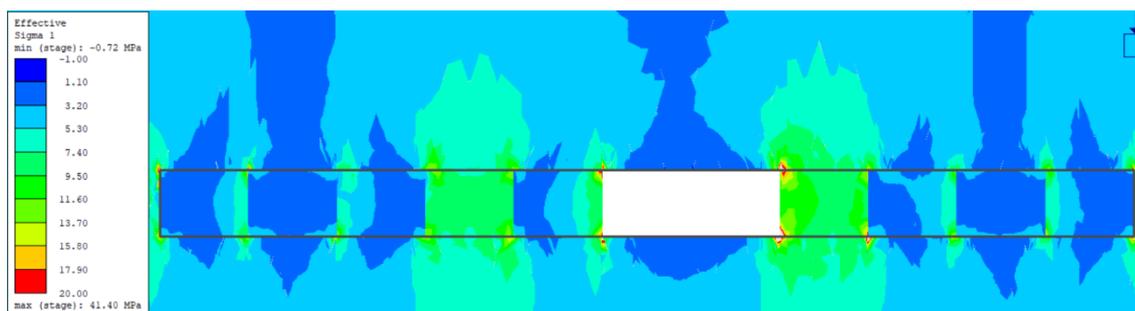


Figura 61 - Representação da tensão principal máxima 1 do corte 1 na etapa 4

Tal como durante a exploração dos pilares anteriores, também nesta etapa o pilar de enchimento adjacente ao pilar retirado sofre rotura devido aos valores da tensão principal máxima serem elevados. Nota-se, pela Figura 61 que os pilares 2 e 4 são os elementos que conferem a maior parte do suporte e que a zona onde acontece a rotura do pilar de enchimento é coincidente com a zona do mesmo onde existem tensões mais elevadas. É importante salientar que o teto e o piso da escavação estão estáveis e sem qualquer rotura significativa. Contudo, devido ao facto de neste caso termos um vão maior devido ao vazio do pilar explorado mais o vazio de acesso, temos um deslocamento no teto na ordem dos 5 milímetros e no piso na ordem de 1 milímetro como é visível na Figura 62.

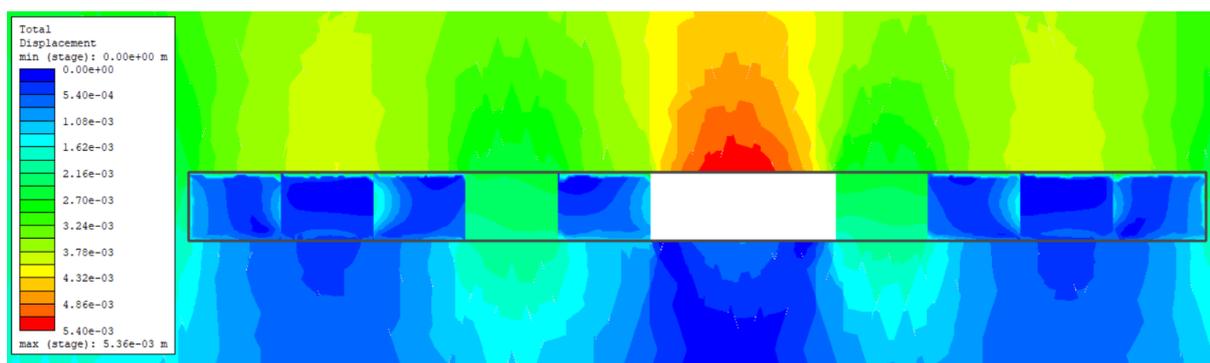


Figura 62 - Representação dos deslocamentos totais na etapa 4

Na etapa 6, o comportamento do maciço é semelhante às etapas anteriores, ou seja, os pilares rompem parcialmente e não há rotura do piso e do teto, no entanto, o último apresenta um deslocamento máximo de 6 milímetros.

Na Figura 63 está representado o modelo desenvolvido para o corte 2 com 450x250 metros. Este corte situa-se justamente por debaixo da escavação a céu-aberto, ou seja, numa zona mais instável. O poço tem 156m de profundidade e a escavação está a 158m, ou seja, o pilar de coroamento tem 2m de espessura.

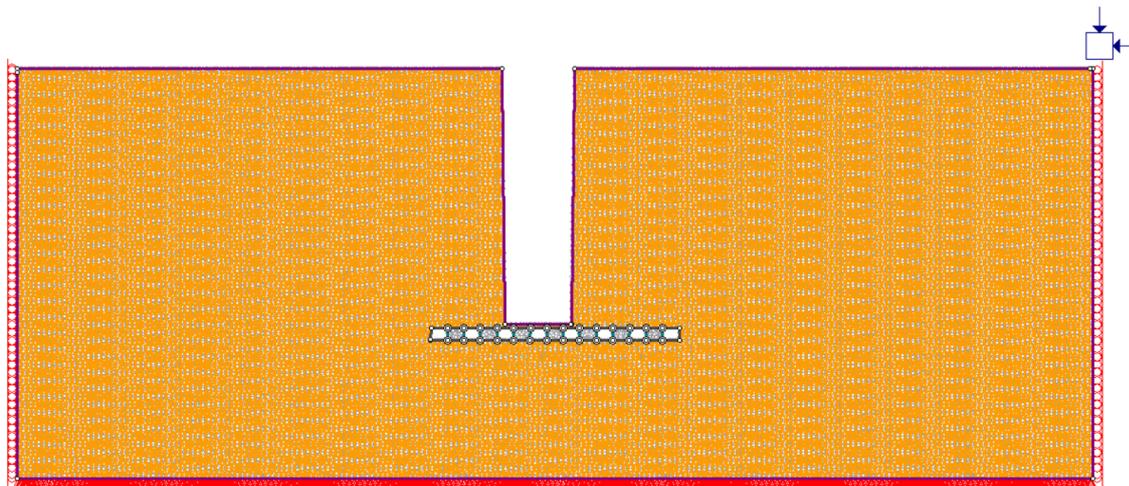


Figura 63 - Modelo RS2 do corte 2

Na Figura 64 é apresentada a sequência de exploração utilizada para estudar este corte.



Figura 64 - Esquema da sequência de exploração do corte 2

A exploração desta fila de pilares revelou-se impossível na medida em que quando é introduzido o enchimento na etapa 1, este rompe imediatamente sendo que posteriormente rompem outros pilares de mármore na etapa 2. De facto, este resultado vem ao encontro da ideia referida acima de que os cantos do poço eram as zonas mais instáveis da escavação e este corte encontra-se nessa zona. Na Figura 65 está demonstrado o que foi referido acima.

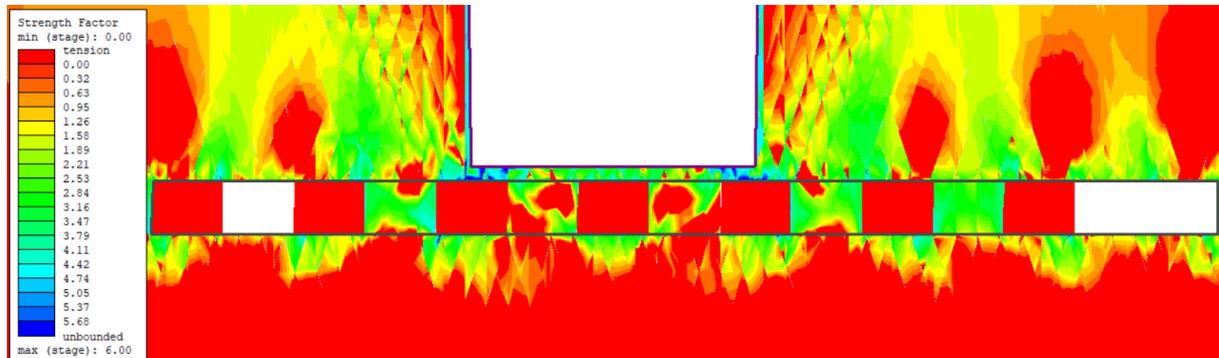


Figura 65 - Representação gráfica do Strength Factor no corte 2

Pode então concluir-se que existe possibilidade de explorar os pilares remanescentes de mármore fora da zona de influência das elevadas tensões geradas pelo poço. Existem tensões verticais elevadas geradas devido ao peso volumico da rocha acima da escavação. À medida que se vai aproximando do poço, essas tensões vão diminuindo devido ao espaço vazio no poço, gerando assim tensões de corte.

5 Conclusões

Esta dissertação teve como objetivo numa primeira fase, a determinação das características de resistência e de deformabilidade do enchimento rochoso cimentado produzido a partir de material marmóreo sem valor comercial. Com isto, pretendia-se estudar a utilização deste enchimento na exploração dos pilares remanescentes de uma pedreira subterrânea de mármore explorada através do método de câmaras e pilares. Neste capítulo são apresentadas as conclusões retiradas de cada um dos capítulos, desde a revisão bibliográfica até aos resultados e também serão feitas sugestões sobre possíveis trabalhos futuros relacionados com este tema.

Relativamente à revisão bibliográfica, é possível concluir que existe muita informação científica sobre exploração de pedra natural e também sobre explorações subterrâneas, nomeadamente sobre o método de câmaras e pilares. Grande parte da mesma, resulta do estudo de casos de minas de exploração de materiais metálicos ou carvão, visto que é comum a sua exploração através deste método. Por outro lado, apesar do método de câmaras e pilares (e as suas variantes) ser aplicado com alguma frequência à exploração subterrânea de pedra natural, é escassa a informação de base científica sobre as mesmas. Existem casos de explorações subterrâneas, nomeadamente de mármore, noutros países como Itália ou EUA. Relativamente a Portugal, há mais de vinte anos que se começou a estudar essa hipótese, existindo relatórios e teses universitárias sobre o tema, contudo ainda não foi aplicada.

Há também muita informação disponível sobre enchimento mineiro, nomeadamente, sobre o enchimento rochoso cimentado. Apesar de o enchimento hidráulico e o enchimento em pasta serem bastante mais utilizados na indústria mineira, existem também estudos sobre o enchimento rochoso cimentado e há bibliografia sobre a sua preparação e sobre os seus parâmetros chave.

Com esta dissertação pretendeu-se também fazer uma contribuição às políticas portuguesas e europeias de Economia Circular na medida em que não só se propõe dar uma nova utilização a material rejeitado, mas também a aumentar a recuperação da exploração na medida em que é deixado menos mármore de elevado valor comercial em subterrâneo por via da exploração dos pilares remanescentes. Este é um tema crucial para a indústria mineira pois as leis e restrições ambientais têm vindo a aumentar, dificultando assim a execução dos projetos, técnica e financeiramente. Neste sentido, no caso de uma pedreira subterrânea de mármore explorada pelo método de câmaras e pilares, esta dissertação é totalmente inovadora na medida em que contribui para o estudo da exploração dos pilares remanescentes através da utilização de enchimento mineiro fabricado a partir dos escombros gerados pela mesma pedreira.

O trabalho experimental partiu de estudos anteriores, nomeadamente, sobre o anticlinal Estremoz-Borba-Vila-Viçosa e da enorme qualidade do mármore ali explorado. Os resultados deste estudo serviram de ponto de partida para efetuar as simulações numéricas na medida em que forneceram informação sobre o local, nomeadamente, resultados de ensaios laboratoriais efetuados ao mármore ali explorado.

No que respeita ao trabalho experimental, retiram-se as seguintes conclusões:

- Torna-se evidente que a distribuição granulométrica é um parâmetro chave na optimização de enchimento mineiro. O Índice de Talbot de 0,6, ou seja, com maior fração grosseira foi o que apresentou valores de resistência mais elevados. Foi possível entender que os provetes com $n=0,6$ apresentaram massas volúmicas superiores indicando um menor índice de vazios e por isso melhor distribuição espacial das partículas sendo que este é também um factor chave.
- Contrariamente ao esperado, o tempo de cura dos provetes não indicou ter influência na resistência ao corte destes. É importante referir que seria necessário ensaiar mais provetes para rejeitar a hipótese de estarem relacionados.
- A mistura do enchimento rochoso cimentado podia ser melhorada, nomeadamente, na perspetiva deste enchimento ser utilizado numa operação de grande escala. Assim, poderá ser adequado a realização de ensaios em amostras de maior dimensão.

No que respeita aos resultados das simulações numéricas:

- É possível fazer a exploração dos pilares numa exploração subterrânea sob o método de câmaras e pilares utilizando enchimento rochoso cimentado e com recuperação dos pilares remanescentes. Embora haja pontos de rotura nos pilares de enchimento, o teto e o piso da exploração não sofrem roturas consideráveis e esses obstáculos podem ser ultrapassados utilizando elementos de suporte não considerados neste trabalho.
- Junto aos limites da escavação a céu aberto, onde existem maiores concentrações de tensões, nomeadamente tensões de corte, a exploração será consideravelmente mais complicada. As principais zonas de instabilidade são justamente nos cantos do poço principalmente devido às grandes tensões de corte geradas.

Tendo em conta a importância económica e cultural do mármore em Portugal, esta investigação merece ser continuada e aprofundada. Para conhecer melhor o comportamento deste tipo de enchimento, propõem-se os seguintes trabalhos:

- Realização de ensaios em provetes de maior dimensão;1
- Aumentar o número de provetes a ensaiar, de forma a considerar outras granulometrias para além das consideradas neste trabalho, nomeadamente granulometrias mais grosseiras;
- Determinar a influência da granulometria na aderência das partículas do material fragmentado e, nesta sequência, aplicar os extensos conhecimentos da indústria dos betões;
- Considerar a produção de material de enchimento com diferentes quantidades de cimento, de forma a determinar uma possível formulação que permita explorar zonas de maior risco de instabilização
- Dar continuidade ao estudo de estabilidade mediante a aplicação de simulações numéricas tridimensionais, com base em características de resistência e de deformabilidade de enchimento rochoso cimentado marmóreo.

6 Referências

- Askoy, C. O., Onargan, T. Sizing room and pillar by numerical modelling for underground marble quarries in Turkey. *Journal of mining science*, vol 42, No5 (2006)
- Assimagra. Estatística Anual dos recursos minerais (2020) consultado Abril 2022
- Brady, B. H. G., & Brown, E. T. (2006). *Rock Mechanics for underground mining*. Springer, January 2006.
- Carvalho, J. M. F., Carvalho, C. I., Lisboa, J. V, Moura, A. C., & Leite, M. M. Portuguese ornamental stones. *Geonovas*, 15–22. (2013)
- CEGEO (2000) Projeto de execução para exploração subterrânea de mármore (Relatório Técnico não publicado)
- Costa e Silva, M. Enchimento Mineiro, Instituto Superior Técnico, (2013)
- D'Amato, D., Droste, N., Allen, B., Kettunen, M., Lahtinen, K., Korhonen, J. Green, circular, bio economy: a comparative analysis of sustainability. *Journal of Cleaner Production* 168 716-734 (2017)
- DGEG. (2022). https://www.dgeg.gov.pt/pt/estatistica/geologia/pedreiras/pessoal-e-estabelecimentos/ped_pessoal_nov_2021.xlsx
- Dino, G, A., Borghi, A., Castelli, D., Canali, F., Corbetta, E., Cooper, B. The Candoglia marble and the “Veneranda fabbrica del Duomo di Milano”: a renowned georesource to be potentially designed as a global heritage stone. *Sustainability* 11, 4725 (2019)
- Dino, G, A., Chiappino, C., Rossetti, P., Franchi, A., Baccioli, G. Extractive waste management: new territorial and industrial approach in Carrara quarry basin. *Italian Journal of engineering geology and environment*, special issue 2 (2017)
- Esposito, M., Tse, T., Soufani, K. Is the circular economy a new fast-expanding market? *Wiley Online Library* 9-14 (2015)
- Fomaro, M., Oggeri, C., Oreste, P., Valentino, D. Going underground in quarrying: technical perspectives for marble. 17th international mining congress and exhibition of Turkey IMCET (2001)
- Franqueira, M., Paneiro, G- contribution to the geomechanical stability analysis of a marble underground exploitation using rockfill. Instituto Superior Técnico – Universidade de Lisboa (2021)
- Grice, A. Underground mining with backfill. *Annual Summit- Mine tailings disposal systems* (1998)
- Gulli, D., Pellegrini, M. Stress analysis on Carrara marble quarries. 6th international symposium on in situ rock stress (2013)
- Henderson, A., Revell, M, B. Handbook on mine fill, Australian Centre for Geomechanics (2005)
- Herrera, J. (2007). *Diseño de Explotaciones de Cantera*. <http://oa.upm.es/21839/>.

ISRM. SM for Determining the Uniaxial Compressive Strength and Deformability of Rock Materials. *Int J Rock Mech Min Sci*, 16 (2), 135–140. (1979)

Lèbre, É., Corder, G., & Golev, A.. The Role of the Mining Industry in a Circular Economy: A Framework for Resource Management at the Mine Site Level. *Journal of Industrial Ecology*, 21(3), 662–672. <https://doi.org/doi:10.1111/jiec.12596>. (2017)

Lopes, Luís. O triângulo do mármore: estudo geológico. Monumentos: Revista Semestral de Edifícios e Monumentos, 27, 158. (2007)

Michelini, G., Moraes, R, N., Cunha, R, N., Costa, J, M, H., Ometto, A, R. From linear to circular economy: PSS conducting the transition. *El Sevier* 2212-8271 (2017)

Murch, A.. *Dimensionamento de Bancadas Ascendentes Engenharia Geológica e de Minas*. Instituto Superior Técnico - Universidade de Lisboa. (2018)
<https://fenix.tecnico.ulisboa.pt/downloadFile/1970719973967874/Tese-AlexanderMurch.pdf>.

Niroshan, N., Hons, M, Cemented paste backfill modification using different types of binders and insight into its mechanical, micro-structure and flow properties. James Cook university college of science and engineering (2018)

Oggeri, C., M.Fornaro, Oreste, P., & D.Valentino. *Going Underground in Quarrying: Technical Perspectives for Marble in Portugal* (2001).

Palma Guerreiro, H. Exploração subterrânea de mármore. Dissertação Instituto Superior Técnico – Universidade de Lisboa (2000)

Paneiro, G. estudo de estabilidade das escavações subterrâneas na pedreira Monte D'el Rey MJ- 5282 – Relatório de Acompanhamento, CERENA (2019)

Paneiro, G. estudo de estabilidade das escavações subterrâneas na pedreira Monte D'el Rey MJ- 5282 – Análise numérica de estabilidade, CERENA (2019)

Paneiro, G. estudo de estabilidade das escavações subterrâneas na pedreira Monte D'el Rey MJ- 5282 – Relatório final, CERENA (2019)

Potvin, Y. Handbook on mine fill, Australian centre for geomechanics (2005)

Purvis, B., Mao, Y., Robinson, D. Three pillars of sustainability: in search of conceptual origins, *Sustainability Science*, 14: 681-695. ,2019

Shrestha, B, K., Tannant, D, D., Proskin, S. Properties of cemented rockfill used in an open pit mine, *GeoEdmonton'08*. (2008)

Sivakugan, N., Veenstra, R., Naguleswaran, N. Underground mine backfilling in Australia using paste fills and Hydraulic fills. *Int. J. of Geosynth. and Ground Eng.* (2015) 1:18

Talbot, A., Richard, F, F. The strength of concrete its relation to the cement aggregates and water, Vol XXI No7, *University of Illinois Bulletin* (1923)

Vagnon, F., Dino, A, G., Umili, G., Cardu, M., Ferrero, A, M. New developments for the sustainable exploitation of ornamental stone in Carrara basin, *Sustainability*, 12,9374, (2020)

Vintem, C., Lopes, L., Lamberto, V., Barros, R., & Costa, C. (1998). Mármoreos de Estremoz: Geologia, Prospecção, Exploração, Valorização e Ordenamento da Jazida. *Livro Guia Das Excursões. Instituto Geológico e Mineiro*, 191–200.

Warren, S. N., Sandbak, L. A., Armstrong, J., Ferster, M. Estimating the strength and mechanical properties of cemented rockfill for underground cut and fill mines, *ARMA* 18-873 (2018)

Wu, J., Feng, M., Xu, J., Qiu, P., Wang, Y., Han, G. Particle size distribution of cemented rockfill effects on strata stability in filling mining, *Minerals*, 8, 407. (2018)

Zhang, J., Li, M., Taheri, A., Zhang, W., Wu, Z., Song, W. Properties and application of backfill materials in coal mines in China. *Minerals* 9, 53 (2019)

7 Anexos

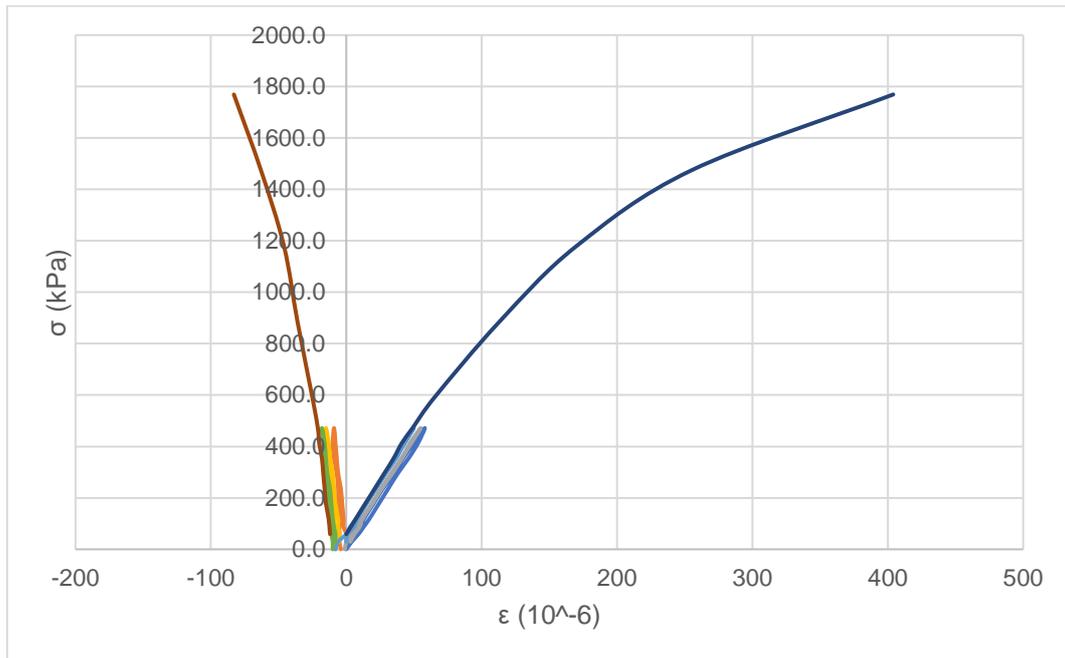


Figura 66 - UCS n=0,4 a 7 dias I

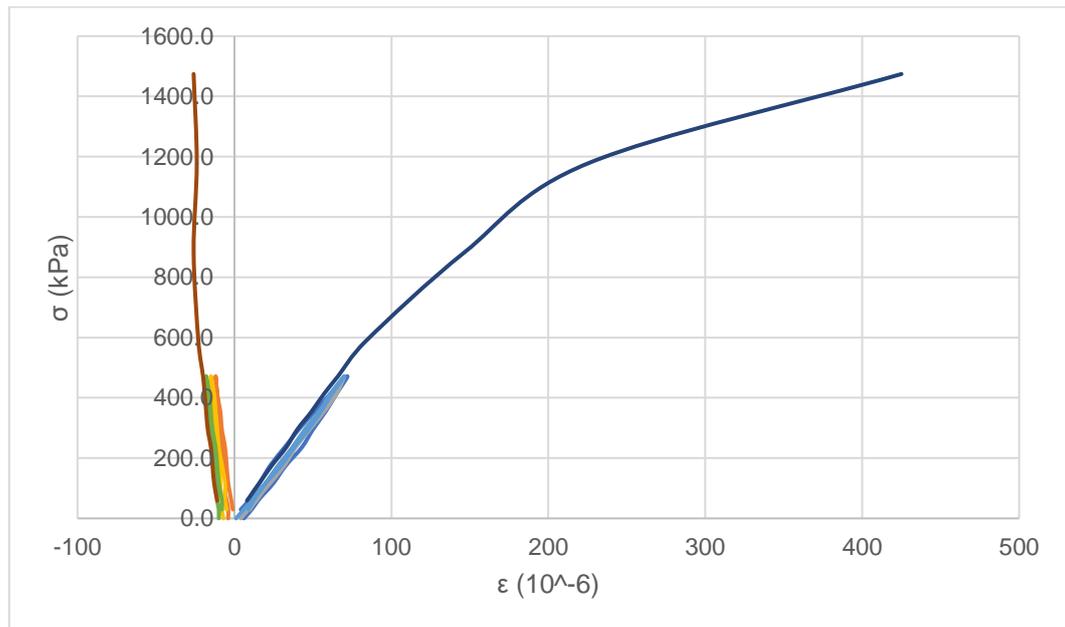


Figura 67 - UCS n=0,4 a 7 dias II

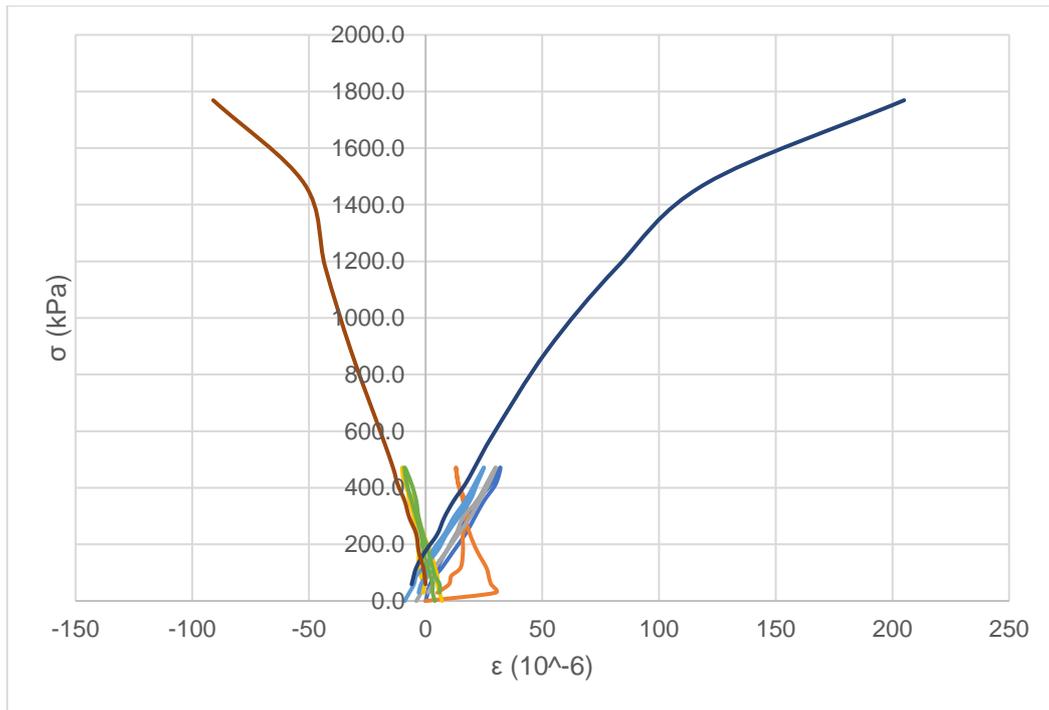


Figura 68 - UCS n=0,5 a 7 dias I

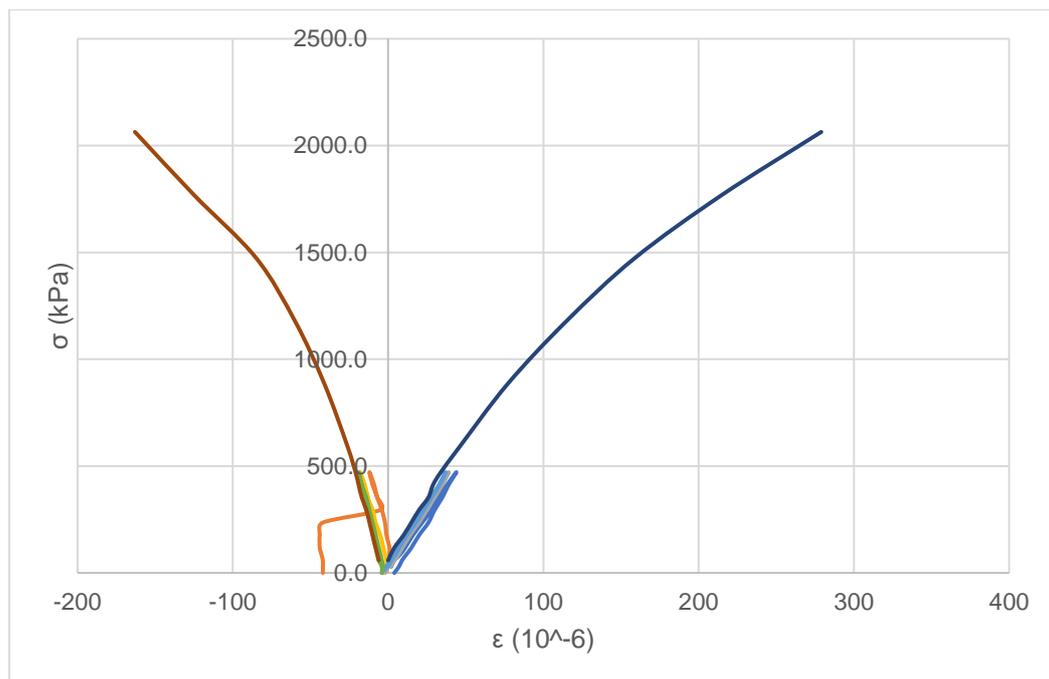


Figura 69 - UCS n=0,5 a 7 dias II

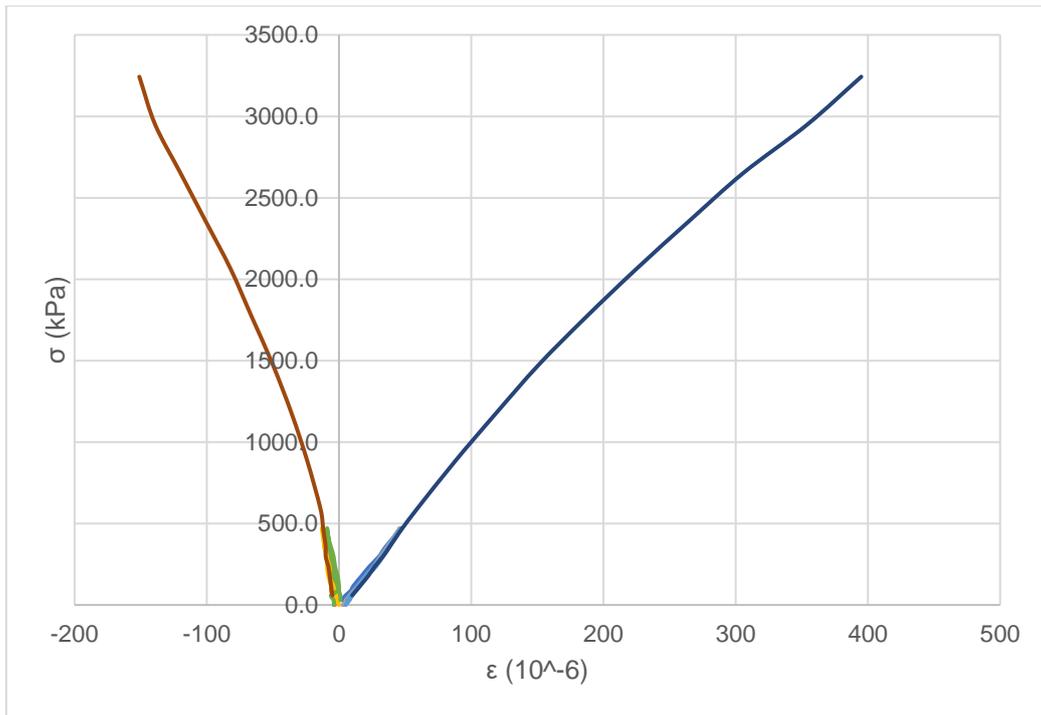


Figura 70 - UCS $n=0,6$ a 7 dias I

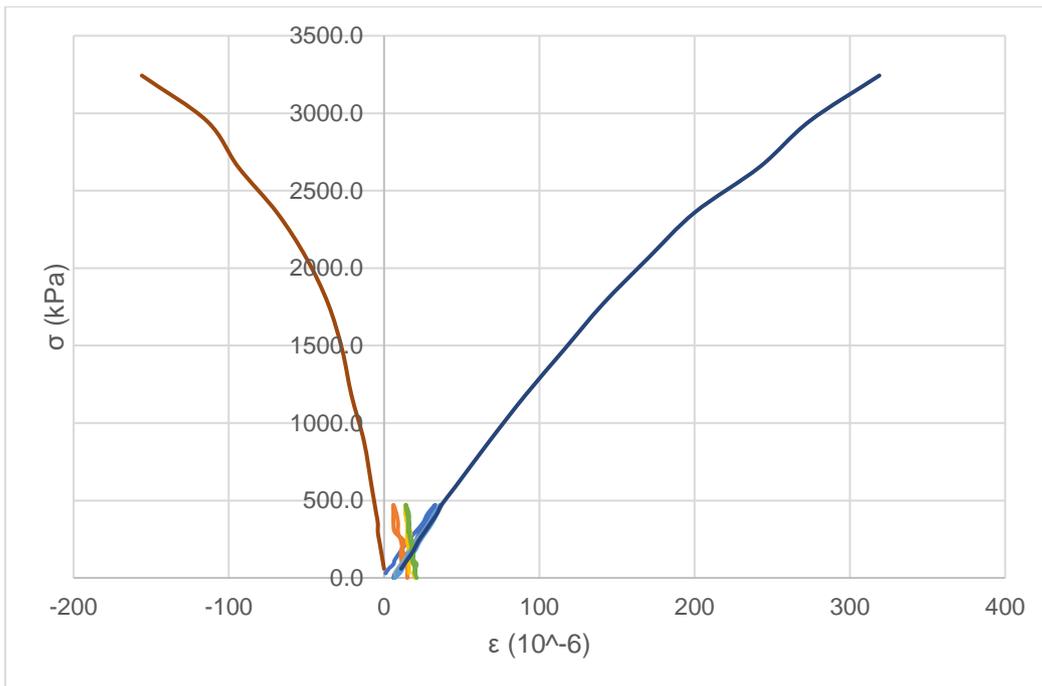


Figura 71 - UCS $n=0,6$ a 7 dias II

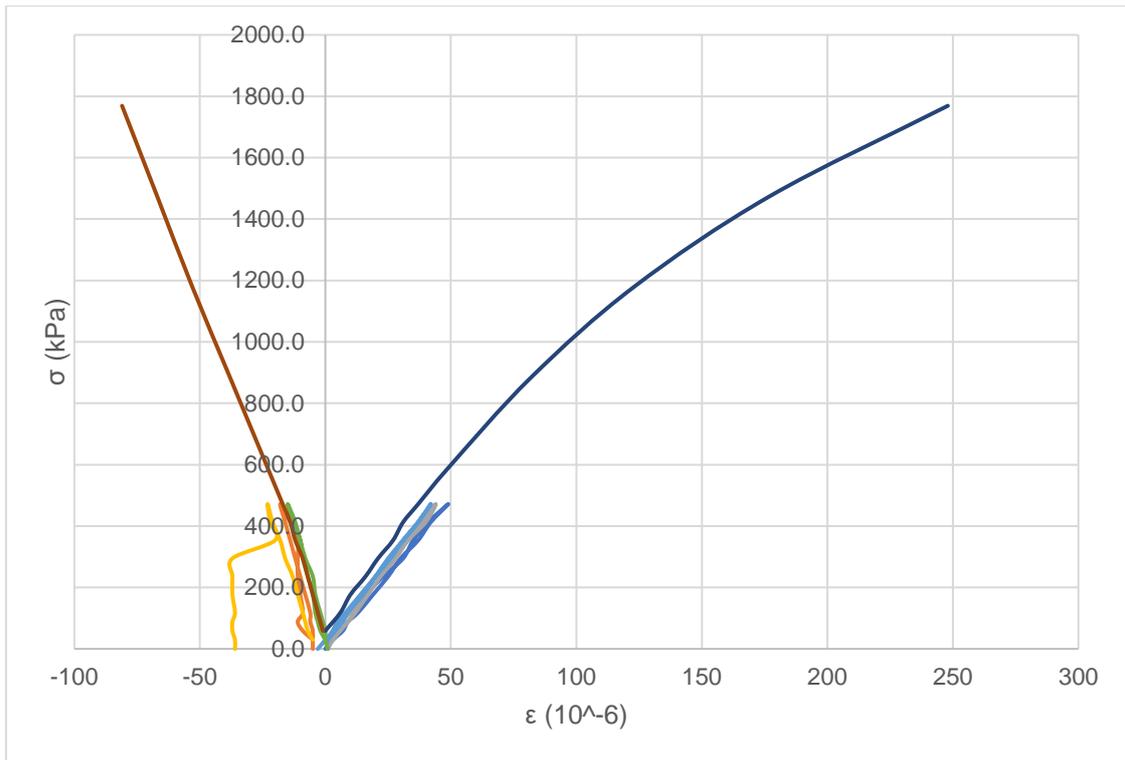


Figura 72 - UCS n=0,4 a 14 dias I

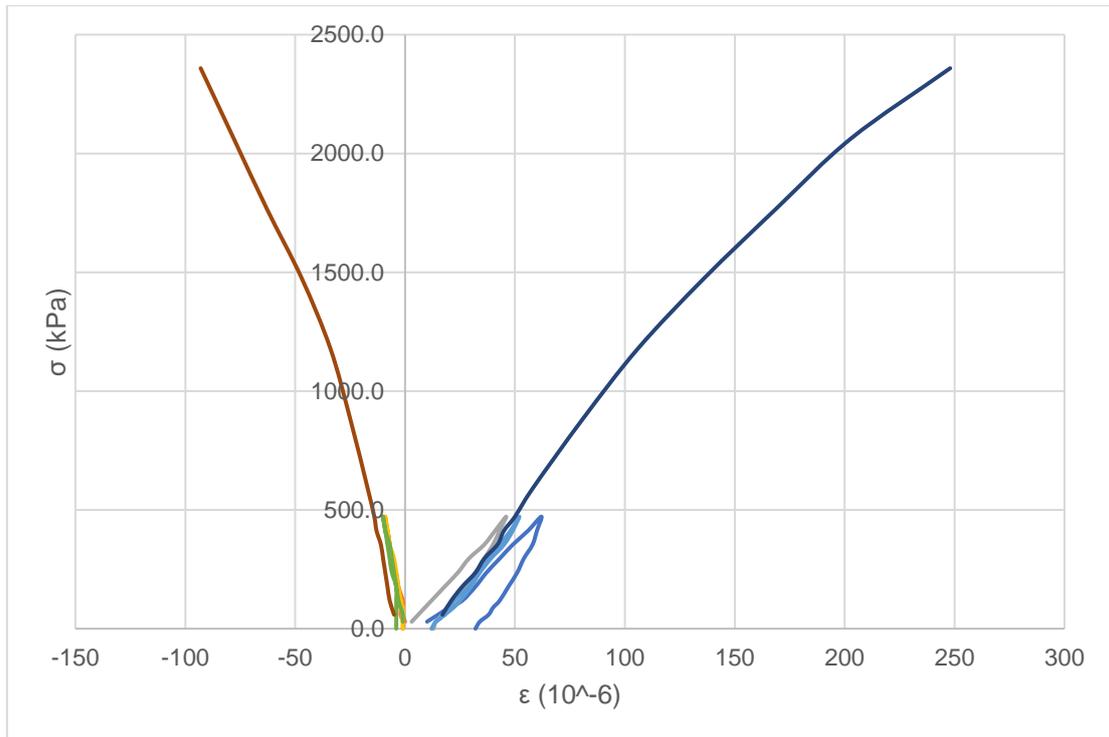


Figura 73 - UCS n=0,4 a 14 dias II

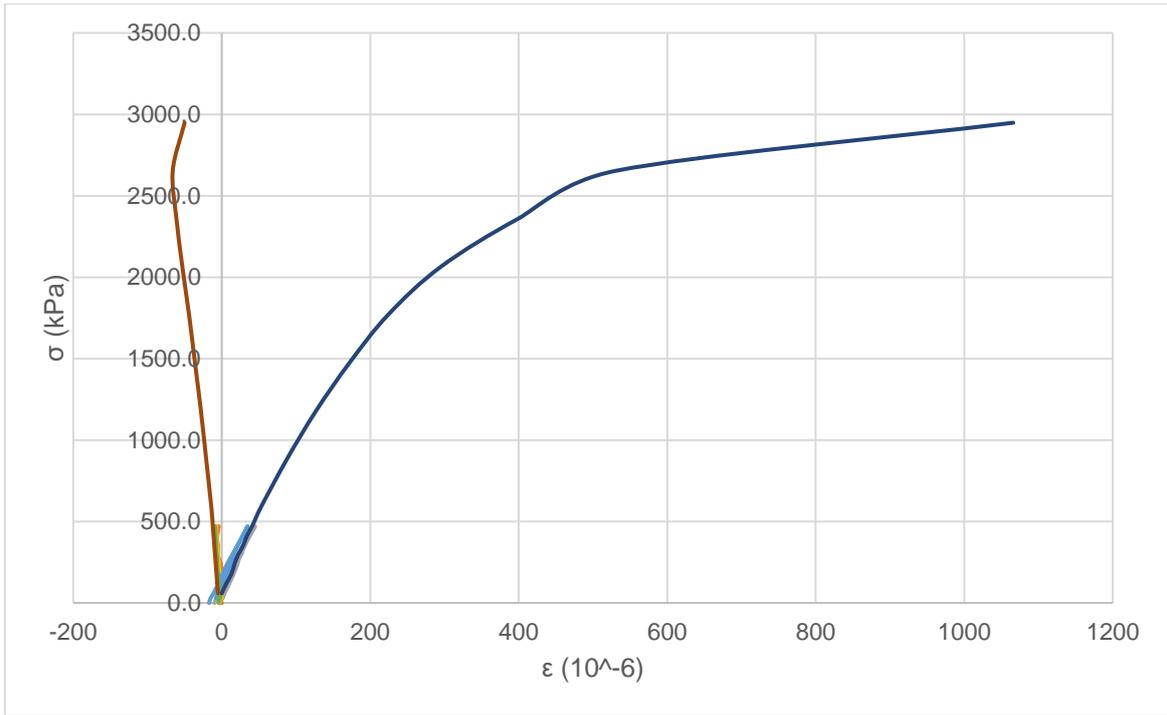


Figura 74 - UCS $n=0,5$ a 14 dias I

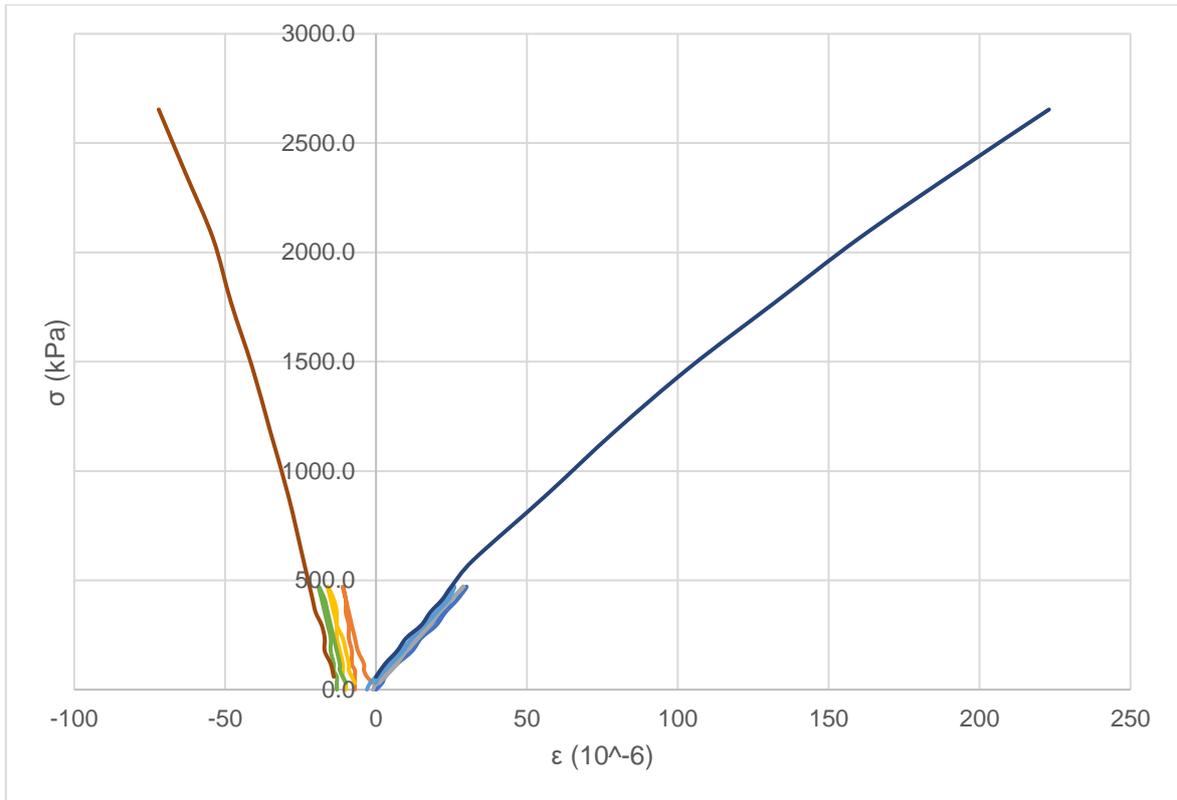


Figura 75 - UCS $n=0,5$ a 14 dias II

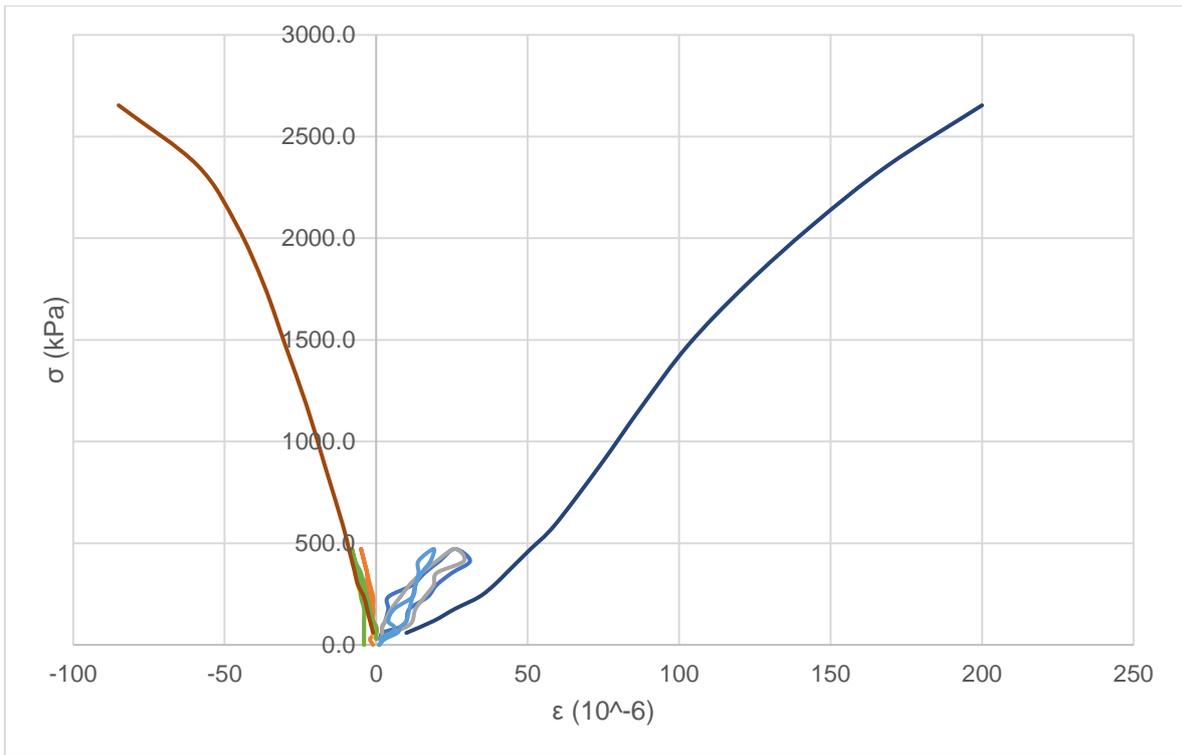


Figura 76 - UCS n=0,6 a 14 dias I

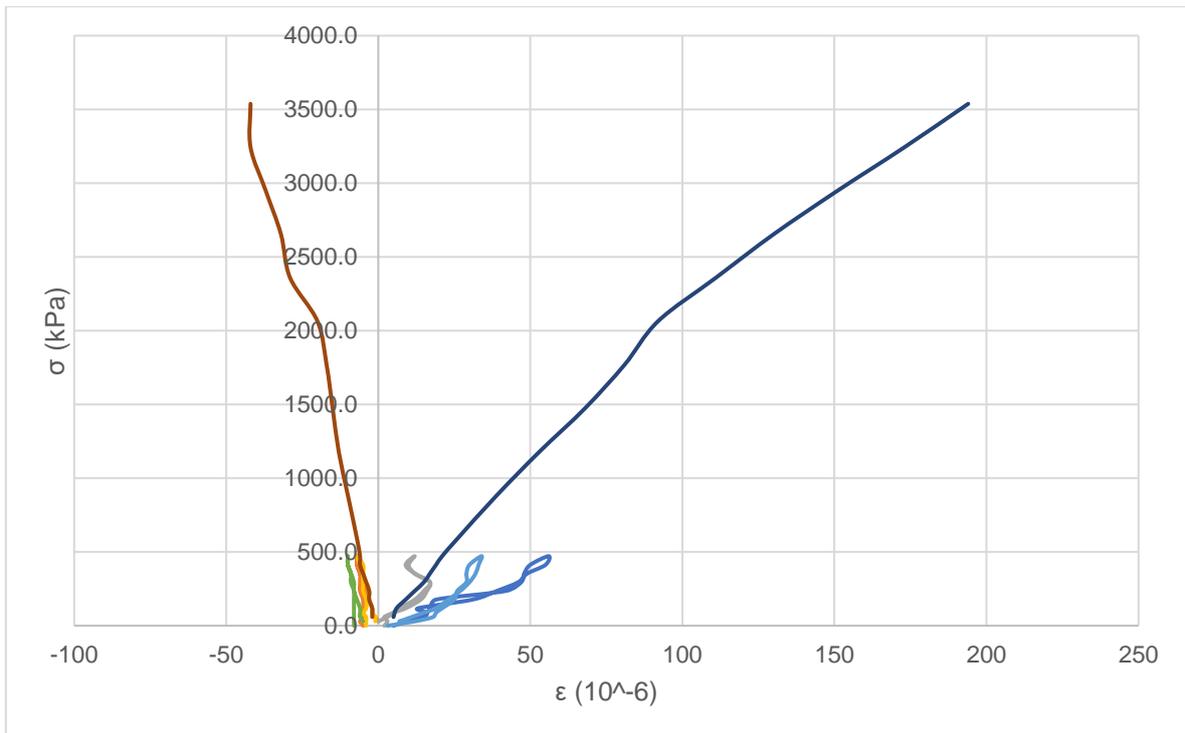


Figura 77 - UCS n=0,6 a 14 dias II

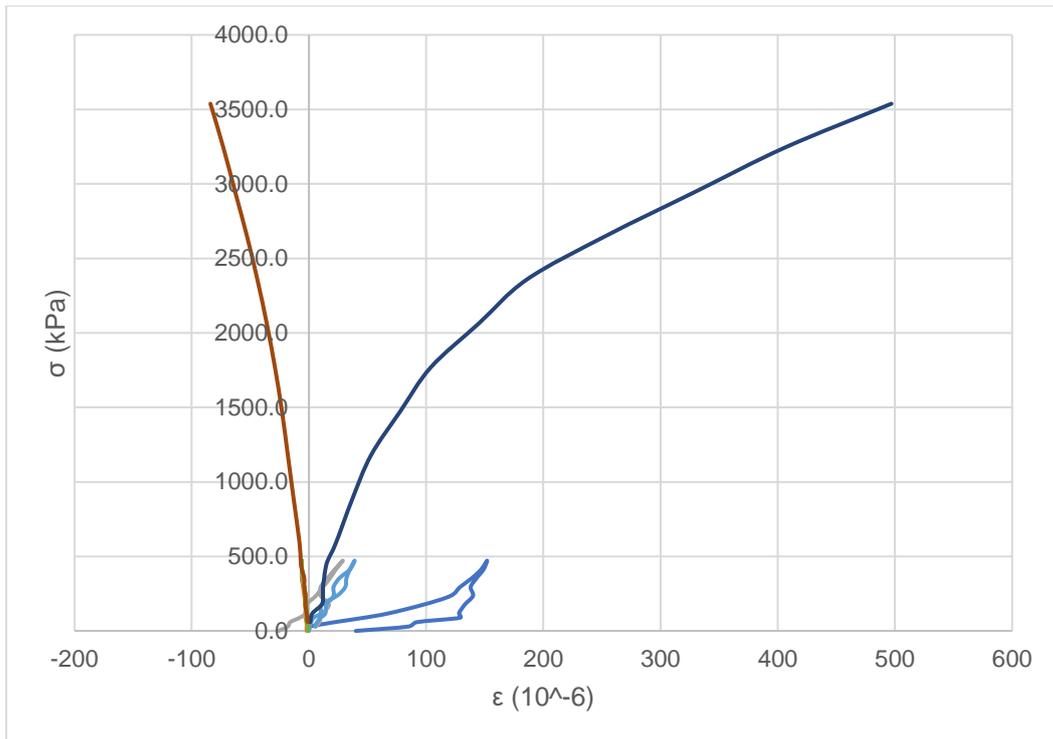


Figura 78 - UCS n=0,4 a 28 dias I

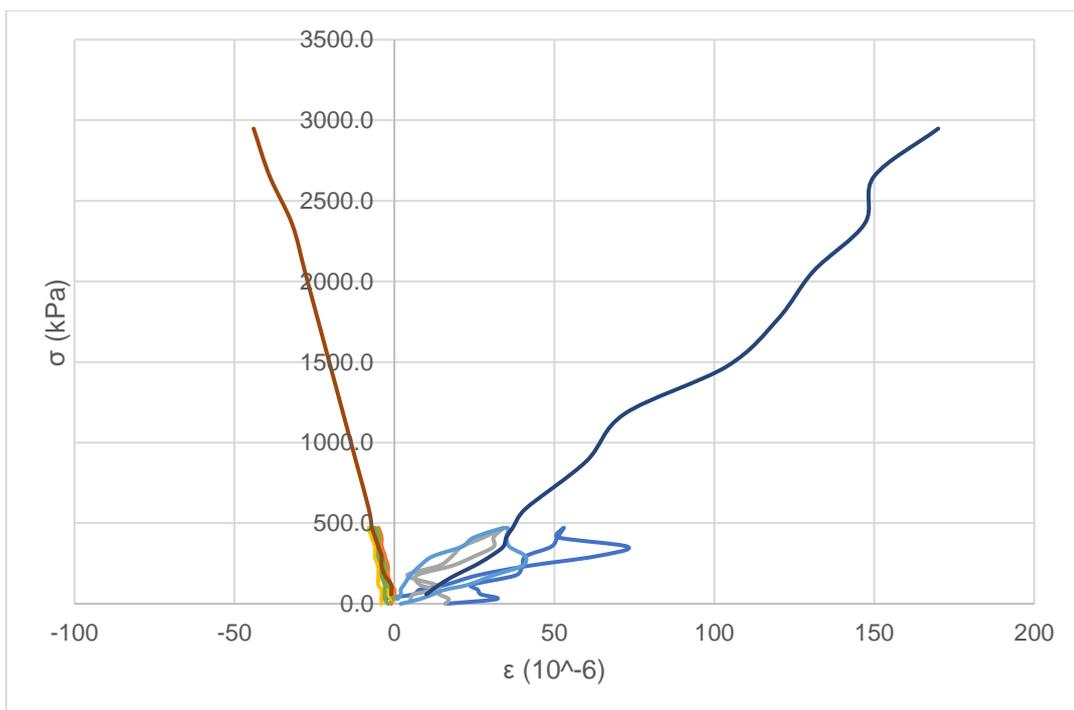


Figura 79 - UCS n=0,4 a 28 dias II

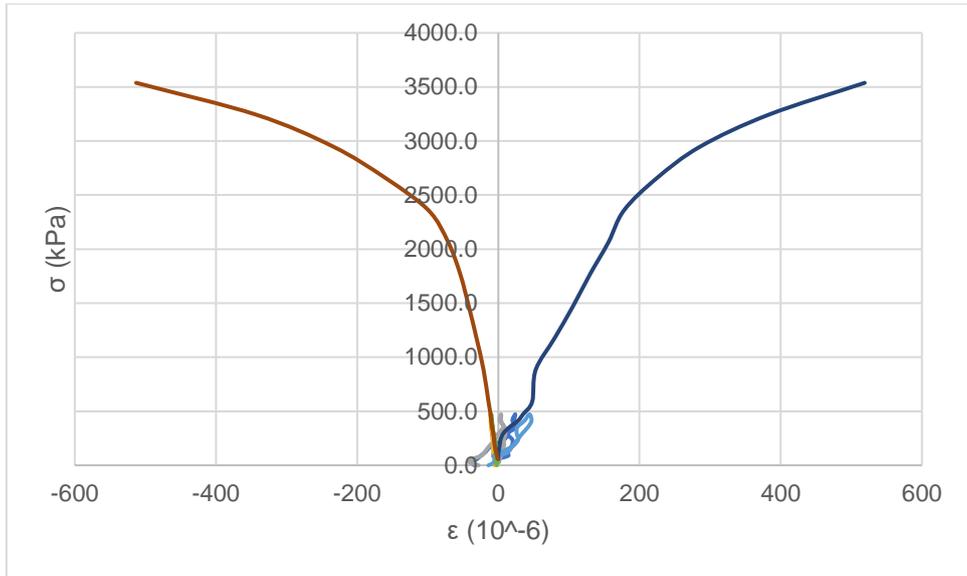


Figura 80 - UCS n=0,5 a 28 dias I

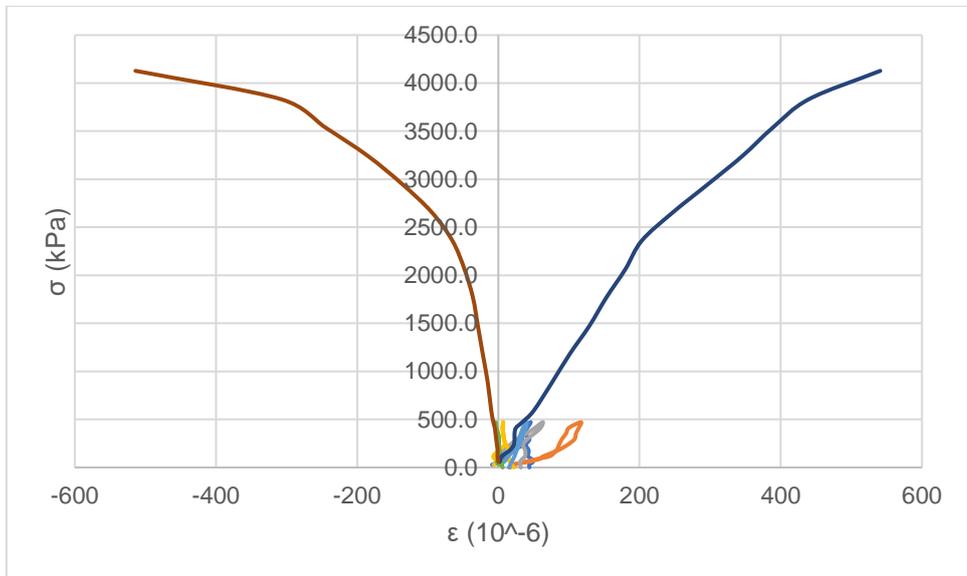


Figura 81 - UCS n=0,5 a 28 dias II

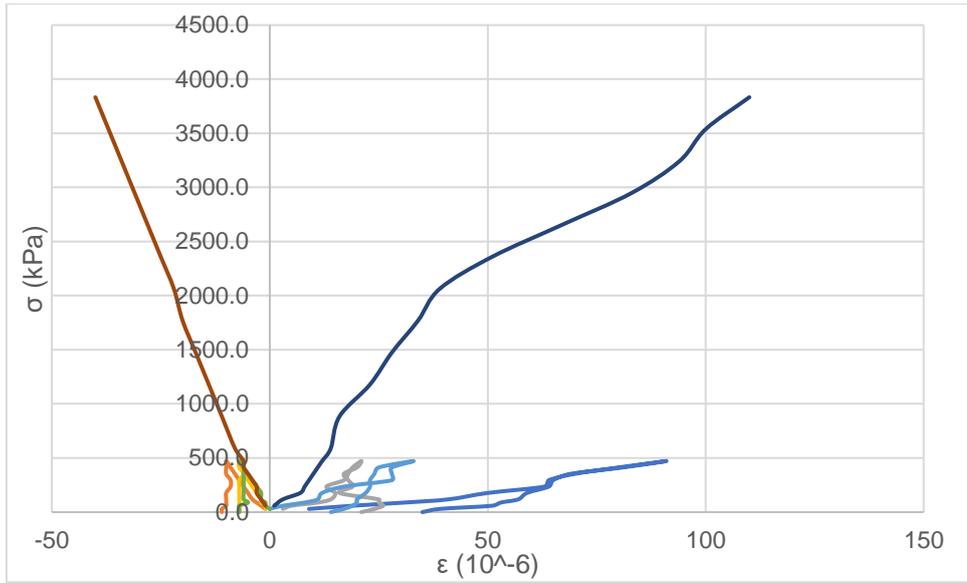


Figura 82 - UCS n=0,6 a 28 dias I

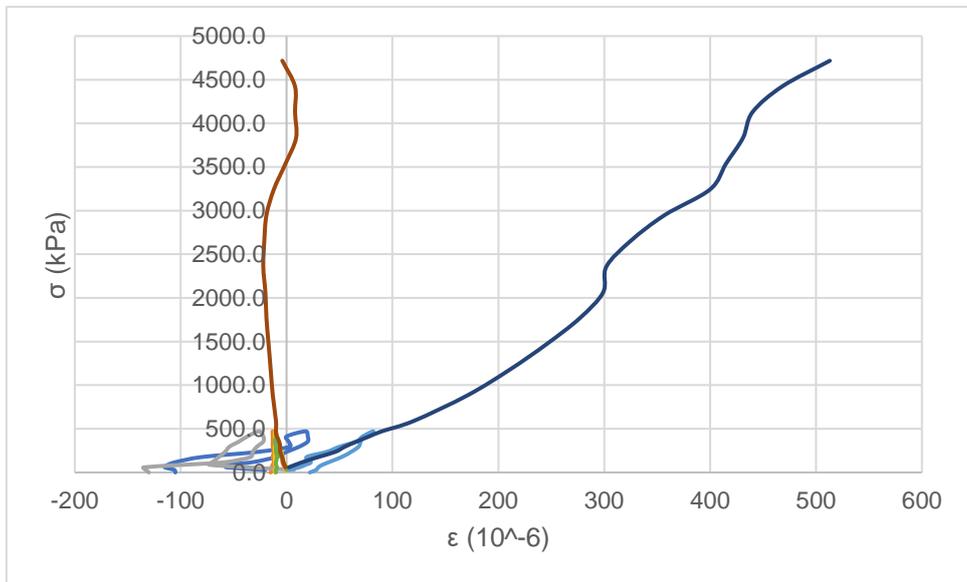


Figura 83 - UCS n=0,6 a 28 dias II

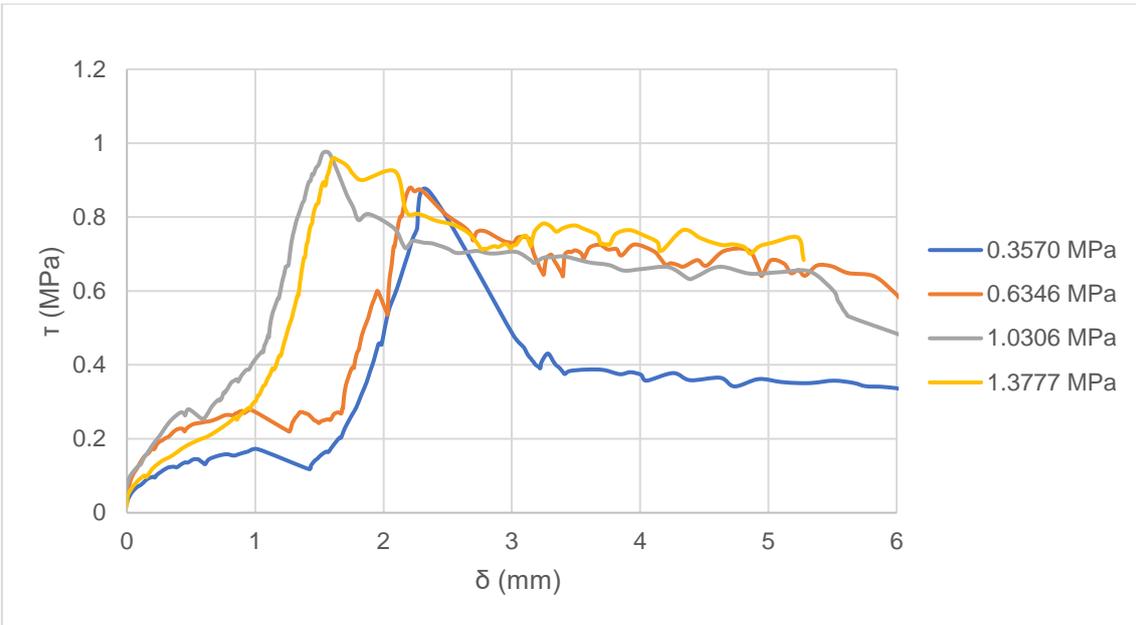


Figura 84 - Ensaio de corte n=0,4 a 7 dias

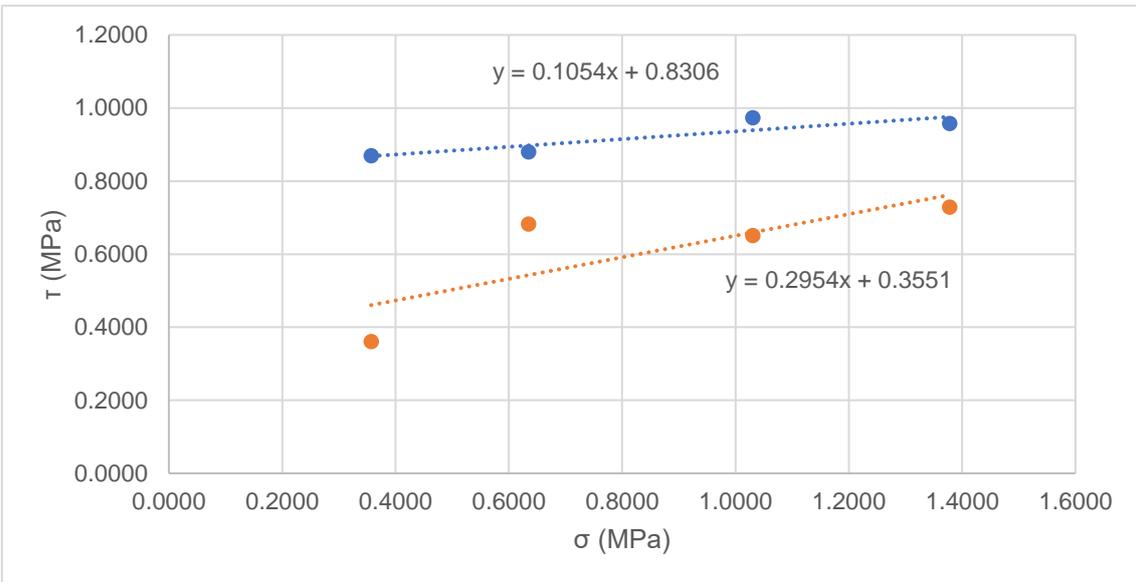


Figura 85 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte n=0,4 a 7 dias

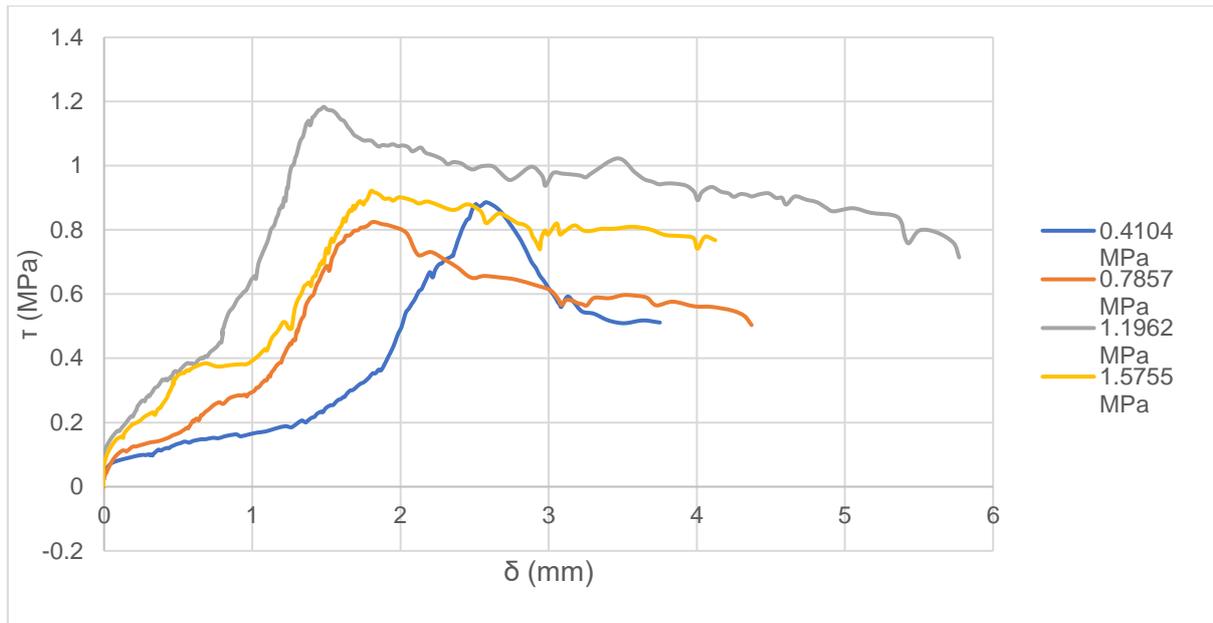


Figura 86 - Ensaio de corte $n=0,4$ a 14 dias

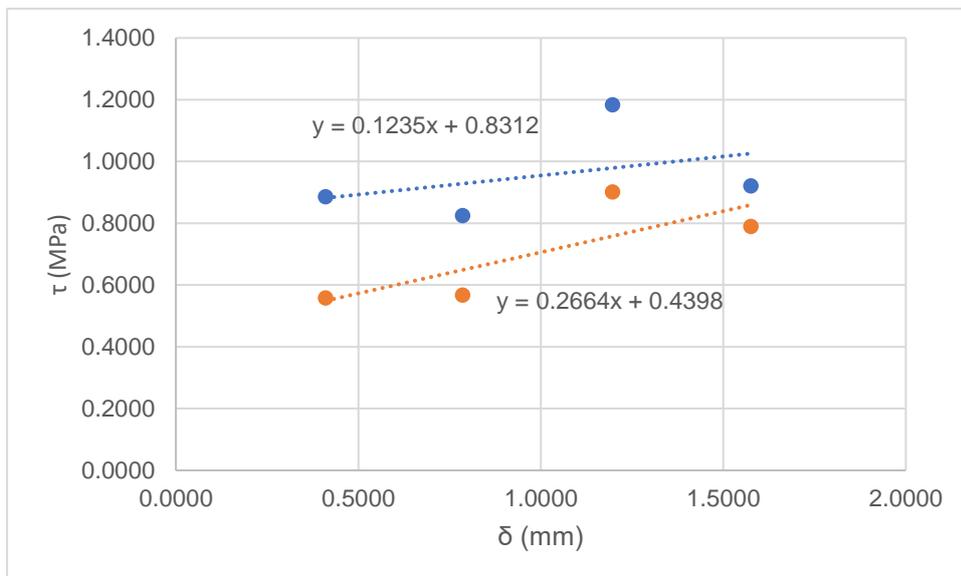


Figura 87 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte $n=0,4$ a 14 dias

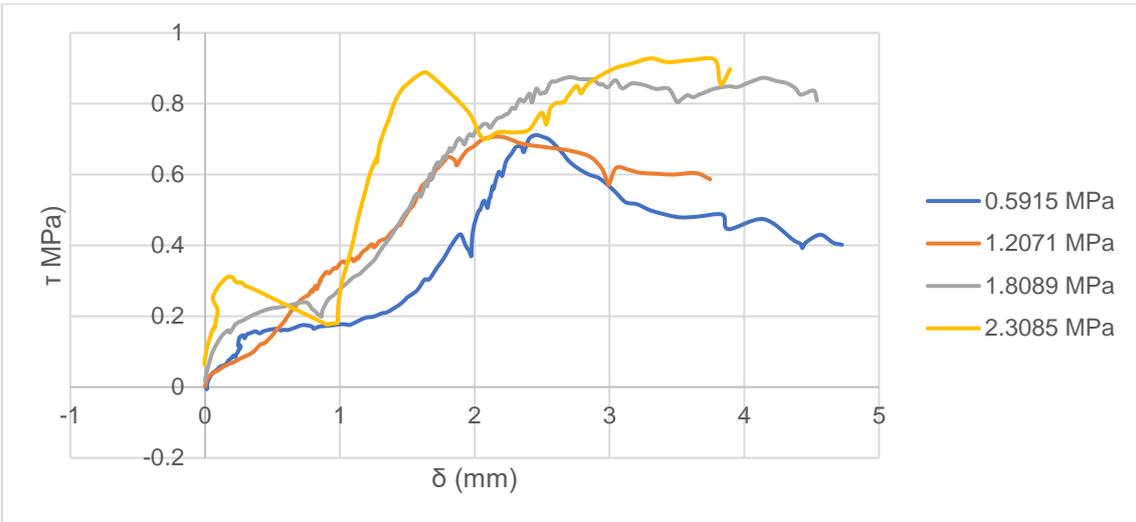


Figura 88 - Ensaio de corte $n=0,4$ a 28 dias

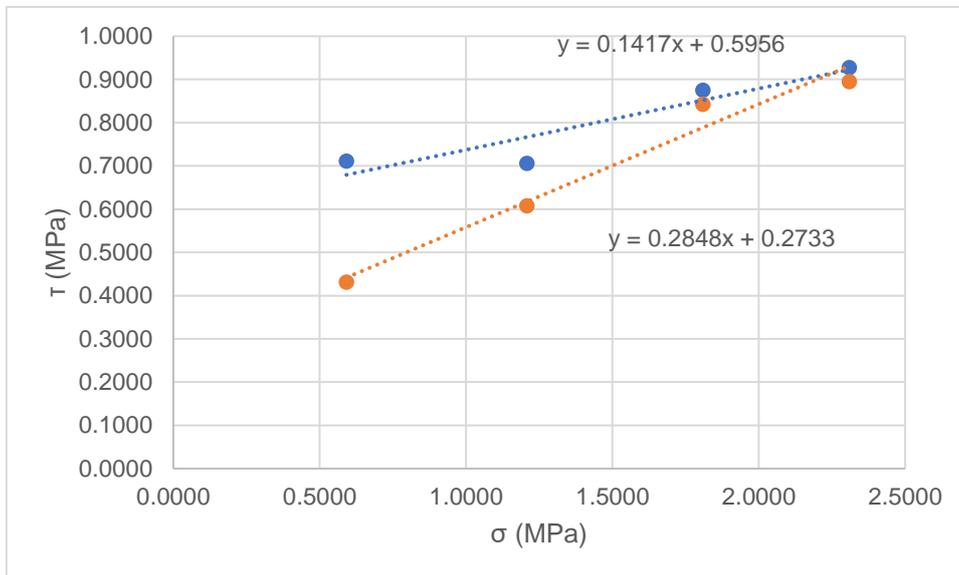


Figura 89 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte $n=0,4$ a 28 dias

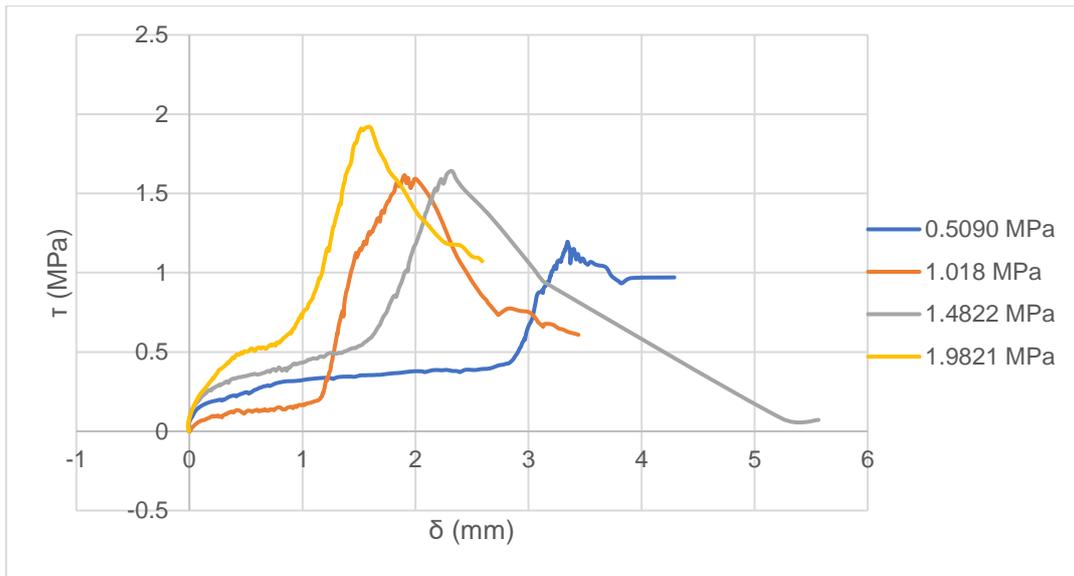


Figura 90 - Ensaio de corte $n=0,5$ a 14 dias

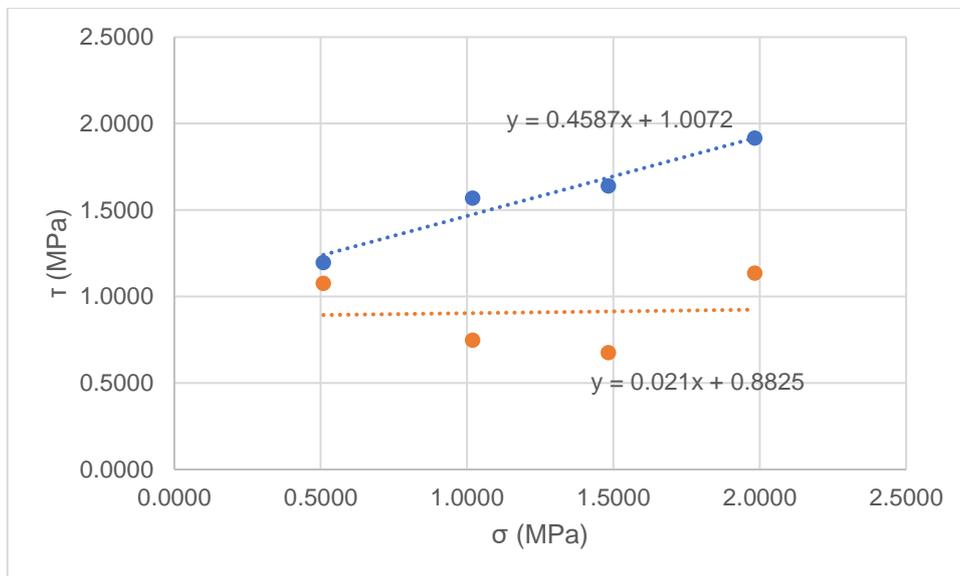


Figura 91 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte $n=0,5$ a 14 dias

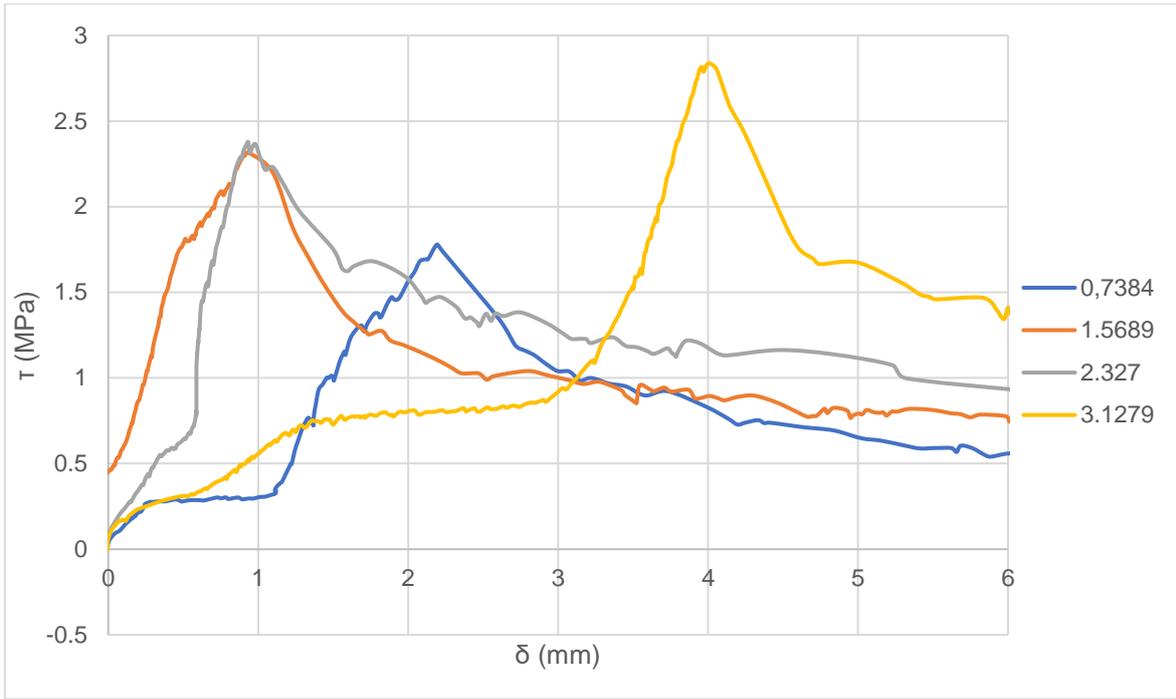


Figura 92 - Ensaio de corte n=0,5 a 28 dias

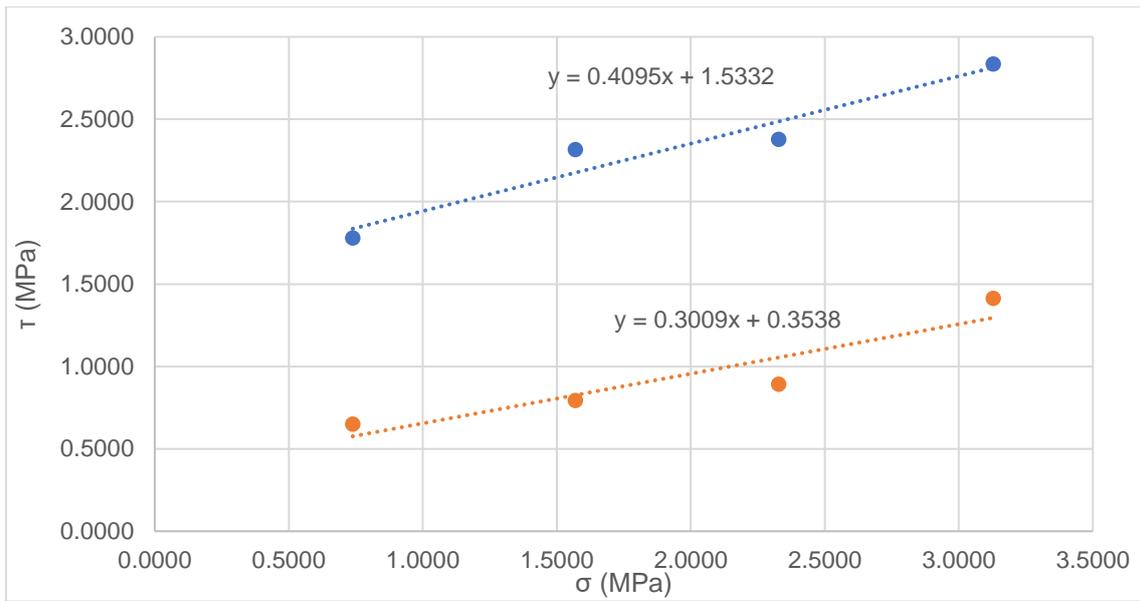


Figura 93 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte n=0,5 a 28 dias

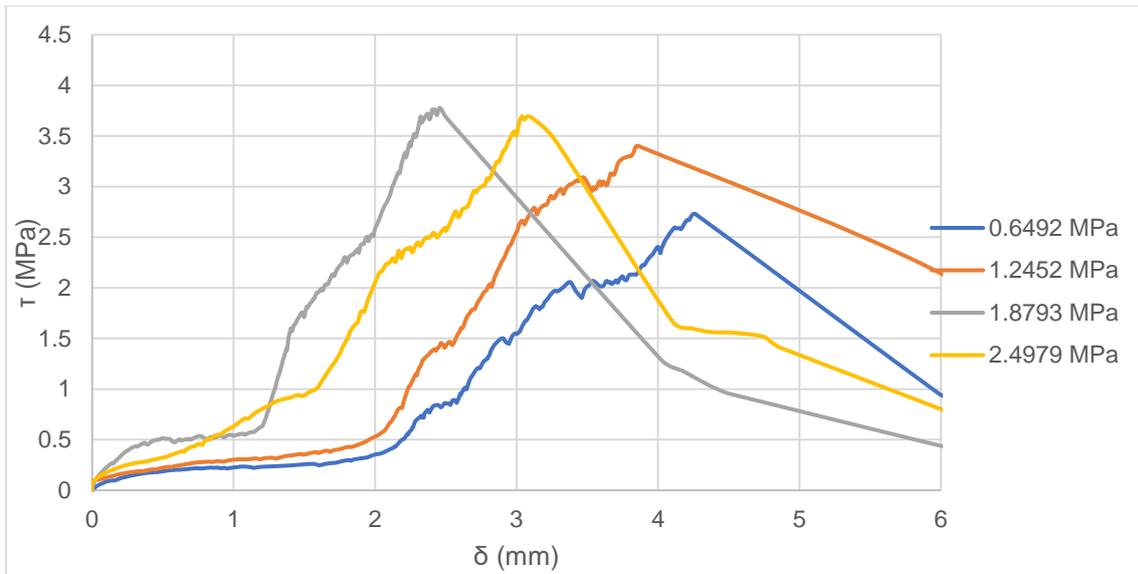


Figura 94 - Ensaio de corte n=0,6 a 7 dias

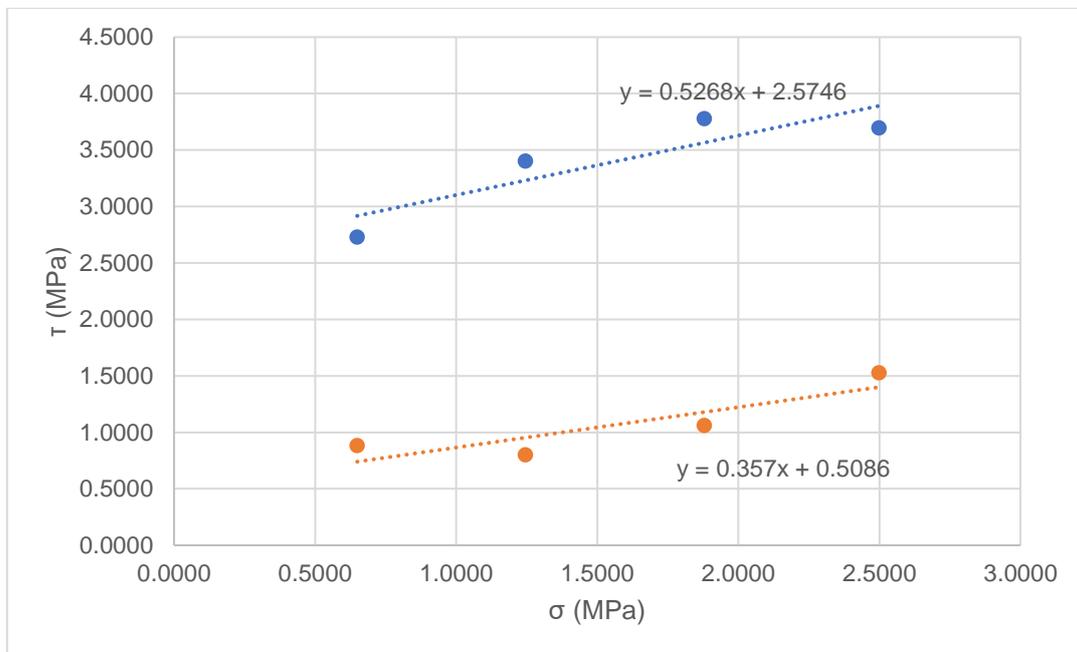


Figura 95 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte n=0,6 a 7 dias

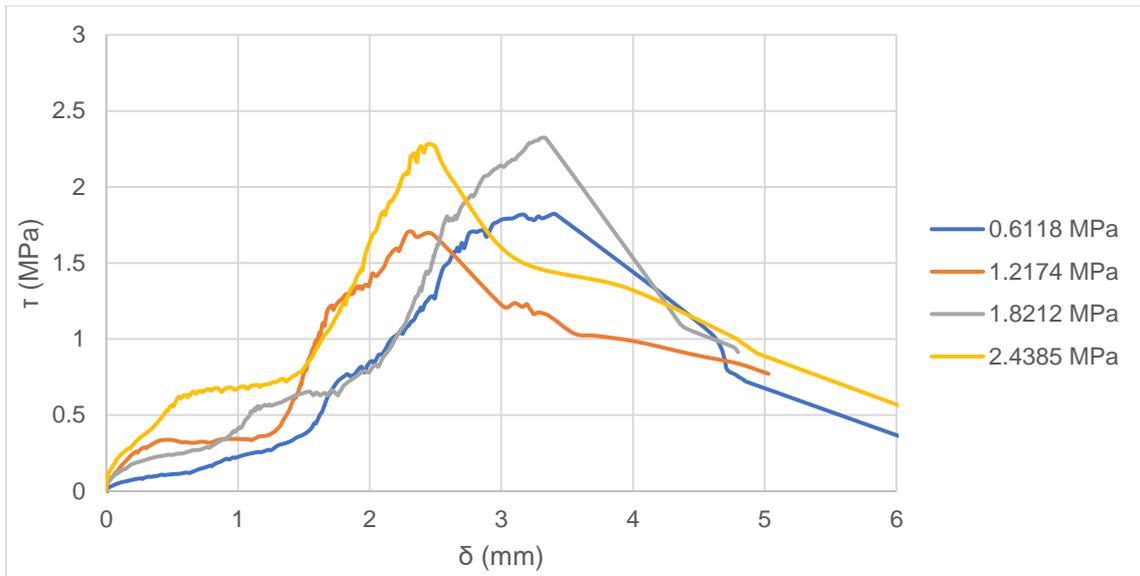


Figura 96 - Ensaio de corte $n=0,6$ a 14 dias

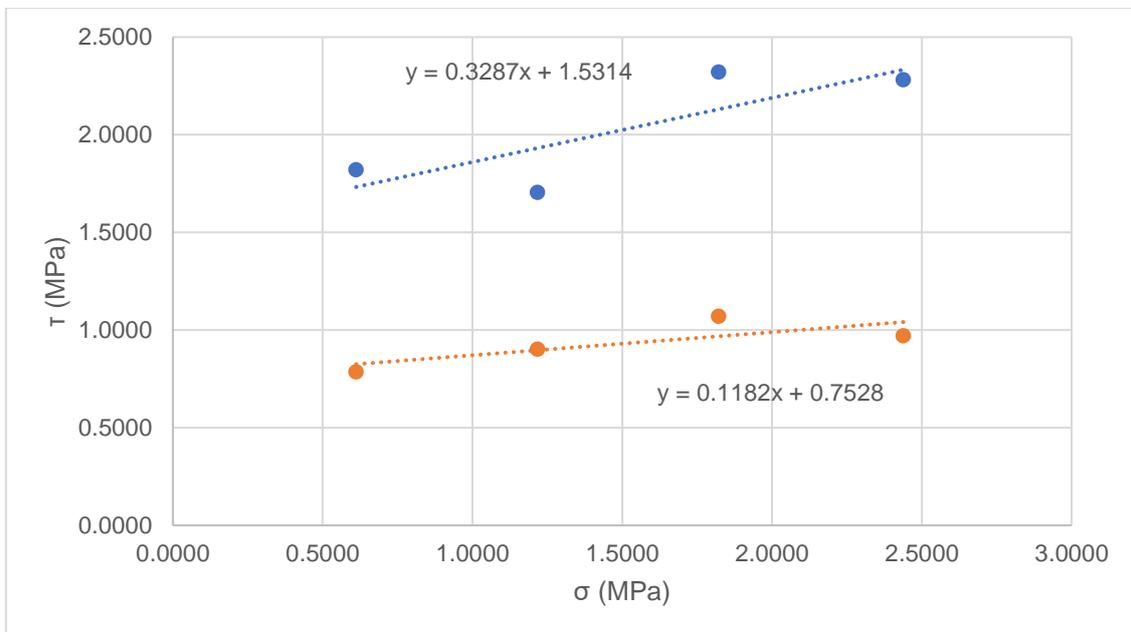


Figura 97 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte $n=0,6$ a 14 dias

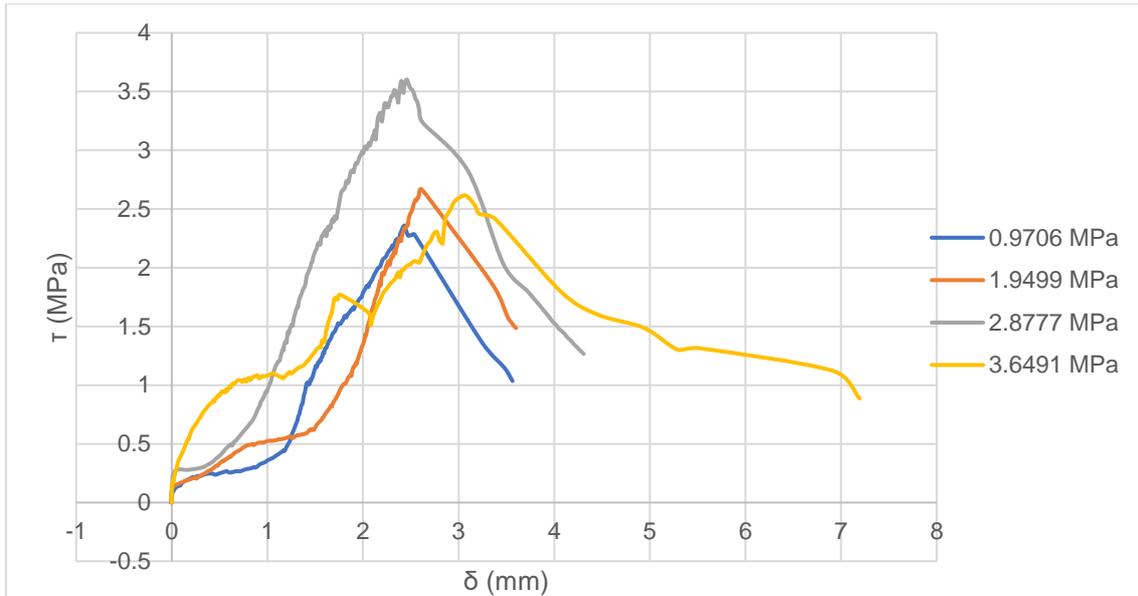


Figura 98 - Ensaio de corte n=0,6 a 28 dias

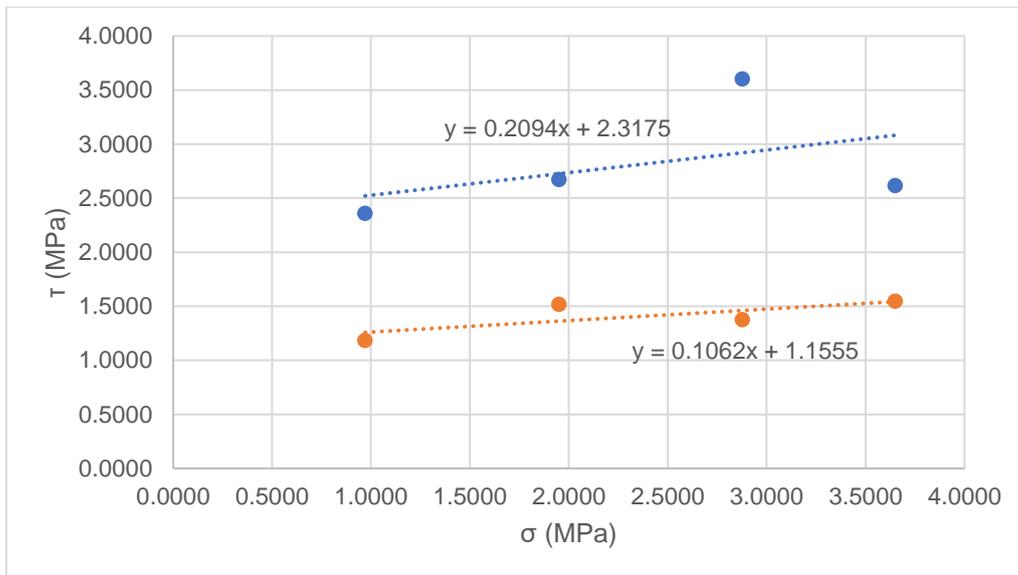


Figura 99 - Gráfico tensão normal vs tensão de corte n=0,6 a 28 dias