

CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS -  
UNIDADE ARAXÁ  
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS  
MESTRADO PROFISSIONAL  
ANDERSON PAULO DA SILVA ROCHA

**OTIMIZAÇÃO NAS OPERAÇÕES DE PERFURAÇÃO E DESMONTE DE ROCHAS: UM  
ENFOQUE NA SEGURANÇA E ESTABILIDADE DE TALUDES POR MEIO DO  
MAPEAMENTO GEOLÓGICO-GEOTÉCNICO**

ARAXÁ - MINAS GERAIS  
2024

ANDERSON PAULO DA SILVA ROCHA

**OTIMIZAÇÃO NAS OPERAÇÕES DE PERFURAÇÃO E DESMONTE DE ROCHAS: UM  
ENFOQUE NA SEGURANÇA E ESTABILIDADE DE TALUDES POR MEIO DO  
MAPEAMENTO GEOLÓGICO-GEOTÉCNICO**

Dissertação de mestrado apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas do Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – CEFET-MG, *Campus Araxá*, como requisito à obtenção do título de mestre em Engenharia de Minas.

Orientador: Prof. DSc. Allan Erlikhman Medeiros Santos

Linha de pesquisa: Geologia de Engenharia na Mineração.

ARAXÁ - MINAS GERAIS

2024

Rocha, Anderson Paulo da Silva  
R672o Otimização nas operações de perfuração e desmonte de rochas:  
um enfoque na segurança e estabilidade de taludes por meio do  
mapeamento geológico-geotécnico / Anderson Paulo da Silva Rocha.  
– 2025.  
150 f. : il.  
Orientador: Prof. Dr. Allan Erlikhman Medeiros Santos.  
  
Dissertação (mestrado) – Centro Federal de Educação  
Tecnológica de Minas Gerais, Programa de Pós-Graduação em  
Engenharia de Minas, Araxá, 2025.  
Bibliografia.  
1. Mineração a Céu Aberto – Teses. 2. Geotecnia – Teses. 3.  
Mapeamento Geológico – Teses. 4. Taludes (Mecânica do Solo) -  
Estabilidade – Teses. I. Santos, Allan Erlikhman Medeiros. II. Centro  
Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais. III. Título.  
CDU 622.271.32

ANDERSON PAULO DA SILVA ROCHA

**OTIMIZAÇÃO NAS OPERAÇÕES DE PERFURAÇÃO E DESMONTE DE ROCHAS: UM  
ENFOQUE NA SEGURANÇA E ESTABILIDADE DE TALUDES POR MEIO DO  
MAPEAMENTO GEOLÓGICO-GEOTÉCNICO**

Dissertação de mestrado apresentada ao  
Programa de Pós-Graduação em Engenharia de  
Minas do Centro Federal de Educação  
Tecnológica de Minas Gerais – CEFET-MG,  
*Campus Araxá*, como requisito à obtenção do  
título de mestre em Engenharia de Minas.

Defesa de Mestrado apresentada em sessão pública em 19 de Dezembro de 2024.

---

Anderson Paulo da Silva Rocha  
Discente - PPGEMIN

---

Dr. Allan Erlikhman Medeiros Santos  
Orientador - PPGEMIN

---

MSc. Angélica dos Santos Silva  
VALE SA

---

Dr. Leandro Geraldo Canaan Silveira  
VALE SA



*Dedico este trabalho à minha família,  
aos meus pais Aparecida Silva e Valdivino Rocha,  
e aos meus irmãos Liliane e Davidson.*

## **AGRADECIMENTOS**

A Deus, pelo dom da vida e por guiar meus passos ao longo desta jornada, permitindo-me superar grandes desafios e concluir mais esta etapa.

Ao meu orientador, Allan Erlikhman Medeiros Santos, pelo suporte inestimável, pelo compartilhamento de conhecimentos e pelas valiosas contribuições realizadas em todas as etapas até a conclusão deste estudo.

À minha família, por sempre me apoiarem e incentivarem na busca por evolução educacional e pelo anseio por novos conhecimentos. À Karine Nogueira, pelo companheirismo e suporte em todos os momentos de desafios e celebrações. Ao meu amigo e irmão, Renan Conceição, por estar ao meu lado do início ao fim desta pesquisa, especialmente durante os trabalhos de mapeamento de campo.

Aos amigos de uma vida e aos colegas profissionais que acreditaram em mim, me incentivaram e fizeram parte desta jornada: Isabelle Reis, Sérgio Ferreira, Vinicius Figueiredo, e Victor Timo.

Aos professores e doutores do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas do CEFET-MG, Campus Araxá, que ministraram as disciplinas do PPGEMIN com excelência e inspiração, desempenhando um papel essencial para a sociedade acadêmica e profissional.

À Vale S.A. e aos meus gestores, por promoverem o desenvolvimento e a profissionalização de seus colaboradores, valorizando sempre a ciência e a educação.

*“Insanidade é continuar fazendo a mesma  
coisa e esperar resultados diferentes.”*

*Albert Einstein*

## RESUMO

A pesquisa sobre otimização em mineração a céu aberto é crucial para reduzir custos na exploração mineral. As etapas na lavra incluem perfuração, desmonte, transporte, carregamento e infraestrutura. Em casos de formações geológicas complexas e com alta dureza, o uso de explosivos é necessário. O conhecimento geológico-geotécnico é essencial para um processo eficiente e de menor custo, especialmente para as operações primárias no processo da lavra. Essa pesquisa, aplicada em uma área de estudo de mineração no distrito de Nova Lima, Minas Gerais, visa otimizar as operações de perfuração e desmonte de rochas com enfoque na segurança e estabilidade de taludes por meio do mapeamento geológico-geotécnico. Usando mapas temáticos e modelos computacionais, foi possível correlacionar a execução real dessas operações para validação da pesquisa aplicada com base em dados geológico-geotécnicos, evidenciando uma eficiência potencial de 69,4% na produção e alimentação de ROM no circuito de britagem primária. Por intermédio da pesquisa, foi obtida uma abordagem ágil e sustentável na validação prévia das operações, visando a excelência na gestão operacional, melhoria na qualidade da fragmentação, segurança e estabilidade geotécnica, redução de danos a taludes e impactos ambientais, conforme as boas práticas da Engenharia de Minas.

**Palavras-chave:** otimização; mapeamento geológico-geotécnico; classificação geomecânica; estabilidade de talude; perfuração e desmonte de rochas.

## **ABSTRACT**

Research on optimization in open-pit mining is crucial for reducing costs in mineral exploration. Mining stages include drilling, blasting, transportation, loading, and infrastructure. In cases of complex geological formations with high hardness, the use of explosives becomes necessary. Geological and geotechnical knowledge is essential for an efficient and cost-effective process, particularly for the primary operations in mining. This research, applied to a mining study area in the Nova Lima district, Minas Gerais, aimed to optimize drilling and blasting operations with a focus on safety and slope stability through geological and geotechnical mapping. By utilizing thematic maps and computational models, it was possible to correlate the actual execution of these operations to validate the applied research based on geological and geotechnical data, demonstrating a potential efficiency of 69,4% in ROM production and feeding into the primary crushing circuit. The study provided a dynamic and sustainable approach for the prior validation of operations, aiming for excellence in operational management, improved fragmentation quality, geotechnical stability, and reduced slope damage and environmental impacts, aligned with best practices in Mining Engineering.

**Keywords:** optimization; geological-geotechnical mapping; geomechanical classification; slope stability; drilling and blasting of rocks.

## LISTA DE ILUSTRAÇÕES

|                                                                                                           |    |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| FIGURA 1 - MAPA DE LOCALIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO .....                                                    | 18 |
| FIGURA 2 - CIRCUITO OPERACIONAL DE BRITAGEM PRIMÁRIA DA ÁREA DE ESTUDO .....                              | 20 |
| FIGURA 3 - BLOCOS E MATAÇÕES (> 800 mm) (A); CURVAS GRANULOMÉTRICAS APÓS O<br>DESMONTE DE ROCHAS (B)..... | 21 |
| FIGURA 4 - TEMPO DE PARADA (H) POR MODO DE FALHA NA BRITAGEM PRIMÁRIA.....                                | 21 |
| FIGURA 5 - INSTABILIDADES GEOTÉCNICAS EM TALUDES DE CAVAS (ÁREA DE ESTUDO) .....                          | 22 |
| FIGURA 6 - MAPA GEOLÓGICO SIMPLIFICADO DO QUADRILÁTERO FERRÍFERO.....                                     | 24 |
| FIGURA 7 - COLUNA ESTRATIGRÁFICA DO QF COM ÊNFASE PARA A ÁREA DE ESTUDO.....                              | 25 |
| FIGURA 8 - MODELO DA EVOLUÇÃO TECTÔNICA DO QF, ANTES E DURANTE A OROGENIA<br>TRANSAMAZÔNICA .....         | 27 |
| FIGURA 9 - MAPA DO ARCABOUÇO ESTRUTURAL DO QUADRILÁTERO FERRÍFERO .....                                   | 28 |
| FIGURA 10 - MAPA GEOLÓGICO DA ÁREA DE ESTUDO .....                                                        | 29 |
| FIGURA 11 - ESTRUTURAÇÃO DO CONTEXTO GEOLÓGICO DA ÁREA DE ESTUDO.....                                     | 30 |
| FIGURA 12 - PROJEÇÃO ESTEREOGRÁFICA DAS ESTRUTURAS MAPEADAS NA ÁREA DE ESTUDO..                           | 31 |
| FIGURA 13 - CARACTERÍSTICAS DAS DESCONTINUIDADES DE UM MACIÇO ROCHOSO.....                                | 32 |
| FIGURA 14 - EFEITO ESCALA DE TRANSIÇÃO ENTRE A ROCHA INTACTA E O MACIÇO ROCHOSO<br>FRATURADO .....        | 33 |
| FIGURA 15 - MARTELO DE SCHMIDT DIGITAL (A); ESQUEMA INTERNO DO MARTELO (B).....                           | 38 |
| FIGURA 16 - ÁBACO DE MILLER - RESISTÊNCIA (R) X COMPRESSÃO UNIAXIAL (MPA).....                            | 39 |
| FIGURA 17 - CORRELAÇÃO DOS PARÂMETROS Q E $\Sigma C$ PARA FORMAÇÕES FERRÍFERAS - SGM - QF<br>.....        | 41 |
| FIGURA 18 - CÁLCULO DO RQD (A); PORÇÕES > 10 cm (VERDE) E < 10 cm (VERMELHO) (B)....                      | 42 |
| FIGURA 19 - ORIENTAÇÃO DE UMA DESCONTINUIDADE: A) MERGULHO; B) DIREÇÃO DE<br>MERGULHO .....               | 45 |
| FIGURA 20 - CLASSIFICAÇÃO WEAK ROCK (2020) E RMR (2011) EM FUNÇÃO DA UCS .....                            | 48 |
| FIGURA 21 - CLASSIFICAÇÃO DE SOLOS LATERÍTICOS E CANGA EM FUNÇÃO DA UCS.....                              | 48 |
| FIGURA 22 - TIPOS DE MODOS DE FALHAS: A) CIRCULAR; B) PLANAR; C) CUNHA; D)<br>TOMBAMENTO .....            | 53 |
| FIGURA 23 - FLUXOGRAMA DO SISTEMA DE FRAGMENTAÇÃO GLOBAL MINE TO MILL .....                               | 56 |
| FIGURA 24 - REQUERIMENTOS E RESTRIÇÕES DE SUBSISTEMAS NO PROCESSO <i>MINE TO MILL</i> .....               | 57 |
| FIGURA 25 - CAMPOS DE APLICAÇÃO DOS DIFERENTES MÉTODOS DE PERFURAÇÃO .....                                | 58 |

|                                                                                                |    |
|------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| FIGURA 26 - VARIÁVEIS GEOMÉTRICAS DO PLANO DE FOGO .....                                       | 59 |
| FIGURA 27 - PROCESSOS PARA OTIMIZAÇÃO EM PROJETOS DE MINAS A CÉU ABERTO.....                   | 65 |
| FIGURA 28 - A) DANOS AO TALUDE POR DESCONTINUIDADES ADVERSAS; B) EXCESSO DE<br>EXPLOSIVO.....  | 66 |
| FIGURA 29 - MAPA DE LOCALIZAÇÃO DAS BANCADAS OPERACIONAIS 1340 (Q-2) E 1320 (Q-5)<br>.....     | 70 |
| FIGURA 30 - FLUXOGRAMA SIMPLIFICADO DAS ETAPAS DE PESQUISA.....                                | 71 |
| FIGURA 31 - EXEMPLOS DOS PRINCIPAIS EQUIPAMENTOS UTILIZADOS NAS ATIVIDADES DE<br>CAMPO.....    | 72 |
| FIGURA 32 - FICHA DE DESCRIÇÃO DE MAPEAMENTO DE CAMPO .....                                    | 73 |
| FIGURA 33 - BANCADA OPERACIONAL 1320 (Q-5) .....                                               | 73 |
| FIGURA 34 - A) TALUDE 1340; B) MDT E SEÇÃO GEOLÓGICA; C) LITOTIPOS; D) DENSIDADE..             | 77 |
| FIGURA 35 - AVALIAÇÃO GEOMÉTRICA DA BANCADA 1340 ZONA NORTE DA ÁREA DE ESTUDO                  | 78 |
| FIGURA 36 - ZONAS DE ADENSAMENTO E ZONAS SEM FUROS (A); FUROS POR DECKS (B) .....              | 79 |
| FIGURA 37 - A) PROJEÇÃO DA PILHA; B) CUMPRIMENTO DOS TEMPOS; C) TEMPORIZAÇÃO<br>EXECUTADA..... | 80 |
| FIGURA 38 - ANÁLISE DA DISTRIBUIÇÃO DE ENERGIA NOS FUROS PARA O DESMONTE DE ROCHAS<br>.....    | 81 |
| FIGURA 39 - ANÁLISE VISUAL DA DETONAÇÃO EXECUTADA NA BANCADA 1340 (Q-2) .....                  | 82 |
| FIGURA 40 - ANÁLISE DAS VIBRAÇÕES NO TERRENO PROVOCADO PELO DESMONTE DE ROCHAS                 | 82 |
| FIGURA 41 - DISTRIBUIÇÃO ESPACIAL DOS PONTOS DO MAPEAMENTO GEOLÓGICO-GEOTÉCNICO<br>.....       | 83 |
| FIGURA 42 - ITABIRITO FRIÁVEL - IF (PONTO 3).....                                              | 84 |
| FIGURA 43 - ITABIRITO SEMICOMPACTO – ISC E COMPACTO – IC (PONTOS 10 E 20).....                 | 85 |
| FIGURA 44 - HEMATITA FRIÁVEL – IF (PONTOS 31 A 33).....                                        | 85 |
| FIGURA 45 - COBERTURA LATERÍTICA – CANGA – CG (PONTO 40) .....                                 | 86 |
| FIGURA 46 - GRÁFICO DA FREQUÊNCIA DE LITOTIPO POR PONTO MAPEADO.....                           | 86 |
| FIGURA 47 - ESTEREOGRAMA DAS ANÁLISES CINEMÁTICAS .....                                        | 87 |
| FIGURA 48 - ATITUDES ESTRUTURAIS Sb, S0 E SN MEDIDAS NOS ITABIRITOS (IC E IF) .....            | 88 |
| FIGURA 49 - ATITUDES ESTRUTURAIS DAS FRATURAS MEDIDAS NOS ITABIRITOS COMPACTOS...              | 89 |
| FIGURA 50 - ATITUDES ESTRUTURAIS S2 E S3 NOS ITABIRITOS COMPACTOS (PONTO 24).....              | 90 |
| FIGURA 51 - DOBRAS, MICRODOBRAS E MICROFALHAMENTOS .....                                       | 90 |
| FIGURA 52 - VERGÊNCIA DAS DOBRAS.....                                                          | 91 |
| FIGURA 53 - LINEAÇÕES POR VEIOS DE QUARTZO (PONTO 27) .....                                    | 92 |

|                                                                                                         |     |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| FIGURA 54 - DOMÍNIOS ESTRUTURAIS - BC 1320 (Q-5).....                                                   | 93  |
| FIGURA 55 - ENSAIO COM MARTELO DE SCHMIDT DIGITAL PARA ESTIMAR À UCS .....                              | 93  |
| FIGURA 56 - RESULTADO ESTATÍSTICO DO ENSAIO UCS ATRAVÉS DO <i>SOFTWARE ROCKLINK</i> .....               | 94  |
| FIGURA 57 - ESTATÍSTICAS DOS ENSAIOS COM O MARTELO DE SCHMIDT - BC 1320 (Q-5) .....                     | 95  |
| FIGURA 58 - ANÁLISES DOS ENSAIOS <i>IN SITU</i> PARA CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA .....                   | 97  |
| FIGURA 59 - ELABORAÇÃO DOS MAPAS TEMÁTICOS ATRAVÉS DO MAPA BASE DE PONTOS.....                          | 100 |
| FIGURA 60 - ELABORAÇÃO E PRODUÇÃO DE MODELOS TEMÁTICOS IMPLÍCITOS.....                                  | 101 |
| FIGURA 61 - MAPA GEOLÓGICO ESTRUTURAL - BANCADA 1320 (Q-5).....                                         | 102 |
| FIGURA 62 - MODELO GEOLÓGICO ESTRUTURAL - BANCADA 1320 (Q-5).....                                       | 102 |
| FIGURA 63 - PRINCIPAIS TELAS DO <i>SWEDGE</i> PARA ANÁLISE DA PROBABILIDADE DE RUPTURAS EM CUNHA .....  | 103 |
| FIGURA 64 - TELA DE ENTRADA DOS PARÂMETROS DA ESCALA DE ANÁLISE.....                                    | 105 |
| FIGURA 65 - PRINCIPAIS TELAS DO <i>ROCPLANE</i> PARA ANÁLISE DA PROBABILIDADE DE RUPTURAS PLANARES..... | 107 |
| FIGURA 66 - ESQUEMA BIDIMENSIONAL DE ANÁLISE PARA RUPTURAS PLANARES .....                               | 107 |
| FIGURA 67 - AVALIAÇÃO DE GEOMETRIA - BC 1320 (Q-5).....                                                 | 110 |
| FIGURA 68 - SIMULAÇÃO E OPERACIONALIZAÇÃO DO PLANO DE FOGO .....                                        | 110 |
| FIGURA 69 - MALHA DA PERFURAÇÃO - BC 1320 (Q-5) .....                                                   | 111 |
| FIGURA 70 - GRÁFICO DA PROFUNDIDADE DOS FUROS EXECUTADOS – BC 1320 (Q-5) .....                          | 111 |
| FIGURA 71 - SEQUÊNCIA DE DETONAÇÃO DOS FUROS .....                                                      | 113 |
| FIGURA 72 - EXECUÇÃO DO DESMONTE DE PRODUÇÃO - BANCADA 1320 (Q-5) .....                                 | 114 |
| FIGURA 73 - ANÁLISE DA CURVA GRANULOMÉTRICA DA PILHA DESMONTADA - BC 1320 (Q-5) .....                   | 114 |
| FIGURA 74 - INSPEÇÃO DE DANOS AO TALUDE REMANESCENTE – BC 1320 (Q-5) .....                              | 115 |
| FIGURA 75 - REDUÇÃO DO TEMPO DE PARADA POR MODO DE FALHA NA BRITAGEM PRIMÁRIA .....                     | 116 |
| FIGURA 76 - MASSA DESMONTADA X MASSA PROGRAMADA .....                                                   | 117 |



## LISTA DE TABELAS

|                                                                                              |     |
|----------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| TABELA 1 - CLASSES DE MACIÇOS ROCHOSOS .....                                                 | 34  |
| TABELA 2 - SISTEMA DE CLASSIFICAÇÃO RMR (2011).....                                          | 35  |
| TABELA 3 - RMR (2011) CORRIGIDO PELA ORIENTAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES .....                   | 36  |
| TABELA 4 - ENSAIOS DE CARGA PONTUAL E MARTELO DE SCHMIDT PARA ESTIMAR O UCS .....            | 36  |
| TABELA 5 - CORRELAÇÃO DE VALORES Q E $\Sigma C$ POR CORPO DE PROVA .....                     | 40  |
| TABELA 6 - CLASSIFICAÇÃO DA QUALIDADE DO MACIÇO ROCHOSO – RQD .....                          | 43  |
| TABELA 7 - CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO DE ACORDO COM O SISTEMA Q .....                   | 47  |
| TABELA 8 - VALORES TÍPICOS DOS CRITÉRIOS DE ACEITAÇÃO DE FOS E PoF .....                     | 54  |
| TABELA 9 - TIPOS DE ACESSÓRIOS PARA DETONAÇÃO .....                                          | 63  |
| TABELA 10 - FAIXAS DE LIMITES DE VELOCIDADE DE VIBRAÇÃO.....                                 | 69  |
| TABELA 11 - ELEMENTOS ESTRUTURAIS .....                                                      | 72  |
| TABELA 12 - PARÂMETROS DE PROJETO – TESTE-ABO-0 – BC 1340 (Q-2) .....                        | 77  |
| TABELA 13 - RESULTADOS DOS ENSAIOS UCS COM O MARTELO DE SCHMIDT - BC 1320 (Q-5) .....        | 94  |
| TABELA 14 - RESULTADOS DA CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA PELOS SISTEMAS RMR E WR .....            | 98  |
| TABELA 15 - RESULTADO DA CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA PELO SISTEMA Q.....                       | 99  |
| TABELA 16 - RESULTADO DA CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA PELO CRITÉRIO GSI .....                   | 99  |
| TABELA 17 - RESULTADOS PARA PROBABILIDADE DE RUPTURAS EM CUNHA - BC 1320 (Q-5) .....         | 108 |
| TABELA 18 - RESULTADOS PARA PROBABILIDADE DE RUPTURAS PLANARES – BC 1320 (Q-5) .....         | 108 |
| TABELA 19 - PARÂMETROS DE PROJETOS AVALIADOS – MAP-GEO-ABO-1 – BC 1320 (Q-5).....            | 109 |
| TABELA 20 - PRINCIPAIS OTIMIZAÇÕES NAS OPERAÇÕES DE PERFURAÇÃO E DESMONTE DE<br>ROCHAS ..... | 117 |

## LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

|         |                                                                     |
|---------|---------------------------------------------------------------------|
| ABNT    | Associação Brasileira de Normas Técnicas                            |
| CC      | Carga de coluna                                                     |
| CF      | Carga de fundo                                                      |
| CG      | Contato geológico                                                   |
| Cl      | Clivagem                                                            |
| CSF     | Cráton São Francisco                                                |
| Ex      | Eixo da dobra                                                       |
| Fl      | Plano de falha                                                      |
| FM      | Forças mobilizadoras                                                |
| FR      | Forças resistivas                                                   |
| Fr      | Fratura                                                             |
| GA      | Bilhões de anos                                                     |
| GC      | Grau de consistência da rocha                                       |
| GPS     | <i>Global Positioning System</i> – Sistema de Posicionamento Global |
| GSI     | <i>Geological Strength Index</i> – Índice de Resistência Geológica  |
| Hb      | Altura da bancada                                                   |
| HC / HF | Hematita Compacta / Hematita Friável                                |
| IC / IF | Itabirito Compacto / Itabirito Friável                              |
| J1 / J2 | Juntas                                                              |
| JCS     | Resistência entre as juntas                                         |
| Jn      | Número de famílias de descontinuidades                              |
| JRC     | Coeficiente de rugosidade da junta                                  |
| Jr      | Índice de rugosidade das descontinuidades                           |
| Ja      | Grau de alteração das descontinuidades                              |
| Jw      | Fator de redução de água                                            |
| K       | Coeficiente de empuxo                                               |
| Li      | Lineação                                                            |
| MA      | Milhões de anos                                                     |
| Mt      | Milhões de toneladas                                                |
| NBR     | Normas Brasileiras Regulamentadoras                                 |
| OT      | Material de tampão                                                  |

|     |                                                                     |
|-----|---------------------------------------------------------------------|
| Pa  | Plano axial da dobra                                                |
| PF  | Profundidade do furo                                                |
| PLT | <i>Point Load Test</i> – Teste de carga pontual                     |
| PPV | Vibração da partícula de pico                                       |
| Q   | Qualidade                                                           |
| QF  | Quadrilátero Ferrífero                                              |
| R   | Rebote do martelo de Schmidt                                        |
| RC  | Razão de carregamento                                               |
| RMR | <i>Rock Mass Rating</i> – Classificação do Maciço Rochoso           |
| RQD | Índice de Qualidade do Maciço Rochoso                               |
| S   | Sub-furação                                                         |
| Sb  | Bandamento composicional                                            |
| SGM | Supergrupo Minas                                                    |
| SGV | Supergrupo Rio das Velhas                                           |
| Sn  | Foliação                                                            |
| SRF | Estado de tensão do maciço rochoso                                  |
| S0  | Acamamento                                                          |
| UCS | <i>Uniaxial Compressive Strength</i> – Resistência da rocha intacta |
| Ve  | Veio                                                                |
| VOD | Velocidade de detonação do explosivo                                |
| W   | Alteração                                                           |
| Z   | Profundidade                                                        |

## SUMÁRIO

|              |                                                                             |           |
|--------------|-----------------------------------------------------------------------------|-----------|
| <b>1</b>     | <b>INTRODUÇÃO .....</b>                                                     | <b>17</b> |
| <b>1.1</b>   | <b>Justificativa.....</b>                                                   | <b>19</b> |
| <b>1.2</b>   | <b>Objetivos .....</b>                                                      | <b>22</b> |
| <b>2</b>     | <b>FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA .....</b>                                          | <b>24</b> |
| <b>2.1</b>   | <b>Contexto Geológico .....</b>                                             | <b>24</b> |
| <b>2.1.1</b> | <b>Geologia Regional da Área de Estudo .....</b>                            | <b>24</b> |
| <b>2.1.2</b> | <b>Arcabouço Tectônico e Estrutural do Quadrilátero Ferrífero – QF.....</b> | <b>26</b> |
| <b>2.1.3</b> | <b>Contexto Geológico e Estrutural da Área de Estudo.....</b>               | <b>28</b> |
| <b>2.2</b>   | <b>Classificação Geomecânica.....</b>                                       | <b>31</b> |
| <b>2.2.1</b> | <b>Classificação de Maciços Rochosos – Sistema RMR .....</b>                | <b>34</b> |
| <b>2.2.2</b> | <b>Classificação de Barton ou Sistema Q .....</b>                           | <b>45</b> |
| <b>2.2.3</b> | <b>Classificação <i>Weak Rock</i> (WR).....</b>                             | <b>48</b> |
| <b>2.2.4</b> | <b><i>Geological Strength Index</i> (GSI) .....</b>                         | <b>49</b> |
| <b>2.3</b>   | <b>Estabilidade Geotécnica e Modos de Falhas em Taludes Rochosos .....</b>  | <b>50</b> |
| <b>2.4</b>   | <b>Perfuração e Desmonte de Rochas.....</b>                                 | <b>55</b> |
| <b>2.4.1</b> | <b>Perfuratrizes.....</b>                                                   | <b>57</b> |
| <b>2.4.2</b> | <b>Características da Perfuração .....</b>                                  | <b>58</b> |
| <b>2.4.3</b> | <b>Parâmetros do Plano de Fogo.....</b>                                     | <b>59</b> |
| <b>2.4.4</b> | <b>Explosivos .....</b>                                                     | <b>62</b> |
| <b>2.4.5</b> | <b>Danos em Taludes.....</b>                                                | <b>64</b> |
| <b>3</b>     | <b>METODOLOGIA DA PESQUISA .....</b>                                        | <b>70</b> |
| <b>3.1</b>   | <b>Levantamento dos Dados.....</b>                                          | <b>71</b> |
| <b>3.2</b>   | <b>Tratamento dos Dados.....</b>                                            | <b>74</b> |
| <b>4</b>     | <b>RESULTADOS e DISCUSSÕES.....</b>                                         | <b>76</b> |
| <b>4.1</b>   | <b>Experimento Piloto – TESTE-ABO-0 – Bancada 1340 (Q-2) .....</b>          | <b>76</b> |
| <b>4.2</b>   | <b>Experimento MAP-GEO-ABO-1 – Bancada 1320 (Q-5).....</b>                  | <b>83</b> |
| <b>4.2.1</b> | <b>Resultados dos Mapeamentos Geológico-Geotécnico e Estrutural.....</b>    | <b>84</b> |
| <b>4.2.2</b> | <b>Resultados da Caracterização e Classificação Geomecânica .....</b>       | <b>95</b> |

|                                                                                          |            |
|------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| <b>4.2.3 Resultados dos Mapas e Modelos Temáticos .....</b>                              | <b>100</b> |
| <b>4.2.4 Resultados das Análises de Estabilidade .....</b>                               | <b>103</b> |
| <b>4.2.5 Resultados da Simulação e Execução da Perfuração e do Desmonte de Rochas...</b> | <b>109</b> |
| <b>5 CONCLUSÕES .....</b>                                                                | <b>118</b> |
| <b>6 TRABALHOS FUTUROS.....</b>                                                          | <b>120</b> |
| <b>REFERÊNCIAS .....</b>                                                                 | <b>121</b> |
| <b>APÊNDICES .....</b>                                                                   | <b>126</b> |
| <b>ANEXOS .....</b>                                                                      | <b>143</b> |

## 1 INTRODUÇÃO

Projetos de otimização em atividades de mineração são cruciais e de grande relevância devido à necessidade de reduzir os custos elevados, diretos e indiretos associados às operações na exploração de bens minerais em suas jazidas. Os riscos associados à imprecisão e ao detalhamento inadequado de dados estruturais e geomecânicos de superfície podem evidenciar ineficiências nos processos de fragmentação de um maciço, dano e instabilidade geotécnica em taludes, decorrentes das operações da perfuração e desmonte de rochas.

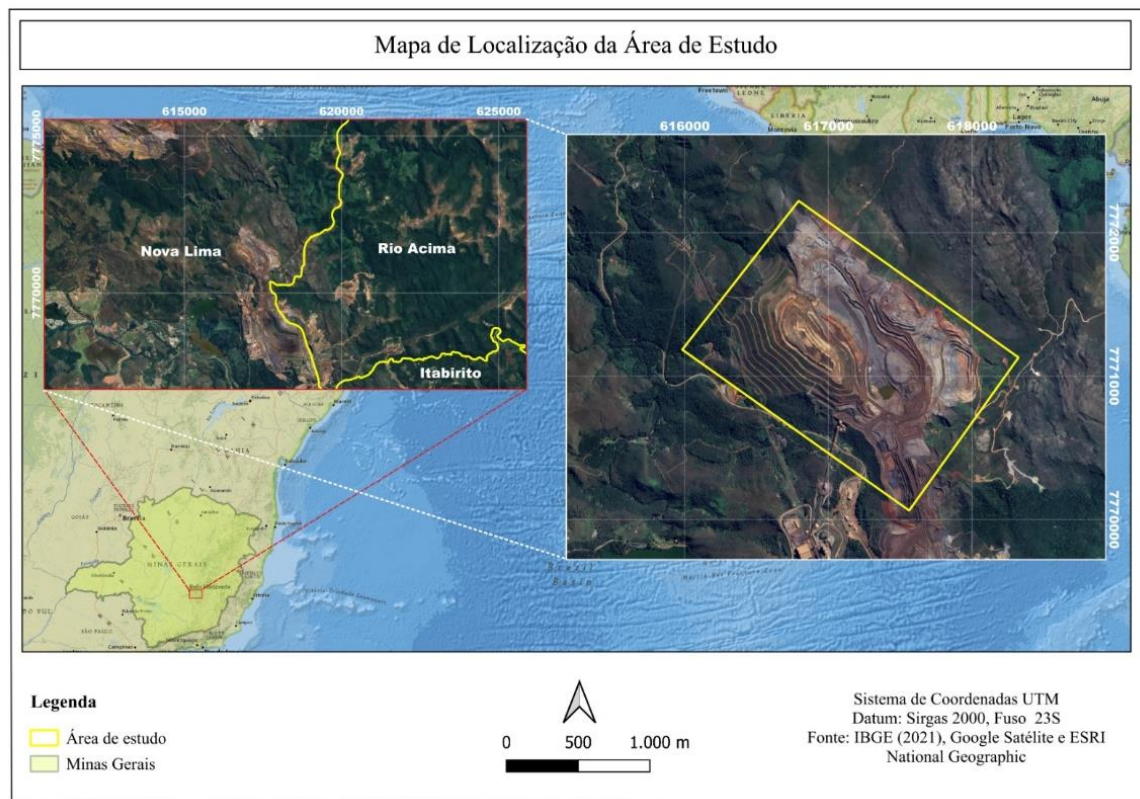
A implementação de dados resultantes de mapeamentos geológico-geotécnicos em taludes operacionais pode representar uma abordagem fundamental na busca por melhorias e otimizações nas operações primárias da lavra. Esses mapeamentos são ferramentas críticas na avaliação da segurança e estabilidade de taludes, além de estruturas geotécnicas correlatas, desempenhando um papel crucial na identificação de riscos potenciais e oportunidades de aprimoramento.

Essa dissertação de mestrado apresenta um estudo de caso de aplicação de classificação de maciços rochosos com enfoque na segurança e estabilidade de taludes por meio do mapeamento geológico-geotécnico para otimização nas operações da perfuração e desmonte de rochas. A área de estudo faz parte do contexto geológico do Quadrilátero Ferrífero - QF, localizada na cidade de Nova Lima, Minas Gerais.

Nas etapas primárias de lavra da área de estudo, o desmonte de rochas é realizado com a utilização de explosivos para a fragmentação do maciço rochoso. Essas atividades ocorrem de forma rotineira na mina e podem representar potenciais riscos e impactos geotécnicos, operacionais, ambientais e sociais.

A localização da área de estudo, ilustrada na Figura 1, é outro fator importante que corrobora para a relevância deste estudo de caso devido à complexidade da formação geológica em seu contexto regional, o Quadrilátero Ferrífero (QF) e às suas implicações para o contexto local.

Figura 1 - Mapa de localização da área de estudo



Fonte: Acervo do autor (2023).

Devido à complexidade da evolução geológica do QF, foi definido um estudo de caso para caracterização geológica-geotécnica, estrutural e geomecânica de superfície para um talude operacional. Essa pesquisa contribui para a geologia de engenharia na mineração, pois permite correlacionar aspectos geomecânicos, estabilidade geotécnica, danos a taludes e modos de falhas associados às operações primárias da lavra.

Desta forma, foram abordados quatro tipos de classificação de maciços rochosos nessa pesquisa, sendo o principal método utilizado o *Rock Mass Rating – RMR*, de Bieniawski (1989 e 2011). O RMR considera as discontinuidades e suas características como os principais mecanismos de resistência do maciço. Além destes, foram abordados outros sistemas empíricos como o *Q* de Barton, Lien e Lunde (1974), *GSI* de Marinos e Hoek (2000) e o *Weak Rock* de Cella, Castro e Carter (2020).

Os sistemas de classificação de maciços rochosos não são completamente equivalentes entre si, porém há uma série de correlações que podem complementar e validar os dados e parâmetros resultantes do mapeamento geológico-geotécnico.

Na etapa de planejamento das operações de perfuração e do desmonte de rochas, o tipo de equipamento, as características do furo, a malha da perfuração e o tipo de explosivo são fatores que influenciam e devem ser levados em conta para o bom desempenho do plano de

fogo. A classificação da resistência das rochas, os tipos litológicos, a presença de água e as condições de fendas no maciço rochoso são parâmetros que devem ser observados para a seleção dos explosivos (Silva, 2011).

A apresentação e a organização estrutural dessa pesquisa foram concebidas de forma racional e estratégica, abrangendo todas as etapas de desenvolvimento, experimentação, aplicação e conclusões em cada fase da pesquisa. Ao longo do processo, buscou-se garantir a coerência e a consistência entre os objetivos propostos e os resultados alcançados, permitindo que as fases da pesquisa sejam não apenas compreendidas em seu contexto acadêmico, mas também aplicáveis em cenários reais.

Tendo em vista a importância deste estudo, foi realizado um experimento piloto em uma bancada operacional, nível 1340 metros, denominado TESTE-ABO-0, em que não foram levados em conta a realização do mapeamento geológico-geotécnico nesta fase da pesquisa. Nesse experimento buscou-se compreender e avaliar os resultados dos métodos convencionais praticados de forma rotineira nas operações primárias de perfuração e do desmonte de rochas.

Posteriormente, foram implementados os mapeamentos geológico-geotécnicos e estrutural para outra bancada operacional, nível 1320 metros. O experimento foi identificado por MAP-GEO-ABO-1 a fim de representar os potenciais ganhos, além de identificar e quantificar a otimização nos processos aplicáveis nestas operações.

As discussões e as conclusões desta pesquisa apresentam as análises e os resultados obtidos durante as operações da perfuração e do desmonte de rochas implementados na mina com a utilização do mapeamento geológico-geotécnico como base metodológica. Nessa seção, destacam-se as principais percepções obtidas da aplicação investigativa, contextualizando os dados encontrados com os objetivos específicos propostos.

Além disso, são discutidas as implicações dos resultados para a compreensão das condições geológicas e geotécnicas, bem como para o desenvolvimento de estratégias eficazes das operações primárias. Por fim, são apresentados os resultados analisados, destacando as contribuições da pesquisa para o avanço do conhecimento científico e suas aplicações práticas na indústria da mineração.

## **1.1 Justificativa**

Localizada na cidade de Nova Lima, Minas Gerais, a mina estudada como foco desta pesquisa tem por ‘*comodities*’ o minério de ferro. Sua característica distintiva é a complexidade geológico-geotécnica e estrutural com intercalações de rochas friáveis, hematita e itabirito



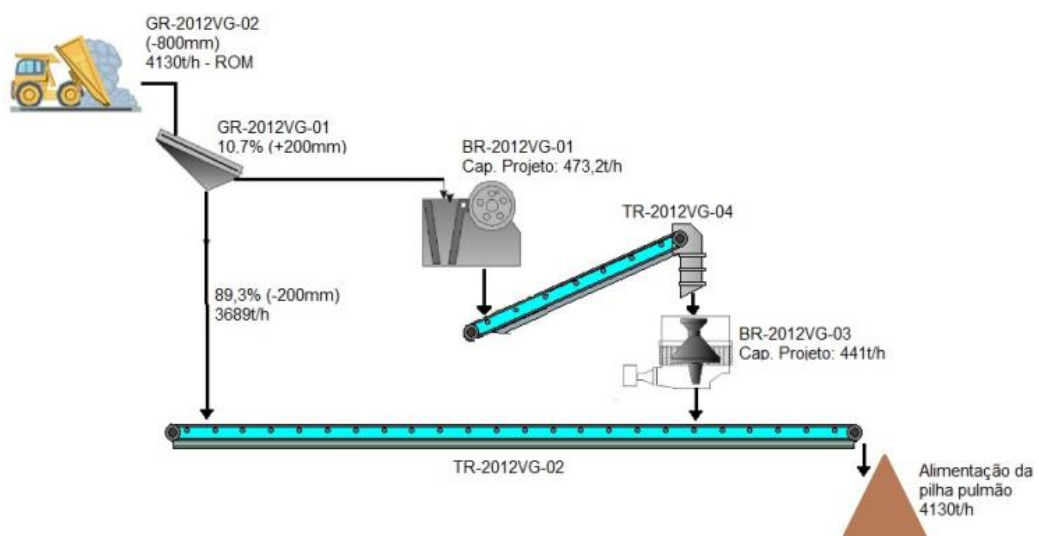
(HF/IF), e grandes corpos de rochas e matacões de alta dureza, hematita e itabirito compacto (HC/IC), dispersos na massa rochosa friável.

No ano de 2022, foram identificados nos estoques dispostos em forma de pilhas de produtos, grandes volumes de blocos e matacões de alta compactidade ( $> 150$  MPa), estes, oriundos das operações primárias do desmonte de rochas. As formas geométricas desses litotipos possuem variação entre blocos esferoidais e lamelares, ambos, possuindo frações granulométricas superiores à alimentação do sistema da britagem primária.

Após a etapa do desmonte de rochas, as metodologias convencionais muitas vezes resultam em uma fragmentação ineficiente do maciço rochoso, formando pilhas com blocos de grandes dimensões que não atendem às especificações nem ao desempenho operacional desejado. Além disso, intervenções adicionais, como o uso de equipamentos rompedores, tornam-se indispensáveis para adequar a fração granulométrica desses materiais, aumentando os custos e o tempo de execução das operações.

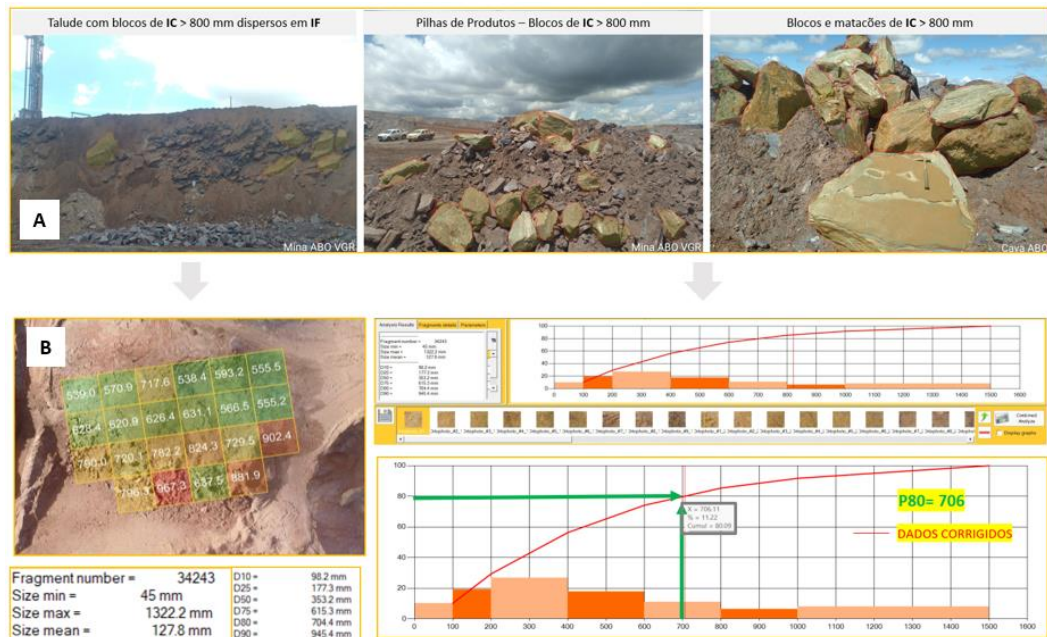
Nas Figuras 2 e 3, estão ilustrados, respectivamente, os cenários relacionados ao circuito de britagem primária; à identificação visual de blocos e matacões de grandes dimensões em taludes e pilhas de produtos (Figura 3A); e aos resultados das curvas granulométricas após a fragmentação do maciço, correspondente ao período (Figura 3B). Estes cenários evidenciam o problema de pesquisa, relacionado à ineficiência da fragmentação, a qual pode gerar impactos significativos na produção e na segurança operacional da mina.

Figura 2 - Circuito operacional de britagem primária da área de estudo



Fonte: Retirado de Ribeiro e Souza (2020).

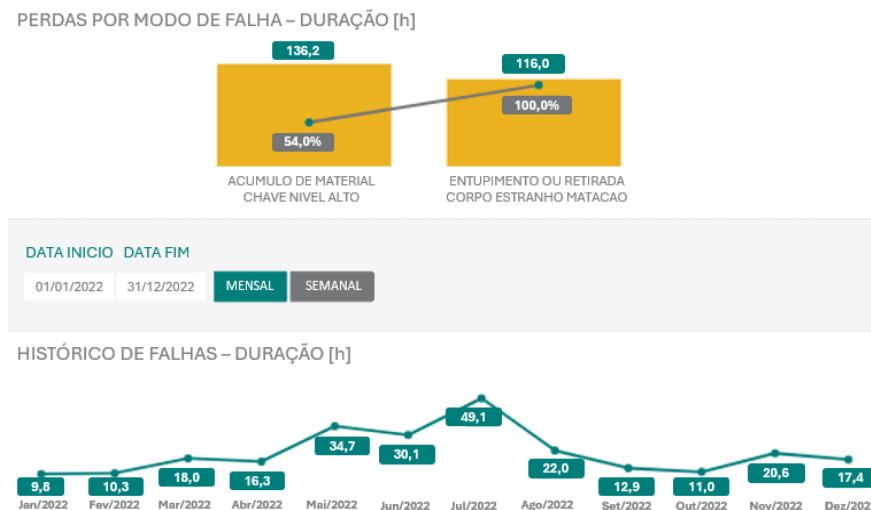
Figura 3 - Blocos e matacões (> 800 mm) (a); curvas granulométricas após o desmonte de rochas (b)



Fonte: DNA Blast (2022).

Outro importante impacto da ineficiência na fragmentação de maciços rochosos sobre a produtividade pode ser observado através da análise das interrupções no circuito de britagem. A Figura 4 ilustra os tempos de parada (em horas) analisados por modos de falha durante às operações de britagem ao longo do ano de 2022, destacando o total de 252,2 horas de paralisação causadas por entupimentos e matacões com dimensões superiores à fração granulométrica adequada, potencializando 1,04Mt de perda de produção.

Figura 4 - Tempo de parada (h) por modo de falha na britagem primária



Fonte: Acervo do autor (2022).

Além disso, a ineficiência nos processos destacados nestas operações pode acarretar instabilidades e danos geotécnicos aos taludes, comprometendo a integridade estrutural na cava. Estas instabilidades podem ser potencializadas pela distribuição inadequada de esforços gerado após o desmonte, resultando em zonas de tensão concentrada que favorecem o surgimento de fraturas e deslocamentos indesejados do maciço rochoso. A Figura 5 ilustra os aspectos relacionados à instabilidade geotécnica em taludes, causadas por estas operações.

Figura 5 - Instabilidades geotécnicas em taludes de cavas (área de estudo)



Fonte: Acervo do autor (2022).

A busca de uma solução para esses problemas é o que motiva o estudo. Entende-se que a aplicação do mapeamento geológico-geotécnico com enfoque na segurança e estabilidade de taludes na etapa primária da lavra pode dar suporte para otimizar as operações, essencialmente a perfuração e o desmonte de rochas, minimizando os problemas existentes.

## 1.2 Objetivos

O objetivo geral desta dissertação de mestrado consiste em realizar uma pesquisa para otimização nas operações da perfuração e desmonte de rochas, com enfoque na segurança e estabilidade de taludes através do mapeamento geológico-geotécnico por meio de um estudo de caso aplicado a taludes operacionais em uma mina do Quadrilátero Ferrífero.

Para alcançar o objetivo geral, o presente trabalho de pesquisa inclui os seguintes objetivos específicos:

- Realizar o mapeamento geológico-geotécnico e estrutural para um talude operacional, em nível de bancada (cota 1320 metros);

- Produzir a caracterização e classificação geomecânica da bancada operacional por meios dos sistemas de classificação de maciços rochosos *RMR* (2011), *Q* (1974), *GSI* (2000) e *WR* (2020);
- Elaborar os mapas temáticos geológico-geotécnicos da bancada operacional;
- Realizar as análises de estabilidade da bancada operacional em função da probabilidade de modo de falhas;
- Analisar a modelagem computacional e a execução de campo do desmonte de rochas em campo;
- Avaliar a influência do mapeamento geológico-geotécnico nas operações de perfuração e desmonte de rochas;
- Medir a otimização nas operações primárias da bancada operacional mapeada em relação ao teste piloto da bancada operacional 1340.

A hipótese deste trabalho propõe que a utilização de dados provenientes do mapeamento geológico-geotécnico e da classificação geomecânica do maciço rochoso anterior às operações de perfuração e desmonte de rochas desempenha um papel crucial na validação de um planejamento sistêmico.

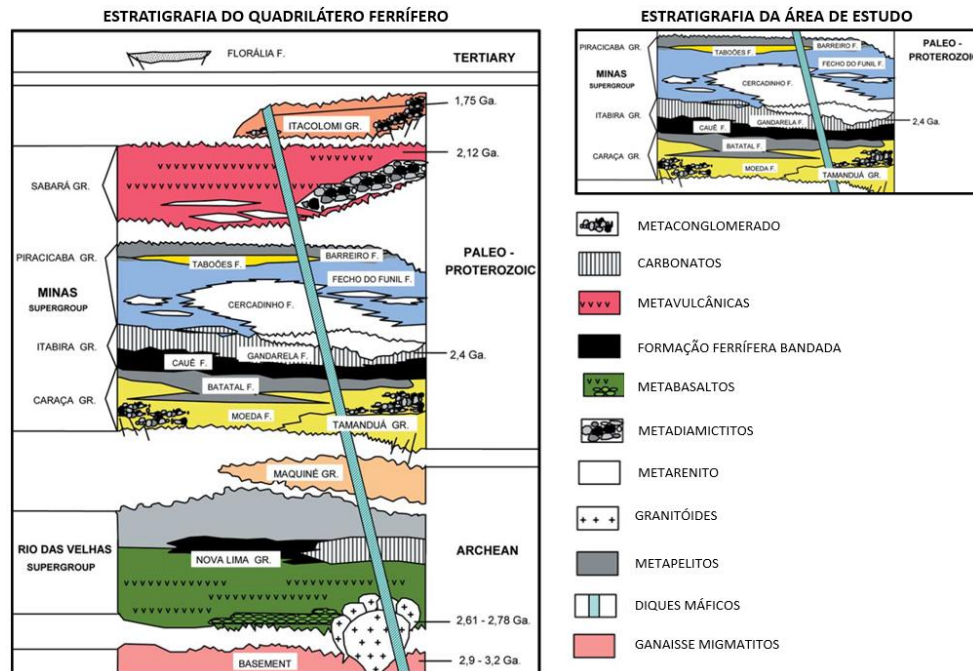
Os mapas temáticos baseados nas classificações de maciços rochosos fornecem informações cartográficas sobre o comportamento do grau de resistência, qualidade da rocha e condições das descontinuidades presentes no maciço rochoso, estabelecendo uma estreita relação com a otimização das operações primárias e, por conseguinte, promovendo melhorias na cadeia de valor *mine to mill* (“da mina para a usina”), de Hustrulid (1999).

Diante da necessidade de uma análise mais detalhada de dados de entrada para a modelagem computacional do plano de fogo, propõe-se o mapeamento geológico-geotécnico como uma solução para aprimorar o processo operacional na fase primária da lavra. Esse mapeamento considera o contexto geológico-geotécnico local da área de estudo, bem como os parâmetros utilizados no plano de fogo, a segurança, estabilidade geotécnica e os modos de falhas em taludes, garantindo previsibilidade e otimização sustentável das operações mencionadas.





Figura 7 - Coluna estratigráfica do QF com ênfase para a área de estudo



Fonte: Adaptado de Alkmim e Noce (2006).

A mina objeto do estudo situa-se na unidade geológica do Supergrupo Minas (SGM). Está localizada no flanco invertido do Sinclinal Moeda, porção central das serras do distrito de Nova Lima, Minas Gerais, e suas litologias mapeadas fazem parte do SGM - QF. Em seu depósito de minério de ferro, podem ser encontradas rochas do Grupo Itabira, envolvidas por rochas do Grupo Piracicaba e Grupo Caraça, ambos pertencentes à sequência basal do SGM. Dessa maneira, neste estudo serão abordadas apenas as rochas pertencentes aos grupos do SGM.

O SGM, divide-se em grupos estratigráficos, da base para o topo: Caraça, Itabira e Piracicaba. Nas suas unidades mais antigas, os Grupos Tamanduí e Caraça, foram constituídos por depósitos aluviais e eólicos subordinados, e representam sedimentos que se acumularam durante a fase inicial de subsidência mecânica de uma bacia de margem passiva (Alkmim; Noce, 2006).

O Grupo Caraça apresenta-se na base a Formação Moeda, constituída por quartzitos, filitos e níveis conglomeráticos na porção basal. Essa formação transiciona para a Formação Batatal em que predominam filitos, principalmente, por formações ferríferas bandadas, metacherts, filitos grafitosos e mármore dolomíticos (Dorr, 1969).

O Grupo Itabira é constituído por um pacote de rochas metassedimentares marinhas e representa o registro integral da bacia de margem passiva (Dorr, 1969). Inicia-se pela Formação Cauê, composta por formações ferríferas bandadas do tipo lago superior, incluindo, itabiritos, mármore dolomíticos, filitos e corpos supergênicos de ferro de alto teor (Alkmim; Noce, 2006).

A Formação Gandarela é composta predominantemente por dolomitos. Na unidade basal do Grupo Piracicaba, Formação Cercadinho, é caracterizada pela alternância de quartzitos ferruginosos e filitos prateados (Alkmim; Marshak, 1998).

A Formação Fecho do Funil é constituída por dolomitos, xistos sericiticos e metaconglomerados, sobrepostos por filitos, filitos dolomíticos, metassiltitos, dolomitos quartzosos e argilosos. As formações Taboões e Barreiro são constituídas, respectivamente, por ortoquartzitos e filitos grafitosos, de ocorrência restrita. As unidades superiores do Grupo Piracicaba e Grupo Sabará são constituídas por clorita xistos, filitos, metagrauvacas, metatufos, metaconglomerados, quartzitos e formação ferrífera (Dorr *et al.*, 1957).

### 2.1.2 Arcabouço Tectônico e Estrutural do Quadrilátero Ferrífero – QF

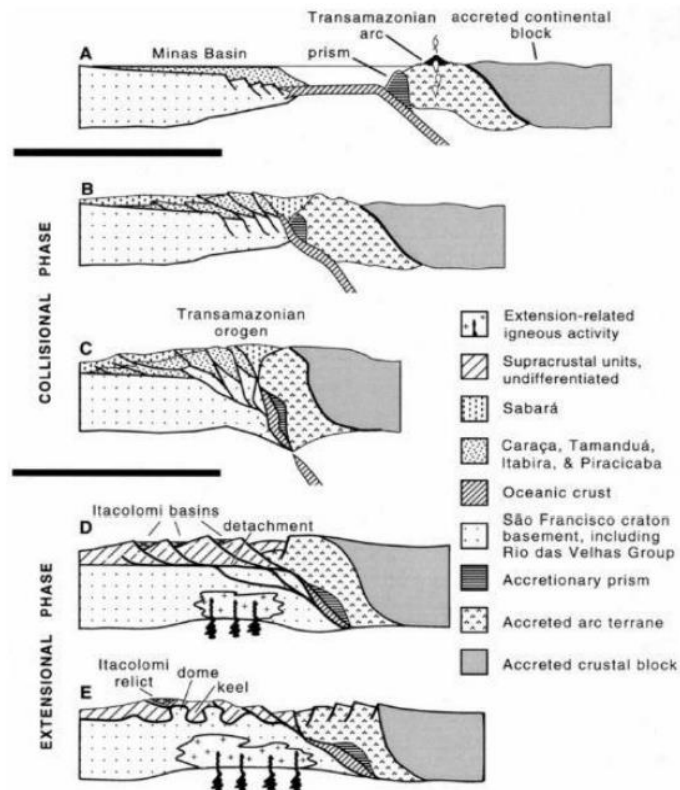
Estudos realizados por diversos pesquisadores, como Dorr (1969), Marshak e Alkmim (1989), Chemale Jr. *et al.* (1994) e Alkmim e Marshak (1998), sintetizados por Alkmim e Noce (2006), demonstraram que o Supergrupo Minas experimentou uma história tectônica polifásica, resultando em formas estruturais localmente muito complexas. Segundo esses autores, com ênfase para os estudos de Alkmim e Marshak (1998), foram reconhecidas fases cinemáticas principais que afetaram as rochas do SGM, sendo:

- Evolução do QF para bacia de margem passiva por evento extensional (~2,4 Ga);
- Deformação com vergência NNW e dobramento associado, que representa o desenvolvimento do cinturão de dobramento e empuxo frontal de um orógeno colisional (~2,1 Ga);
- Formação de domos e quilhas no QF associadas de rochas supracrustais durante o colapso extensional do orógeno transamazônico, imediatamente após 2,1Ga;
- Intrusão de diques de diabásios no QF (rifteamento espinhaço) (~1.75 Ga);
- Evento deformacional Brasileiro (~1,45 Ga). Formação de um cinturão de cavalgamentos com vergência para oeste; reativação de zonas de cisalhamento pre-existent;

A Figura 8 ilustra a configuração pré-transamazônica (A), na qual o SGM representa a porção da plataforma continental de margem passiva. Em seguida, ocorre a colisão inicial entre o arco Transamazônico e um bloco continental, resultando na deposição do Grupo Sabará, uma bacia do tipo *foreland*, que se espalha pelo interior do CSF (B). O estágio final dessa colisão é marcado pela deformação do Grupo Sabará (C).

A fase extensional subsequente é caracterizada pelo desenvolvimento das cordilheiras metamórficas, separadas por núcleos complexos (D). Além disso, há um processo de extensão e aquecimento da crosta, levando à evolução do cinturão para uma província do tipo domo e quilha, representando de forma eficaz a boudinagem em escala crustal (E).

Figura 8 - Modelo da evolução tectônica do QF, antes e durante a orogenia Transamazônica

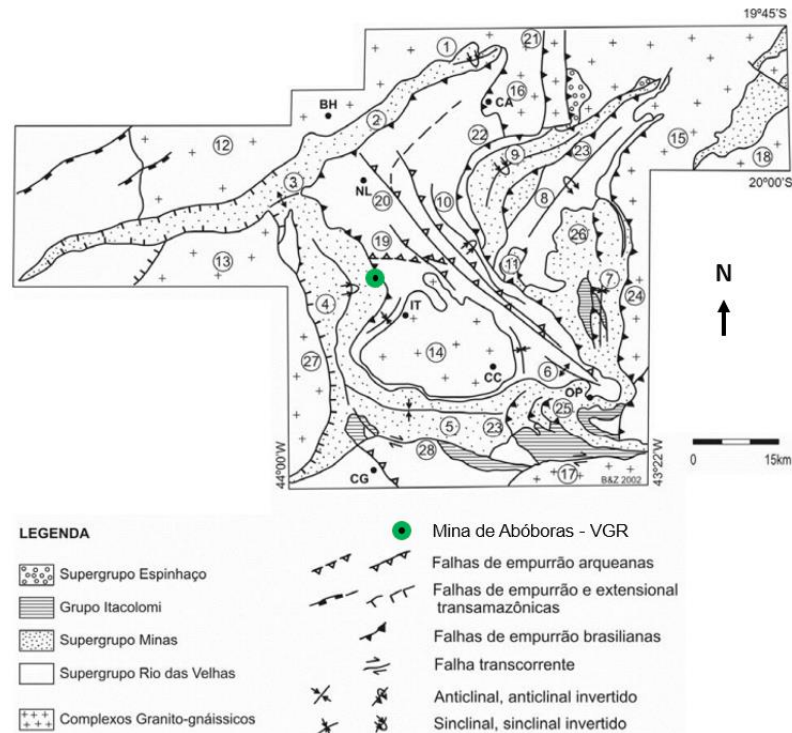


Fonte: Reproduzido de Alkmim e Marshak (1998).

A estruturação do QF, formada por domos e quilhas, está localizada na porção sudeste do CSF. Os domos são constituídos pelas rochas do embasamento arqueano, incluindo granito-gnaisses e migmatitos dos Complexos Bação, Caeté e Bonfim. As quilhas, por sua vez, são formadas por rochas do SGRV e do SGM. Além disso, essas estruturas são caracterizadas por megadobras sinclinais e por uma configuração homoclinal no QF. A Figura 9 ilustra o mapa do arcabouço estrutural simplificado do Quadrilátero Ferrífero.



Figura 9 - Mapa do arcabouço estrutural do Quadrilátero Ferrífero



1 - Sinclinal Piedade; 2 - Homoclinal Serra do Curral; 3 - Anticlinal Serra do Curral; 4 - Sinclinal Moeda; 5 - Sinclinal Dom Bosco; 6 - Anticlinal de Mariana; 7 - Sinclinal Santa Rita; 8 - Anticlinal Conceição; 9 - Sinclinal Gandarela; 10 - Sinclinal Vargem do Lima; 11 - Sinclinal Ouro Fino. Complexos Granitos-Gnáissicos: 12 - Belo Horizonte; 13 - Bomfim; 14 - Bação; 15 - Santa Bárbara; 16 - Caeté; 17 - Santo Antônio do Pirapetinga; 18 - Mantiqueira. Falhas: 19 - Bem-Te-Vi; 20 - São Vicente; 21 - Sistema de Empurrões Córrego do Garimpo; 22 - Falha das Cambotas; 23 - Fundão; 24 - Água Quente; 25 - Sistema Empurrões do Sinclinal Dom Bosco; 26 - Sistema Empurrões da Serra do Caraça; 27 - Zona de cisalhamento extensional Moeda-Bomfim; 28 - Falha transcorrente do Engenho. Cidades: BH - Belo Horizonte; CC - Cachoeira do Campo; IT - Itabirito; NL - Nova Lima; CA - Caeté; CG - Congonhas; OP - Ouro Preto.

Fonte: Adaptado de Baltazar e Zuchetti (2005).

### 2.1.3 Contexto Geológico e Estrutural da Área de Estudo

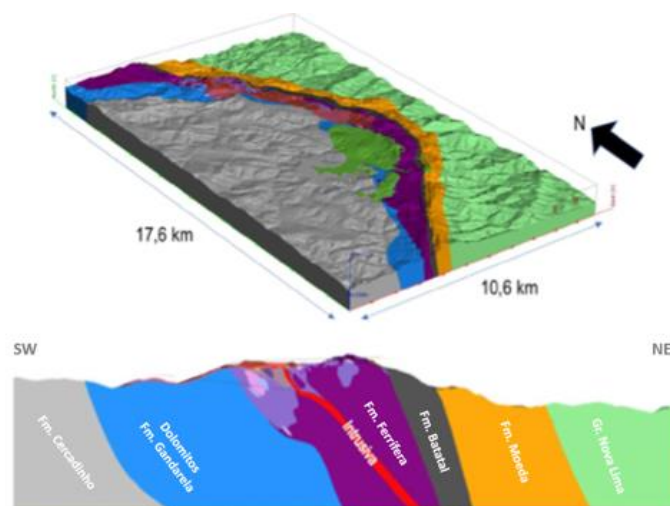
O empilhamento das unidades estratigráficas na área de estudo ocorre de forma invertida, correspondendo à aba leste do Sinclinal Moeda no Quadrilátero Ferrífero - QF. Essa estrutura tem seu flanco leste inclinado em direção aproximada de N 20° W, com leve inflexão para Norte em direção a WNW e mergulho das camadas entre 50° a 60° para o Nordeste. Além disso, é cortada por uma zona de cisalhamento reversa dextral chamada falha de Abóboras, com orientação NE-SW. Na Figura 10 é ilustrado o mapa geológico da área de estudo.



A Formação Gandarela está representada por dolomitos brancos, podendo conter níveis ferruginosos. O contato do Grupo Itabira associa-se às rochas metassedimentares pelíticas mapeadas na região da mina, formadas por filitos esbranquiçados a amarelados, correspondente à Formação Cercadinho do Grupo Piracicaba.

A rocha intrusiva mapeada na mina é marcada pelo alto grau de alteração e apresenta coloração ocre e tons avermelhados. A estruturação geral da área de estudo apresenta-se com orientação preferencial NNW-SSE e a direção do mergulho com inclinação de ângulo médio entre 60° e 70° (Figura 11).

Figura 11 - Estruturação do contexto geológico da área de estudo



Fonte: Acervo do autor (2022).

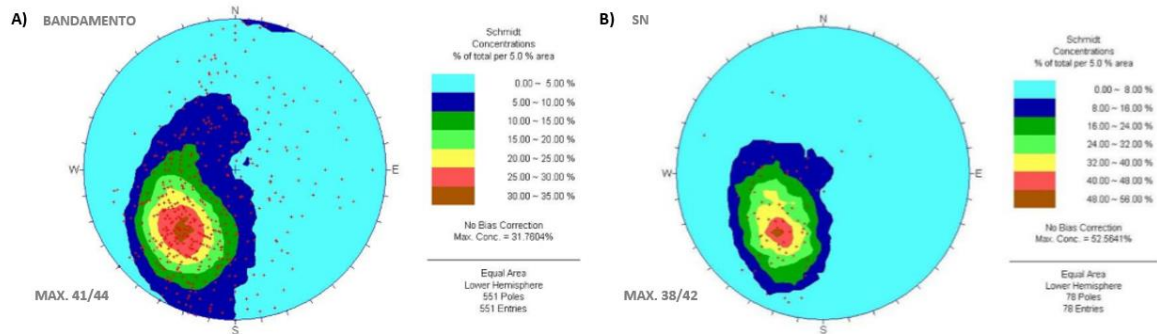
No ano de 2021 profissionais da empresa WALM ENGENHARIA realizaram um mapeamento geológico-geotécnico de superfície voltado à caracterização preliminar das condições geomecânicas da mina de estudo. Os dados gerados nessa etapa constituíram uma base essencial para as análises realizadas no contexto desta dissertação.

Os resultados deste mapeamento apresentaram como ponto de vista estrutural, em que as camadas litoestratigráficas são marcadas pelo bandamento composicional, de direção NW-SE, com predominância de mergulhos moderados para NE e máximo modal de 041/44. A segunda estrutura observada é caracterizada pela xistosidade, que ocorre de forma paralela ao acamamento sedimentar, com máximo modal em 038/42, conforme as projeções estereográficas ilustradas na Figura 12.

Outras duas estruturas planares persistentes e importantes, do ponto de vista geológico-geotécnico, são observadas na área de estudo, constituindo-se por planos de juntas. O primeiro conjunto de juntas (J1) apresenta direção NE-SW e mergulho íngreme para SE, com máximo

modal em 160/74. O segundo conjunto de juntas (J2) apresenta direção N-S e mergulho moderado para W, com máximo modal em 270/47.

Figura 12 - Projeção estereográfica das estruturas mapeadas na área de estudo



Fonte: WALM ENGENHARIA (2021).

Do ponto de vista hidrogeológico, a Unidade Aquífera do Cauê representa o principal aquífero da área de estudo. Na estratigrafia da área, encontram-se os aquicludes Batatal (Filitos) e Gandarela (Dolomitos), ainda recobertos por formações superficiais lateríticas. Lateralmente, essa unidade apresenta-se compartimentada por diques básicos, que se comportam como barreiras hidráulicas, quando compactos.

O aquífero Cauê é formado por itabiritos e hematitas, do tipo livre a confinado, sendo heterogêneo e anisotrópico. Há uma elevada heterogeneidade e anisotropia que é atribuída à presença de corpos de minério friável de enriquecimento supergênico e hematitas compactas que apresentam elevadas capacidades de armazenamento, quando fraturadas. Essa condição ocorre de forma intercalada nos itabiritos da Formação Cauê.

No aspecto geral, os níveis de água monitorados na área de estudo, inserida na Unidade do Aquífero Cauê, apresentam-se relativamente profundos. Durante o período dessa pesquisa, o nível de água monitorado resultou em profundidades superiores a 100 metros. Dessa maneira, o parâmetro, isto é, as condições de água subterrânea no maciço rochoso, não representaram uma depreciação para as condições operacionais e geotécnicas.

## 2.2 Classificação Geomecânica

A classificação geomecânica de um maciço rochoso é realizada por meio do mapeamento geológico-geotécnico. Tem por finalidade estudar e definir sua aplicabilidade às obras de engenharia, processos de mineração a céu aberto ou subterrâneo, estudos para estabilidade de taludes, além da setorização de rochas por grupos e características similares.

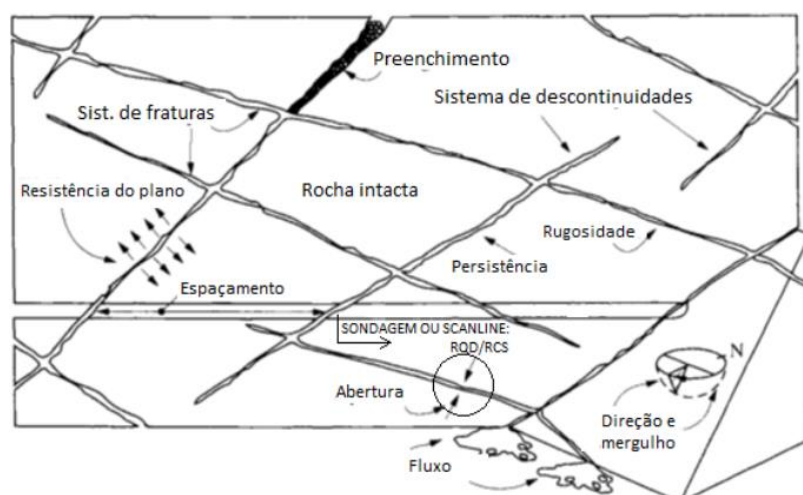
Diversas metodologias para classificação de maciços rochosos foram inseridas na literatura geotécnica, a princípio, estudos desenvolvidos para a abertura de túneis no século XIX para obras subterrâneas. O método definido por Terzaghi (1946 *apud* Hoek, 2000) para abertura de túneis suportados por arcos metálicos considera as obras com escavações em rochas, abordagens por observação, analíticas e empíricas. Hoek, Kaiser e Bowden (1995) recomendam a utilização, no mínimo, de dois métodos combinados durante as fases iniciais de um projeto devido à heterogeneidade e distinção dos parâmetros do maciço.

A classificação de maneira técnica de um maciço rochoso possibilita identificar o material, a estrutura e a influência do comportamento geomecânico, que pode ocorrer no maciço em função da solicitação mecânica das rochas. Os modelos dessas classificações geomecânicas servem para quantificar os parâmetros mais importantes e que influenciam diretamente no comportamento do maciço (Yagis; Cheema, 1998).

De acordo com a ISRM (2007) o maciço rochoso é definido como um conjunto de blocos de material de rocha, caracterizado pela interseção de um conjunto denominado famílias, de superfícies subparalelas, ou mais ou menos planares, de uma origem geológica qualquer, a exemplo de juntas, fraturas, falhas, estratificações, clivagens, lineamentos, designadas por descontinuidades. Na Figura 13 são representadas as características constituintes das descontinuidades.

Considerando a resistência para maciços rochosos fraturados, Barton e Choubey (1990) destacam os parâmetros como o *JRC* (*Joint Roughness Coefficient* - índice de rugosidade) e o *JCS* (*Joint Compressive Strength* - resistência das superfícies das descontinuidades) fundamentais para compreensão do comportamento mecânico das juntas em relação à resistência ao cisalhamento das descontinuidades.

Figura 13 - Características das descontinuidades de um maciço rochoso

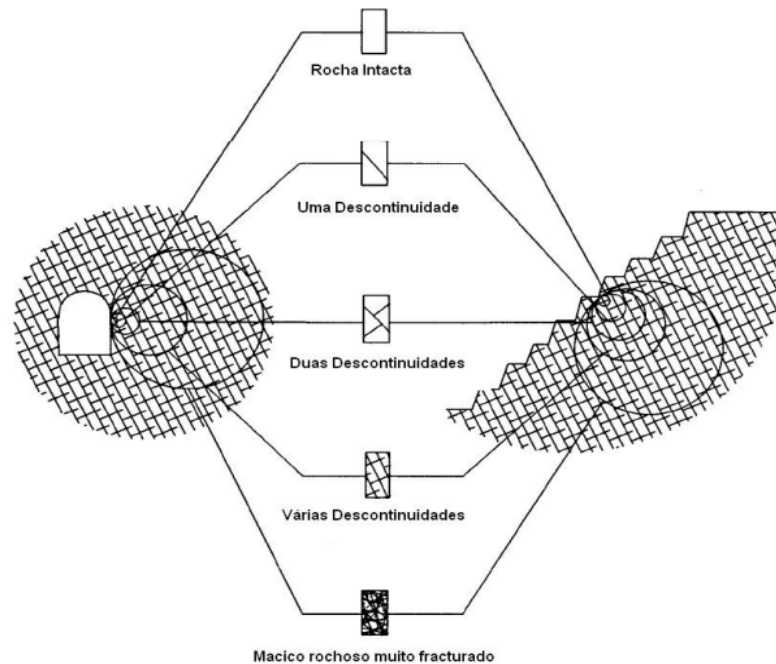


Fonte: Adaptado de ISRM (2007).



Desta forma, a depender do número de descontinuidades, os parâmetros de um maciço rochoso (Hoek, 1983) podem ser avaliados segundo o seu ‘efeito escala’, em que se considera somente a área de interesse. Essa importância deve-se à escala de transição da rocha intacta para um maciço rochoso fraturado em função do aumento gradativo da escala de observação (Figura 14).

Figura 14 - Efeito escala de transição entre a rocha intacta e o maciço rochoso fraturado



Fonte: Hoek (1983).

Como os maciços rochosos são predominantemente constituídos por litologias heterogêneas, Vallejo *et al.* (2002) abordam a classificação geomecânica como uma metodologia para obtenção de zonas de classes dos maciços. Para condições de uma mesma formação geológica e comportamento geomecânico, as descontinuidades podem denotar características consideráveis de espaçamentos, o que pode implicar em uma subdivisão de zonas do maciço rochoso.

A classificação de um maciço rochoso é definida através da observação direta de campo por meio do mapeamento geológico-geotécnico, ensaios de campo e laboratórios, investigações por sondagem e sistemas de modelagem computacional. Valores e pesos são atribuídos às propriedades geomecânicas através das orientações pelo método utilizado, que torna possível determinar a qualidade e a resistência geomecânica do maciço.

Nesse estudo de caso, foram abordados quatro métodos de classificação de maciços rochosos e suas respectivas correlações, quando aplicáveis, sendo:

- Método *Rock Mass Rating* (RMR), Bieniawski (1989, 2011);
- Método de Classificação *Rock Mass Quality* (Q), Barton, Lien e Lunde (1974);
- Método de Classificação *Geological Strength Index* (GSI), Marinos e Hoek (2000);
- Método de Classificação *Weak Rock* (WR), Cella, Castro e Carter (2020).

### 2.2.1 Classificação de Maciços Rochosos – Sistema RMR

A primeira proposta de classificação de maciço rochoso pelo método RMR, foi publicada por Bieniawski em 1973, com atualizações em 1976, 1979, 1984 e 1989 (Vallejo *et al*, 2002). Em 2011, novas atualizações foram publicadas em relação à orientação das descontinuidades e suas principais características.

O parâmetro relacionado à orientação das descontinuidades foi atualizado inicialmente por Bieniawski em 1989, com o objetivo de realizar uma correção ao somatório dos pesos atribuídos nos cinco primeiros parâmetros do RMR. Ressalta-se que a nota de peso ajustada neste parâmetro é aplicada de forma qualitativa para o maciço rochoso.

As principais diferenças entre os sistemas RMR (2011) em relação ao RMR (1989), ambos, determinados para essa pesquisa, referem-se às atualizações em que foram ajustadas as notas de pesos para os parâmetros de resistência da rocha intacta, qualidade da rocha e o espaçamento das descontinuidades.

A classificação geomecânica através do RMR é realizada pela caracterização de seis principais parâmetros geológico-geotécnicos, considerados de maior relevância no comportamento do maciço rochoso (Bieniawski, 1989). Para cada parâmetro, são atribuídos pesos de referência, de acordo com a faixa em que foram classificados. Ao somatório final, é calculado um índice RMR, com variação entre 0 e 100, para determinar a classe do maciço rochoso (Tabela 1), dada pela equação (1):

$$RMR = \sum (\text{pesos}) \quad (1)$$

Tabela 1 - Classes de maciços rochosos

| RMR      |                       |
|----------|-----------------------|
| FAIXAS   | CLASSES               |
| 81 - 100 | I - Maciço Muito Bom  |
| 61 - 80  | II - Maciço Bom       |
| 41 - 60  | III - Maciço Regular  |
| 21 - 40  | IV - Maciço Ruim      |
| 0 - 20   | V - Maciço Muito Ruim |

Fonte: Bieniawski (1989).

Nas Tabelas 2 e 3, estão ilustrados os valores e as notas de peso atribuídos para os seis parâmetros mais significativos das descontinuidades presentes no maciço, evidenciando a sistemática do sistema RMR. A caracterização e a classificação geomecânica é obtida em função do peso total resultante que determina a sua classe geomecânica.

Tabela 2 - Sistema de classificação RMR (2011)

| Classificação Rock Mass Rating - RMR |                     |              |                    |                     |              |             |     |
|--------------------------------------|---------------------|--------------|--------------------|---------------------|--------------|-------------|-----|
| Resistência da rocha intacta         | UCS (Mpa)           | >250         | 100-250            | 50-100              | 25-50        | 10-25       | <10 |
|                                      | Nota                | 15           | 12                 | 7                   | 4            | 2           | 0   |
| Qualidade da rocha                   | RQD (%)             | 90-100       | 75-90              | 50-75               | 25-50        | <25         |     |
|                                      | Nota                | 20           | 17                 | 13                  | 8            | 0           |     |
| Descontinuidades                     | Espaçamento         | >2m          | 0,6-2m             | 200-600mm           | 60-200mm     | <60mm       |     |
|                                      | Valores ponderais   | 20           | 15                 | 10                  | 8            | 0           |     |
|                                      | Persistência        | <1m          | 1-3m               | 3-10m               | 10-20m       | >20m        |     |
|                                      | Valores ponderais   | 6            | 4                  | 2                   | 1            | 0           |     |
|                                      | Abertura            | 0            | <0,1mm             | 0,1-1mm             | 1-5mm        | >5mm        |     |
| Condição das descontinuidades        | Valores ponderais   | 6            | 5                  | 4                   | 1            | 0           |     |
|                                      | Rugosidade          | Muito Rugoso | Rugoso             | Ligeiramente rugoso | Ondulada     | Suave       |     |
|                                      | Valores ponderais   | 6            | 5                  | 3                   | 2            | 0           |     |
|                                      | Preenchimento       | Nenhum       | Duro (<5mm)        | Duro (>5mm)         | Mole (<5mm)  | Mole (>5mm) |     |
|                                      | Valores ponderais   | 6            | 4                  | 2                   | 2            | 0           |     |
| Presença de água                     | Alteração           | Nenhuma      | Levemente          | Moderada            | Muito        | Decomposta  |     |
|                                      | Valores ponderais   | 6            | 5                  | 3                   | 1            | 0           |     |
|                                      | Condições do maciço | Seco         | Ligeiramente úmido | Úmido               | Escorrimento | Fluxo       |     |
|                                      | Valores ponderais   | 15           | 10                 | 7                   | 4            | 0           |     |
| Classe                               |                     | Muito Bom    | Bom                | Regular             | Ruim         | Muito Ruim  |     |
| Rock Mass Rating                     |                     | 100-81       | 80-61              | 60-41               | 40-21        | 20-0        |     |

Fonte: Adaptado de Bieniawski (2011).



Tabela 3 - RMR (2011) corrigido pela orientação das descontinuidades

| RMR Corrigido pela Orientação das Descontinuidades |                                  |                 |           |          |              |                    |
|----------------------------------------------------|----------------------------------|-----------------|-----------|----------|--------------|--------------------|
| Orientação das descontinuidades                    | Direção e Orientação de mergulho | Muito Favorável | Favorável | Razoável | Desfavorável | Muito desfavorável |
|                                                    | Túneis/minas                     | 0               | -2        | -5       | -10          | -12                |
|                                                    | Nota Fundações                   | 0               | -2        | -7       | -15          | -25                |
|                                                    | Taludes                          | 0               | -6        | -25      | -50          | -60                |

Fonte: Adaptado de Bieniawski (2011).

### 2.2.1.1 Resistência à Compressão Uniaxial da Rocha Intacta

O parâmetro de resistência à compressão uniaxial (UCS) da matriz rochosa intacta ou das descontinuidades é comumente determinado através de ensaios em amostras coletadas de campo, estas, indeformadas e representativas do maciço rochoso. As amostras devem obedecer aos tamanhos e diâmetros estabelecidos em procedimentos como o *ISRM* (2007) e a *ASTM*. Os testes mais comuns para determinar o UCS são realizados por meio do ensaio de compressão uniaxial, triaxial, tração, cisalhamento direto, entre outros, em prensas para testes em rochas.

O ensaio de resistência à compressão uniaxial, propriamente dito, é realizado em laboratório e permite estudar o comportamento das rochas, que integram o maciço rochoso, quando submetidas a uma compressão simples. O resultado é determinado quando a tensão cisalhante ( $\sigma_c$ ) provoca a ruptura da amostra.

Porém, os valores de UCS podem ser estimados por ensaios, como o teste de carga pontual, realizado em amostras de rocha intacta, *in situ* ou em laboratório; também podem ser executados em condições de campo, com a utilização do martelo de *Schmidt*, equipamento utilizado para os ensaios nessa pesquisa, cujo objetivo é correlacionar os valores do grau de dureza da rocha, ambos apresentados na Tabela 4. Dessa maneira, neste estudo será abordado com enfoque apenas o método utilizado, o martelo de Schmidt.

Tabela 4 - Ensaios de carga pontual e martelo de Schmidt para estimar o UCS

| ENSAIO                    | APLICAÇÃO                                              | DESCRIÇÃO                                                                                        | CARACTERÍSTICAS                                                                          | RESULTADOS                                                               |
|---------------------------|--------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------|
| <b>CARGA PONTUAL</b>      | Amostras de rochas.                                    | Valor da ruptura de uma amostra através da compressão por duas ponteiros de aço.                 | Ensaios em testemunhos de sondagem ou fragmentos de rochas.                              | Resistência à carga pontual; Resistência à compressão uniaxial.          |
| <b>MARTELO DE SCHMIDT</b> | Maciço Rochoso ( <i>in situ</i> ); Amostras de rochas. | Valor da pressão no maciço rochoso ou amostra de rocha ensaiada na escala do martelo de Schmidt. | Ensaios na rocha intacta, descontinuidades, amostras de sondagem e fragmentos de rochas. | Valor da dureza na escala de Schmidt; Resistência à compressão uniaxial. |

Fonte: Adaptado de ISRM (2008).

Outra forma de se obter o valor estimado de UCS pode ser observado no Quadro 1, que ilustra uma série de características obtidas do mapeamento geológico-geotécnico por meio da avaliação de campo. O modelo foi adaptado para realizar o ensaio através do golpe com o martelo petrográfico contra a rocha ensaiada. Esse processo tem por finalidade correlacionar os resultados obtidos *in situ* com o índice de resistência da rocha intacta ou das paredes das descontinuidades (Franca; Costa; Stacey, 2018).

Quadro 1 - Avaliação com o golpe do martelo para estimar o valor UCS do maciço rochoso

| ÍNDICE DE RESISTÊNCIA  | DESCRIÇÃO               |                       | UCS (Mpa) | AVALIAÇÃO DE CAMPO                       |                       |                               |                          |                       |                                                                              | OBSERVAÇÕES                                                                                                                                                   |
|------------------------|-------------------------|-----------------------|-----------|------------------------------------------|-----------------------|-------------------------------|--------------------------|-----------------------|------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
|                        |                         |                       |           | MARTELO                                  | RISCO COM O RISCADOR¹ | QUEDA COM A PONTA DO RISCADOR | RASPAGEM COM O RISCADOR¹ | RISCO COM A UNHA      | PRESSÃO MANUAL                                                               |                                                                                                                                                               |
| R6                     | Extremamente resistente |                       | >250      | Lascada                                  | -                     | -                             | -                        | -                     | -                                                                            | Somente lasca com vários golpes de martelo. Fragmentos com bordas cortantes. Impenetrável por lâmina de aço/riscador.                                         |
| R5                     | Muito resistente        |                       | 100-250   | Quebra com dificuldade com vários golpes | -                     | -                             | -                        | -                     | -                                                                            | Quebra com dificuldade com vários golpes de martelo. Não riscável por lâmina de aço/riscador.                                                                 |
| R4                     | Resistente              |                       | 50-100    | Quebra com vários golpes                 | Risco Superficial     | -                             | -                        | -                     | -                                                                            | Quebra com vários golpes de martelo. Lâmina de aço/riscador dificilmente provoca sulcos.                                                                      |
| R3 (Concreto Especial) | Medianamente resistente |                       | 25-50     | Quebra com dificuldade e com um golpe    |                       | Raspa com muita dificuldade   | -                        | -                     | -                                                                            | Quebra com dificuldade a um golpe do martelo. As bordas do fragmento não podem ser quebradas por pressão manual. Lâmina de aço/riscador provoca sulcos rasos. |
| R2                     | R2' (Concreto)          | Pouco resistente      | 10-25     | Quebra com um golpe                      | Risca                 |                               | Ponto pequeno            | Raspa com dificuldade | -                                                                            | -                                                                                                                                                             |
|                        | R2' (Solo-Cimento)      | Branda                | 5-10      | Fragmenta com um golpe                   |                       | Ponto grande                  | Produz pó                | Risco superficial     | -                                                                            | Fragmenta com um golpe do martelo. Facilmente penetrável por lâmina de aço/riscador.                                                                          |
| R1                     | R1' (Tijolo)            | Muito branda superior | 3-5       | Desagrega                                | Risca fundo           | Facilmente produz muito pó    | Risca                    | Quebra pontualmente   | Fragmenta com um golpe do martelo. A lâmina de aço provoca sulcos profundos. |                                                                                                                                                               |
|                        | R1' (Saprólito)         | Muito branda inferior | 1-3       |                                          | Corta (Separa)        | Penetra                       | Descasca entalha         | Penetra               | Quebra as bordas                                                             | Desagrega ao golpe do martelo. Desagrega sob pressão manual.                                                                                                  |
| R0 (Saprólito)         | Extremamente branda     |                       | 0.25-1    | -                                        | -                     | Penetra                       | -                        | Corta                 | Desagrega                                                                    | Desagrega facilmente sob pressão manual.                                                                                                                      |

Fonte: Adaptado da ISRM (1981) pela empresa BVP (2012 *apud* Franca; Costa; Stacey, 2018).

- Ensaio com o martelo de Schmidt

O ensaio com o martelo de *Schmidt* foi o método definido para os ensaios de campo desta pesquisa. Com objetivo de fornecer um valor numérico do coeficiente de velocidade (Q), no caso do aparelho digital, o resultado deste ensaio pode ser correlacionável com a dureza do material ensaiado. O martelo de *Schmidt* possui uma mola acoplada a um pistão, que é solta quando o êmbolo é pressionado contra uma superfície (Figura 15A). Nesse disparo, uma massa é lançada contra o êmbolo e provoca um impacto na superfície ensaiada (Figura 15B).

Parte da energia desse impacto é absorvida pela superfície por deformação elástica e outra parte é transformada em energia. Nos aparelhos digitais, essa energia é medida na

forma da diferença de velocidade antes e após o impacto, daí o coeficiente de velocidade (Q) ao invés de coeficiente de rebote (R) dos equipamentos analógicos.

A diferença de velocidade (Q) pode ser relacionada com a resistência do material a partir da sua dureza superficial; quanto maior a dureza, maior o coeficiente de rebote de velocidade. Desta forma, pode-se determinar a resistência à compressão uniaxial (UCS) por meio das correlações do ábaco de Miller de 1965 (Figura 16), citado por Hoek e Bray (1981), ou da equação 2, citada por Barton e Choubey (1977).

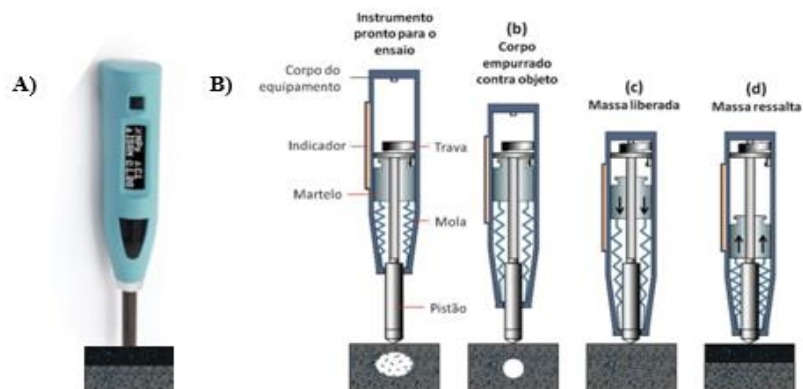
$$\log_{10}(\sigma_c) = 0.00088\gamma_d R_L + 1.01 \quad (2)$$

$\sigma_c$  = Resistência não confinada à compressão na superfície (MN/m<sup>2</sup>);

$\gamma_d$  = Peso específico seco (KN/m<sup>3</sup>);

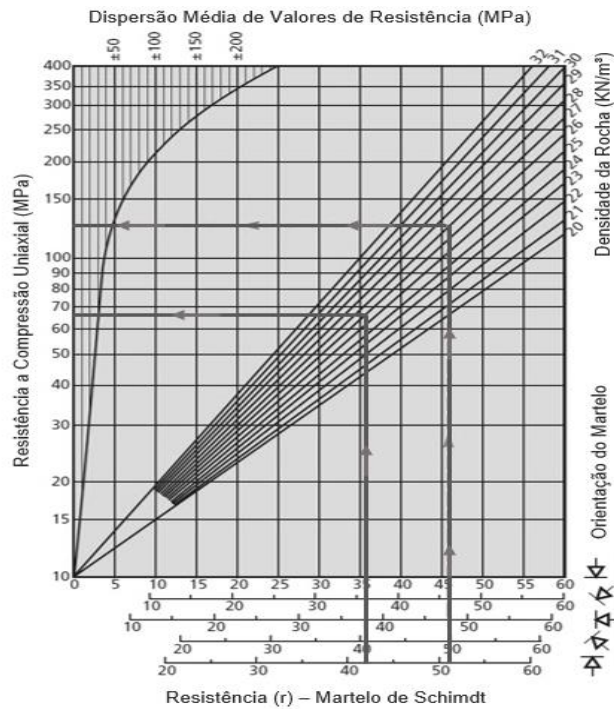
$R_L$  = Número resultante do rebote do martelo ou esclerômetro de *Schmidt*.

Figura 15 - Martelo de Schmidt Digital (a); esquema interno do martelo (b)



Fonte: PROCEQ (2022).

Figura 16 - Ábaco de Miller - Resistência (r) x Compressão Uniaxial (MPa)



Fonte: Adaptado de Hoek e Bray (1981).

Na literatura geotécnica, citada por Marinos e Hoek (2000) e Aydin e Basu (2005), há uma diversidade de autores que discorrem a respeito de equações formuladas para correlação entre ensaios de carga pontual, UCS e o coeficiente de velocidade (Q) ou número de rebote (R) do martelo *Schmidt* para diferentes tipos litológicos. Não obstante, foi observada, para essas correlações, a ausência de ensaios para litotipos metamórficos, como as formações ferríferas. Os Quadros 2 e 3 ilustram, respectivamente, os resultados obtidos e publicados destes estudos.

Quadro 2 - Comparativo entre testes de carga pontual e resistência à compressão uniaxial

| Referência              | Tipo de Rocha                                                                                  | Local                                | Número de Testes                    | Fator de Conversão | Comentários                                        |
|-------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------|-------------------------------------|--------------------|----------------------------------------------------|
| Dias (1995)             | Siltito;<br>Arenito; Siltito.<br>Xisto; Lamito                                                 | Oeste do Canadá                      | -                                   | 14.7<br>18<br>12.6 | Amostras em torrões, frescas e intemperizadas.     |
| Vallejo et al. (1989)   | Arenito<br>Xisto                                                                               | Leste KY, VA, WV<br>Minas de Carvão  | 420 PLT, 21 UCS<br>1100 PLT, 55 UCS | 17.4<br>12.6       | Rochas recém-detonadas, amostras em torrões.       |
| Smith (1997)            | Material de Dragagem <sup>1</sup><br>Material de Dragagem <sup>2</sup><br>Arenitos / Calcários | Vários portos<br>Vários portos<br>UK | -                                   | 8<br>15<br>24      | UCS < 1000 psi<br>UCS < 3500 psi<br>UCS > 6000 psi |
| Broch e Franklin (1972) | Rochas Diversas                                                                                | UK                                   | -                                   | 23.7               | 11 tipos de rochas.                                |
| Carter e Sneddon (1977) | Carvão                                                                                         | UK                                   | 1000 PLT, 68 UCS                    | 21 - 22            | 3 unidades testadas.                               |
| O'Rourke (1988)         | Rochas Sedimentares                                                                            | Bacia do Paradoxo USA                | 66                                  | 30                 | Amostras de poço.                                  |
| Hassani et al. (1980)   | Rochas Sedimentares                                                                            | UK                                   | 1000                                | 29                 | -                                                  |
| Singh e Singh (1993)    | Quartzito                                                                                      | Índia                                | 65                                  | 23.4               | -                                                  |
| Read et al. (1980)      | Rochas Sedimentares                                                                            | Melbourne - Aus                      | -                                   | 20                 | Referência disponível em Choin e Hong (1998).      |
| Bieniawski (1975)       | Arenito                                                                                        | África do Sul                        | 160                                 | 23.9               | -                                                  |
| Rusnak (1998)           | Carvão                                                                                         | Sul WV                               | 386                                 | 20                 | Subconjunto de dados atuais.                       |
| Jermey e Bell (1991)    | Carvão                                                                                         | África do Sul                        | -                                   | 14.1               | Sobrepostos em arenitos.                           |

Fonte: Adaptado de Aydin e Basu (2005).

Quadro 3 - Correlação entre as resistências UCS, Carga Pontual e Martelo de Schmidt

| Grau de Resistência | Classificação                                               | UCS (MPa) Estimado | Ensaio de Carga Pontual                                                                           | Martelo de Schmidt | Descrição                                                                                                 | Exemplos                                      |
|---------------------|-------------------------------------------------------------|--------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------|
| R0                  | Rocha extremamente branda; solo de estrutura rígida à dura. | 0,25 - 1           | Rochas com UCS < 25 MPa, são frágeis de produzir resultados ambíguos em ensaios de carga pontual. | < 15               | Marcado por unha.                                                                                         | Argila                                        |
| R1                  | Rocha muito branda                                          | 1 - 5              |                                                                                                   |                    | Desagrega sob golpes firmes com a ponta do martelo geológico. Pode ser riscado por um canivete.           | Rocha altamente alterada                      |
| R2                  | Rocha branda                                                | 5 - 25             |                                                                                                   |                    | Marcação superficial com a ponta do martelo de geólogo. Pode ser riscado com dificuldade por um canivete. | Giz, Evaporito                                |
| R3                  | Rocha medianamente dura                                     | 25 - 50            | 1 - 2                                                                                             | 15 - 30            | A amostra pode ser quebrada com um único golpe de martelo. Não pode ser riscada por um canivete.          | Argila, Carvão, Xisto, Silte                  |
| R4                  | Rocha dura                                                  | 50 - 100           | 2 - 4                                                                                             | 30 - 40            | A amostra requer mais de um golpe do martelo para ser quebrada.                                           | Calcário, Mármore, Filito, Arenito, Xisto     |
| R5                  | Rocha muito dura                                            | 100 - 250          | 4 - 10                                                                                            | 40 - 50            | A amostra requer muitos golpes do martelo geológico para ser quebrada.                                    | Anfibolito, Arenito, Basalto, Gnaisse, Gabro. |
| R6                  | Rocha extremamente dura                                     | > 250              | > 10                                                                                              | 50 - 60            | A amostra pode ser lascada com o martelo geológico.                                                       | Basalto fresco, Chert, Diabásio, Gnaisse.     |

Fonte: Adaptado de Marinos e Hoek (2000).

Contudo, uma pesquisa desenvolvida por Gouveia (2018) teve por objetivo estudar os parâmetros relacionados à natureza das paredes das discontinuidades e a sua aplicação a maciços rochosos de mineração. Uma de suas propostas foi a construção de um critério próprio para correlação entre UCS e o número de rebote do martelo de *Schmidt* para as formações ferríferas médias e compactas da Formação Cauê, Supergrupo Minas - QF.

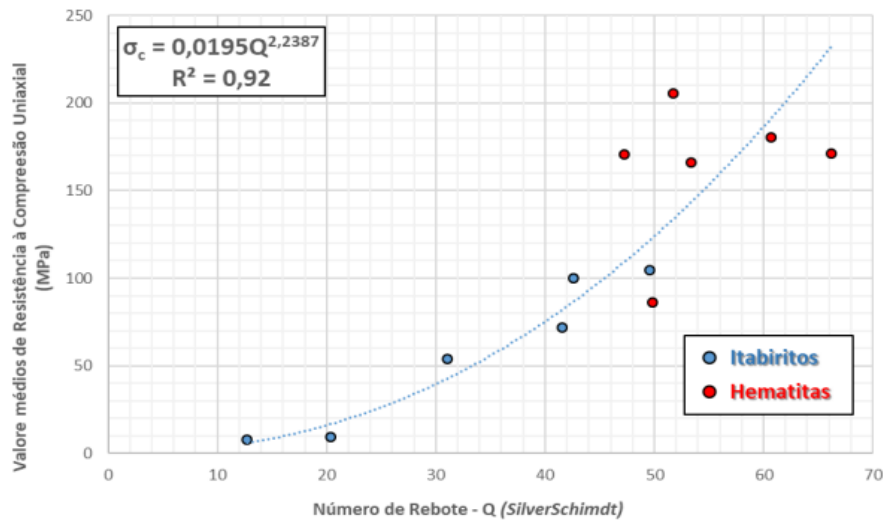
Segundo o autor, para a construção desta correlação, foram considerados o total de 58 ensaios de resistência, sendo que 12 corpos de provas foram validados em função dos termos médios dos números de rebote e da resistência à compressão média ( $\sigma_c$ ) aplicados para esses litotipos. Na Tabela 5 e na Figura 17, estão ilustradas, respectivamente, as correlações de valores Q e  $\sigma_c$  por corpo de prova e a curva de correlação desses parâmetros para formações ferríferas da Formação Cauê do SGM - QF.

Tabela 5 - Correlação de valores Q e  $\sigma_c$  por corpo de prova

| Valores Médios por Corpo de Prova (CP) |           |                    |      |       |           |                    |      |
|----------------------------------------|-----------|--------------------|------|-------|-----------|--------------------|------|
| CP                                     | Nº Ensaio | $\sigma_c$ (médio) | Q    | CP    | Nº Ensaio | $\sigma_c$ (médio) | Q    |
| 10337                                  | 1         | 9,3                | 20,4 | 10345 | 2         | 170,4              | 47,3 |
| 10404                                  | 2         | 53,7               | 31,1 | 10344 | 3         | 180,1              | 60,7 |
| 10403                                  | 2         | 104,1              | 49,6 | 10343 | 1         | 205,5              | 51,8 |
| 10348                                  | 1         | 7,3                | 12,7 | 10445 | 2         | 165,9              | 53,4 |
| 10347                                  | 1         | 99,5               | 42,6 | 10335 | 1         | 171                | 66,2 |
| 10346                                  | 2         | 71,4               | 41,6 | 10333 | 2         | 85,8               | 49,9 |

Fonte: Adaptado de Gouveia (2018).

Figura 17 - Correlação dos parâmetros Q e  $\sigma_c$  para formações ferríferas - SGM - QF



Fonte: Gouveia (2018).

Como resultado da proposta, foi formulado um critério entre a UCS e o número de rebote (Q) a partir da curva ajustada dos valores médios e o coeficiente de determinação ( $R^2$ ). Nota-se uma curva de tendência bem elevada (0,92), significando que 92% dos valores estão ajustados ao modelo proposto, podendo ser expressa pela equação (3):

$$\sigma_c = 0,0195 \cdot Q^{(2,2387)} \quad (3)$$

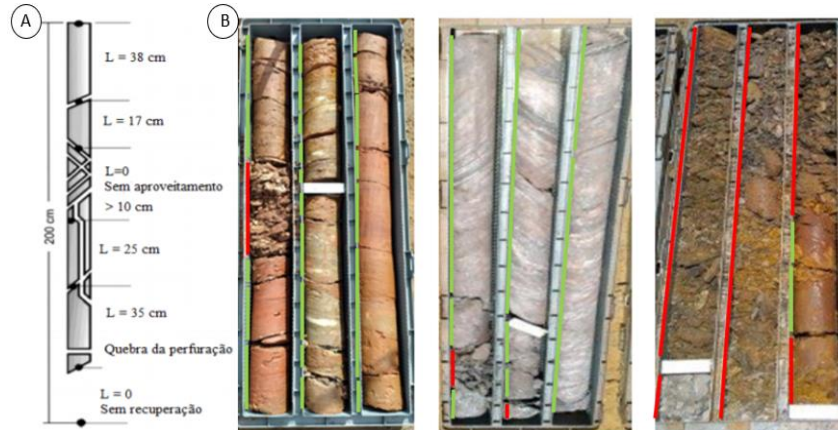
Desta forma, o autor concluiu a formulação de uma equação para determinar o valor de resistência à compressão uniaxial para litotipos das formações ferríferas da Formação Cauê do SGM - QF. O estudo ainda ressaltou a importância fundamental de compreender os parâmetros geomecânicos associados às descontinuidades, que possibilitou realizar uma reinterpretação no contexto geral da estabilidade da cava estudada.

### 2.2.1.2 Índice de Qualidade do Maciço Rochoso – RQD

O índice de qualidade da rocha (RQD), segundo Deere *et al.* (1967), é um indicativo da qualidade do maciço, que leva em conta a frequência de descontinuidades em um dado testemunho de sondagem (Figura 18). O RQD é calculado pela identificação das porções maiores que 10 cm das amostras, em relação à proporção total presente na caixa de testemunho de sondagem, dado segundo a equação (4):

$$RQD = \frac{\sum \text{porções de rochas com mais de 10 cm}}{\text{comprimento total do testemunho}} \times 100 \quad (4)$$

Figura 18 - Cálculo do RQD (a); porções > 10 cm (verde) e < 10 cm (vermelho) (b)



Fonte: Adaptado de Deere *et al.* (1967).

Segundo Palmström (1982), quando não há testemunhos de sondagens disponíveis para obter o valor do RQD, deve-se observar se as discontinuidades são visíveis na face do maciço rochoso. Desta forma, o cálculo do RQD pode ser estimado, em termo absoluto, ou seja, a partir do número de discontinuidades em termo de volume. A relação para estimar o cálculo do RQD é dada pela equação (5):

$$RQD = 115 - 3.3J_v \quad (5)$$

Sendo  $RQD = 0$  para  $J_v > 35$  e  $RQD = 100$  para  $J_v < 4,5$ .

É importante destacar que o levantamento e o registro dos dados de espaçamentos das discontinuidades devem ser realizados através do contador volumétrico das juntas ( $J_v$ ). O procedimento deve ser realizado conforme determinado pela ISRM (1985). A relação para estimar o RDQ através do  $J_v$  é dada pela equação (6):

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} + \dots + \frac{1}{S_n} \quad (6)$$

Sendo que  $S_1$ ,  $S_2$  e  $S_3$  representam os espaçamentos médios para cada família de discontinuidade. Na Tabela 6, é ilustrada a classificação para o índice RQD.

Tabela 6 - Classificação da qualidade do maciço rochoso – RQD

| VALORES DE RQD |              |
|----------------|--------------|
| DESIGNAÇÃO     | VALOR DE RQD |
| Muito Mau      | 0 - 25       |
| Mau            | 25 - 50      |
| Médio          | 50 - 75      |
| Bom            | 75 - 90      |
| Muito Bom      | 90 - 100     |

Fonte: Adaptado de Vallejo *et al.* (2002).

### 2.2.1.3 Espaçamento das Descontinuidades

O parâmetro designado como Espaçamento das Descontinuidades, descrito na classificação RMR de Bieniawski (1989), refere-se ao conjunto de todas as famílias de descontinuidades. Contudo, esse parâmetro, também pode ser obtido pela classificação do grau de fraturamento, determinado em função do tamanho do espaçamento e a quantidade de fraturas por família de descontinuidades. O grau de fraturamento pode variar entre maciço e desagregado.

#### 2.2.1.4 Características das Descontinuidades

Além da importância da caracterização geológica-geotécnica do maciço rochoso e das condições de espaçamento das descontinuidades, foram subdivididas outras cinco importantes características que devem ser observadas e que possuem influência direta no comportamento e grau de resistência do maciço (ISRM, 1981).

- Persistência das Descontinuidades

A persistência das descontinuidades é definida como ação dos processos de ruptura do maciço rochoso. Deste modo, a persistência do comprimento das descontinuidades pode variar de muito pequena a muito elevada, respectivamente, entre  $< 1$  m e  $> 20$  m.

- Abertura

Segundo Bieniawski (1989), a classificação de abertura para as descontinuidades é definida através da descrição de parâmetros por classe, entre fechada e larga. A classificação é realizada em função das características de espaçamento em milímetros, para abertura entre as paredes.



- Rugosidade

A característica qualitativa da rugosidade corresponde às irregularidades no perfil das paredes das descontinuidades e são obtidas pela combinação de ondulações, respectivamente, de 1ª ordem e 2ª ordem de aspereza da superfície em relação a seu plano médio. Esta classificação é aplicada somente para fraturas abertas.

- Alteração

O grau de alteração nas paredes das descontinuidades é um indicador do processo gradual de alteração química no maciço rochoso. Essa alteração pode variar segundo a sua condição (W1) à condição de material completamente decomposto (W5).

- Preenchimento

Os materiais de preenchimento nas descontinuidades podem ser constituídos por tipos de elementos distintos, como a argila, silte, quartzo, água ou ar. Além disto, as descontinuidades podem ser classificadas como fechada e aberta, com ou sem preenchimento. A identificação do tipo de material de preenchimento nas descontinuidades é essencialmente fundamental, uma vez que se pode determinar os contatos de menor resistência do maciço rochoso.

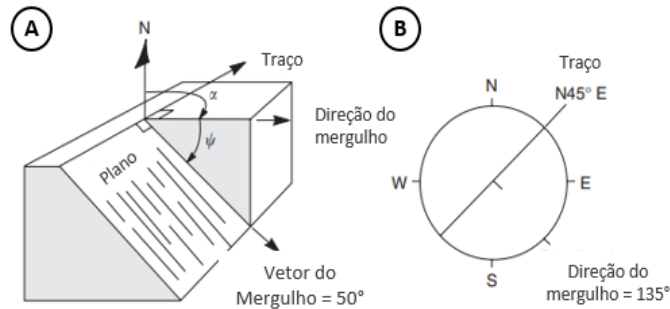
#### **2.2.1.5 Influência da água**

A influência da água nas descontinuidades está diretamente ligada às condições de aberturas e à permeabilidade do maciço rochoso. Essa condição é determinada segundo os parâmetros das descontinuidades com ou sem enchimento por água.

#### **2.2.1.6 Orientação das Descontinuidades**

A orientação das descontinuidades é um dos principais parâmetros para análise das condições da estruturação do maciço rochoso e dos seus mecanismos de rupturas. Sua orientação corresponde à atitude da camada, definida pelo ângulo de mergulho e direção de mergulho da camada, conforme ilustrado na Figura 19.

Figura 19 - Orientação de uma descontinuidade: A) mergulho; B) direção de mergulho



Fonte: Adaptado de Hoek e Bray (1981).

### 2.2.2 Classificação de Barton ou Sistema Q

Segundo Barton, Lien e Lunde (1974), a classificação do maciço rochoso definida pelo método do Sistema Q corresponde a uma classificação para determinar o índice de qualidade do maciço rochoso. O Sistema Q é constituído por seis fatores predominantes para caracterização da qualidade e comportamento do maciço rochoso, definido pela seguinte expressão:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (7)$$

**RQD:** *Rock Quality Designation* (Qualidade do maciço rochoso);

**J<sub>n</sub>:** Índice das famílias de descontinuidades;

**J<sub>r</sub>:** Índice de rugosidade das descontinuidades;

**J<sub>a</sub>:** Índice do grau de alteração das descontinuidades;

**J<sub>w</sub>:** Índice das condições hidrogeológicas do maciço rochoso;

**SRF:** Fator de redução de tensões do maciço rochoso.

Sua expressão é constituída por três quocientes com diferentes parâmetros e condicionados aos aspectos da qualidade do maciço rochoso, que pode ser determinado através dos parâmetros para classificação do índice de qualidade do maciço rochoso, sendo:

**RQD/J<sub>n</sub>:** Caracterização dos aspectos estruturais e dimensões dos blocos presentes no maciço rochoso;

**J<sub>r</sub>/J<sub>a</sub>:** Caracterização da resistência ao cisalhamento do maciço rochoso;

**J<sub>w</sub>/SRF:** Caracterização do estado de tensão em que o maciço rochoso se encontra.

Os valores do índice RQD são dados em porcentagem em relação à classificação do maciço rochoso. Esses valores são atribuídos para cada faixa designada à sua qualidade, similar ao sistema RMR (vide Tabela 8). A escala dos valores de Jn é compreendida entre 0,5-1,0 para ausência de fraturas até 20, para rocha completamente fraturada.

O índice de rugosidade (Jr) presente nas discontinuidades apresenta-se relativamente em três condições distintas. Os valores de referência entre 0,5 e 4 são designados para as condições em que as fraturas se apresentam com ou sem deslocamento, porém com contato entre as paredes. Outra escala é atribuída ao peso com valor igual a 1, sendo que as condições das fraturas se apresentam com deslocamento relativo, não havendo contato entre as paredes.

Outra condição para estimar o índice de Jr das paredes das discontinuidades é dado pelo critério de resistência ao cisalhamento de Barton & Choubey (1977). No intuito de representar o comportamento de maneira mais realista da resistência ao cisalhamento das discontinuidades rugosas, esses autores propuseram uma equação empírica (8), construída a partir de observações e ensaios executados em superfícies artificiais com rugosidade:

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} [\phi + JRC \log (JCS/\sigma)] \quad (8)$$

Onde:

$\tau$  – resistência ao cisalhamento;

$\sigma$  – tensão normal;

$\phi$  – ângulo de atrito das discontinuidades;

*JRC* – (*Joint Roughness Coefficient*) – coeficiente de rugosidade da junta;

*JCS* – (*Joint Compressive Strength*) – UCS da rocha adjacente à discontinuidade.

Segundo Costa (2009), os valores de JRC podem ser determinados por meio da tabela de Barton e Choubey (1977), na qual são apresentados perfis de rugosidade em escala natural. Ainda de acordo com o autor, Barton e Bandis (1990) sugeriram que o JRC fosse estimado com um simples ensaio de escorregamento em uma superfície inclinada, o ‘*Tilt test*’. Essa superfície é inclina até que o bloco superior escorregue, resultando no valor de JRC na relação com o ângulo de inclinação, medido no momento do escorregamento pela equação (9):

$$\tau_{rc} = (\alpha - \phi b / \log (\tau_{cs} / \sigma)) \quad (9)$$

$\phi b$  – ângulo de atrito da rocha intacta;

$\alpha$  – ângulo de inclinação do ensaio.

Costa (2009) ainda comenta que, os ensaios de Barton e Bandis (1990) foram realizados com esforços normais extremamente pequenos, o que torna sua equação mais apropriada para os valores de  $\sigma / JCS$ , entre 0,01 e 0,3.

A classificação, segundo os valores de  $J_a$ , está relacionada a três condições distintas. Dessa maneira, as fraturas apresentam deslocamentos relativos em função das condições de alteração das paredes. Podem ser caracterizadas conforme os registros de campo, observando se há contato entre as paredes, se há deslocamentos entre as descontinuidades superiores a 10 cm ou se não há contato entre as paredes das fraturas.

Quanto às condições hidrogeológicas do maciço rochoso, a classificação é dada segundo o parâmetro  $J_w$ . Para este parâmetro, são atribuídas notas de informações e valores de peso em relação à operação de escavação do maciço, considerando, seco até uma condição elevada do nível de água. Além disso, são atribuídas notas de peso para pressão da água ( $\text{kg/cm}^2$ ) exercida no maciço rochoso.

Por fim, outro parâmetro relevante é designado como fator de redução das tensões condicionadas ao maciço rochoso (SFR – *Stress Reduction Factor*). O índice SRF é relativamente aplicado em quatro condições, sendo zonas de rochas alteradas, zonas de rochas competentes, zonas de rochas incompetentes e as zonas de rochas expansivas.

A metodologia proposta por Barton, Lien e Lunde (1974) agrupa os resultados correlacionados dos seis parâmetros anteriormente descritos. Na Tabela 7, são ilustradas as classificações para o maciço rochoso de acordo com o sistema Q. Dessa forma, os resultados para a qualidade do maciço rochoso podem ser classificados em nove diferentes padrões geomecânicos, de um maciço péssimo (classe IX) a um maciço excelente (classe I).

Tabela 7 - Classificação do Maciço Rochoso de acordo com o Sistema Q

| CLASSIFICAÇÃO DE ACORDO COM SISTEMA Q |                    |               |
|---------------------------------------|--------------------|---------------|
| Classe                                | Padrão Geomecânico | Valores de Q  |
| IX                                    | Péssimo            | 0,0001 - 0,01 |
| VIII                                  | Extremamente Ruim  | 0,01 - 0,1    |
| VII                                   | Muito Ruim         | 0,1 - 1,0     |
| VI                                    | Ruim               | 1,0 - 4,0     |
| V                                     | Regular            | 4,0 - 10,0    |
| IV                                    | Bom                | 10,0 - 40,0   |
| III                                   | Muito Bom          | 40,0 - 100,0  |
| II                                    | Ótimo              | 100,0 - 400,0 |
| I                                     | Excelente          | > 400,0       |

Fonte: Adaptado de Barton, Lien e Lunde (1974).

### 2.2.3 Classificação *Weak Rock* (WR)

A classificação denominada *Weak Rock*, rochas brandas, foi proposta no *Guideline for Open Pit Slope Design in Weak Rocks* como uma forma de classificar corretamente o maciço rochoso em função da resistência à compressão uniaxial (UCS), que é a característica principal para determinar o comportamento geomecânico do maciço rochoso. Os materiais brandos são determinados na classificação *weak rocks* igual ou menor que R2- e são caracterizados em termos do grau de resistência, proposto por Cella, Castro e Carter (2020), segundo a Figura 20.

Figura 20 - Classificação Weak Rock (2020) e RMR (2011) em função da UCS



Fonte: Cella, Castro e Carter (2020).

As rochas cuja resistência varia de 0 a 10 Mpa correspondem às faixas entre extremamente branda (R0), muito branda (R1) e branda (R2-) e são subdivididas em três classes:

- Extremamente brandas (*Extremely Weak*): classe R0, resistência à compressão uniaxial de 0,25 a 1 MPa.
- Muito brandas (*Very Weak*): classe R1-, resistência à compressão uniaxial de 1 e 3 MPa.
- Brandas (*Weak*): classe R1+ a R2-, resistência à compressão uniaxial de 3 a 10 MPa.

As lateritas são materiais completamente distintos dos demais, portanto, não são classificadas pelo método RMR ou *Weak Rocks*. A caracterização como solo residual rígido possui resistência à compressão uniaxial e variação desde extremamente branda (R0) até extremamente resistente (R6) em função da alta concentração de óxidos, ferro, alumínio e à baixa concentração de sílica (Figura 21).

Figura 21 - Classificação de solos lateríticos e canga em função da UCS



Fonte: Cella, Castro e Carter (2020).

### 2.2.4 Geological Strength Index (GSI)

O sistema de classificação *Geological Strength Index* (GSI) foi proposto por Hoek e Brow (1980) em função da complexidade da formação de um maciço rochoso e as características das superfícies das discontinuidades. O GSI é aplicado conforme as características das discontinuidades para cada ponto do maciço rochoso. A partir da determinação do GSI é possível obter os critérios de resistência de Hoek-Brown.

Originalmente, o sistema GSI foi idealizado para maciços rochosos homogêneos. Os parâmetros são aplicados utilizando os critérios de avaliação por observação das características das discontinuidades presentes no maciço. Dessa forma, essa metodologia não é exatamente representativa para os casos em que o acamamento ou bandamento metamórfico é importante, fazendo-se necessária a utilização de diferentes correlações de acordo com o tipo de rocha e características das discontinuidades no maciço.

Além disso, o sistema GSI foi desenvolvido para compreender e estimar a resistência de maciços rochosos formados por blocos angulares interligados, em que o seu modo de falha é causado pelo deslizamento e rotação de blocos, sem grande quantidade de falha na matriz da rocha intacta (Hoek e Brow, 2018).

Para os tipos de maciços rochosos em que se apresentam características e litologias heterogêneas e anisotrópicas, deve-se considerar a utilização dos valores de GSI propostos por Marinós e Hoek (2000), que apresentam uma versão para estimar o índice de resistência geológica para maciços rochosos relativos. De uma forma geral, o resultado do critério Hoek-Brown, independente do grau de fraturamento do maciço rochoso, é dado pela equação (10):

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left[ mb \cdot \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + S \right]^a \quad (10)$$

Sendo:

$\sigma_1$  e  $\sigma_3$  – tensões principais e efetivas, respectivamente, máximas e mínimas na ruptura;

$\sigma_{ci}$  – resistência à compressão uniaxial da rocha intacta;

$mb$  – valor reduzido de uma constante petrográfica;

$S$  – parâmetro ajustável de fraturamento da rocha;

$a$  – ( $S = 0$ ) para maciços rochosos muito fraturados e que não possuem resistência à tração.

Os sistemas de classificação de maciços GSI e RMR, apesar de utilizarem critérios de pontuação distintos, podem ser relacionados. Hoek *et al.* (1995) desenvolveram uma correlação generalizada aplicável aos valores resultantes de RMR (1989) superiores a 23, conforme representado na equação (11):

$$GSI = RMR (89) - 5 \quad (11)$$

Segundo Costa (2009), para maciços rochosos de boa qualidade, pouco alterados, com blocos angulares e descontinuidades fechadas, é assumido o valor de  $a = 0,5$ . No caso de maciços rochosos de qualidade ruim, muito alterados ou intemperizados com descontinuidades cisalhadas, o valor de  $S = 0$ . Para as constantes  $m_b$ ,  $a$  e  $s$ , no caso de maciços rochosos, utilizam-se correlações como os sistemas de classificação RMR de Bieniawski (1976) e o sistema Q de Barton *et al.* (1974).

A utilização dos ábacos propostos para estimar o valor do GSI mostra-se vantajosa para estimar os parâmetros de UCS do maciço rochoso avaliado *in loco*. Essa abordagem é essencialmente útil devido às dificuldades técnicas e econômicas associadas à realização de ensaios *in situ* ou em laboratório, uma vez que o procedimento se baseia em uma avaliação visual. Ademais, a metodologia facilita a correlação por meio da observação direta e permite obter os resultados de forma ágil, contribuindo para uma ampla aplicabilidade em campo.

### 2.3 Estabilidade Geotécnica e Modos de Falhas em Taludes Rochosos

A estabilidade geotécnica e os modos de falhas em taludes são aspectos cruciais que influenciam diretamente a segurança operacional e a previsão econômica de projetos de mineração. As operações primárias da lavra, que representam uma fase primordial da atividade de mineração, têm por objetivo estabelecer níveis de controle de segurança para extração de grandes volumes do recurso mineral através do desenvolvimento de bancadas na jazida.

Consoante Zea (2004 *apud* Marinós; Hoek, 2000) e Call *et al.* (2000), para muitos projetos de escavação, a configuração geométrica dos taludes finais foi projetada com alturas superiores a 1100 metros para a cava global. Essa abordagem de engenharia, embora desafiadora, busca garantir a estabilidade da escavação a longo prazo, minimizando os riscos de deslizamentos ou rupturas, ressaltando a importância do conhecimento aprimorado das características geomecânicas do maciço rochoso.

Para uma boa eficiência de produtividade, bem como segurança operacional e estabilidade geotécnica de taludes, nas operações de mineração a céu aberto, é crucial considerar a distribuição espacial do corpo mineral e as características da estruturação geomecânica do maciço rochoso. Segundo Stacey (1968 *apud* Sjöberg, 1996), os fatores que governam a estabilidade de taludes em cavas a céu aberto podem estar associados:

- Estado de tensões *in situ* ou das tensões induzidas por meio da escavação;

- Maciço rochoso (rocha intacta e as características das descontinuidades);
- Resistência uniaxial (rocha intacta, planos de juntas e falhas);
- Geometria do ângulo de inclinação dos taludes da cava;
- Aceleração sísmica decorrente do desmonte de rochas;
- Condições de intempéries decorrentes do tempo.

As resultantes das forças atuantes no maciço rochoso, quando comparadas com sua resistência, são fundamentais para determinar a estabilidade geotécnica. Essas forças dependem basicamente do equilíbrio entre as tensões causadas pelas cargas externas e internas e a resistência do material rochoso para suportar essas tensões. Portanto, é essencial haver uma investigação e uma análise detalhada da profundidade e da resistência da rocha, que considere fatores, como:

- Cargas aplicadas: inclui o peso próprio da rocha, cargas adicionais de equipamentos, e forças dinâmicas, como perfuração e o desmonte de rochas;
- Resistência da rocha: determinada por suas propriedades geomecânicas;
- Distribuição de tensões: avaliação das tensões principais ( $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$ ,  $\sigma_3$ ) dentro do maciço rochoso e suas orientações relativas às descontinuidades existentes;
- Fatores geotécnicos: incluem o grau de intemperismo, presença de água e a orientação e espaçamento das descontinuidades, que podem enfraquecer a estruturação do maciço.

De acordo com Herget (1988), as tensões encontradas no maciço rochoso podem estar associadas segundo a sua origem em tensões iniciais, *in situ* e induzida, na etapa de escavação, decorrentes da alteração da geometria do maciço. As tensões *in situ* são resultantes da interação das tensões iniciais, sendo gravitacionais, tectônicas, residuais, termais ou decorrentes de glaciações passadas, e podem ser estimadas a partir de uma região topograficamente plana, classificada como tensão vertical, dada pela relação:

$$\sigma_v = y \cdot z \quad (12)$$

sendo:

$\sigma_v$  = Tensão vertical a uma determinada profundidade  $z$ ;

$y$  = Peso específico;

$z$  = Profundidade.

Tendo em vista a dificuldade em se quantificar a tensão horizontal, em função da atuação das tensões tectônicas, as tensões *in situ* horizontais podem ser tipicamente maiores do que as tensões verticais, dada pela equação 13, de forma estimada. As tensões horizontais



ressaltam um coeficiente de empuxo maior em profundidades rasas e tendem a diminuir com o aumento da profundidade (Hoek; Brown, 1980).

$$\sigma_h = k \cdot \sigma_v \quad (13)$$

sendo:

$\sigma_h$  = Tensão horizontal;

$k$  = Coeficiente de empuxo;

$\sigma_v$  = Tensão vertical a uma determinada profundidade  $z$ .

Para o estado das tensões induzidas, a perturbação no maciço é comumente decorrente dos processos de escavação e alteração da geometria do maciço rochoso. Tal alteração gera condição de vazios, posteriormente alívio de tensão, forçando assim a redistribuição das tensões. A redistribuição das tensões deve-se à remoção da carga de material, que gera o desconfinamento do maciço rochoso com a redução da tensão vertical e reativação de falhas preexistentes, conforme Sjöberg (1996).

Sjöberg (1996) ainda destaca a existência de poucos estudos sobre o estado das tensões induzidas em escavações a céu aberto, conhecimento adquirido através das pesquisas e análises fotoelásticas e numéricas, dispostas na literatura geotécnica. A exemplo, em Stacey (1970 *apud* Sjöberg, 1996) e Stacey (1973 *apud* Sjöberg, 1996) são evidenciados os esforços de tração na crista do talude e a concentração de tensões no pé do talude, que poderiam gerar a instabilidade do maciço rochoso.

As análises de estabilidades geotécnicas envolvem um estudo minucioso sobre a resistência do maciço rochoso, essencialmente, para as superfícies de escorregamento, decorrentes das características das discontinuidades. Quando o maciço rochoso perde a capacidade de desempenhar sua resistência diante de determinada solicitação, configura-se o seu mecanismo de ruptura (Azevedo; Marques, 2002), que pode ocorrer em função dos diversos tipos de carregamentos, classificados como:

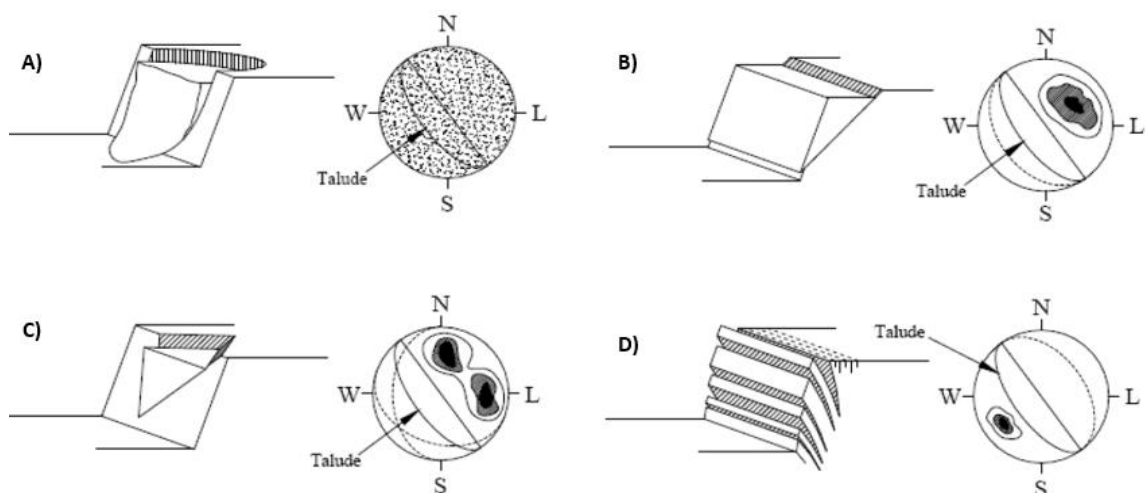
- Ruptura por flexão: relação do desenvolvimento e da propagação de ondas de tração, submetidos ao esforço de flexão;
- Ruptura por tração: relação da superposição de camadas, fraturamentos e alívio de tensões em um maciço rochoso;
- Ruptura por compressão: presença de microfissuras de tração, originadas por zonas de cisalhamento;

- Ruptura de cisalhamento: relação de ruptura em que tensões atuantes provocam o deslizamento de um maciço em uma superfície lisa, por cisalhamento, caracterizando uma nova superfície com aspecto amolgado.

Mediante a possibilidade de rupturas condicionadas por planos de descontinuidades, estudos como análises cinemáticas podem ser utilizadas na previsibilidade dos modos de falhas. A cinemática pode ser definida como uma investigação da movimentação de corpos, sem considerar, entretanto, referência às forças que causam o movimento (Fiori; Carmignani, 2009), podendo ser classificadas, segundo Hoek e Bray (1981) (Figura 22), por:

- Ruptura circular: corresponde a deslizamentos em maciços muito fraturados em solos ou rochas muito alteradas, caracterizando a superfície de ruptura em forma de concha;
- Ruptura Planar: ocorre quando a ruptura se dá em uma superfície preexistente, que pode ser uma estratificação, falha ou juntas tectônicas. A direção do plano de descontinuidade tem a mesma direção, paralela à face do maciço e o ângulo de mergulho menor do que a face do maciço;
- Ruptura em cunha: ocorre a partir de dois planos de descontinuidades distintos na direção da sua linha de intercessão. A orientação, o espaçamento e a persistência das descontinuidades determinam a forma e o volume da cunha;
- Ruptura por tombamento: ocorre quando há uma rotação de colunas de material rochoso, agindo uma sobre as outras. São formadas por planos de acamamentos regulares, clivagens e descontinuidades, paralelas à crista do maciço com ângulo de mergulho para dentro do maciço.

Figura 22 - Tipos de modos de falhas: a) Circular; b) Planar; c) Cunha; d) Tombamento



Fonte: Adaptado de Hoek e Bray (1981).

Wesseloo e Read (2009) destacam os critérios de aceitação para as condições de estabilidade de taludes, que podem variar consideravelmente, dependendo da relevância da configuração geométrica de sua inclinação.

Os critérios foram inicialmente expressos em termos de um fator de segurança (FoS), que comparava a capacidade da inclinação (forças de resistência) com as forças motrizes atuando na inclinação (gravidade e pressões da água). Mais recentemente, a probabilidade de falha (PoF), ou seja, a probabilidade de que o FoS seja 1 ou menos, foi introduzida como um critério baseado estatisticamente (Wesseloo; Read, 2009, p. 23).

O fator de segurança de taludes é uma medida determinística da razão entre as forças de resistência (capacidade) e as forças mobilizadoras (demanda) do sistema em seu ambiente, além de representar os critérios de aceitação em projetos básicos de engenharia. O fator de segurança (FoS) pode ser previsto, representado pela equação (14):

$$F_0S = \frac{FR}{FM} \quad (14)$$

sendo:

$FR$  – Forças resistivas;

$FM$  – Forças mobilizadoras.

Na Tabela 8, estão representados valores típicos adotados pelo critério de aceitação e configuração da inclinação de taludes para relação fator de segurança (FoS) e probabilidade de falhas (PoF).

Tabela 8 - Valores típicos dos critérios de aceitação de FoS e PoF

| ESCALA DA BANCADA | CONSEQUÊNCIA DE FALHA | CRITÉRIO DE ACEITAÇÃO |                      |                    |
|-------------------|-----------------------|-----------------------|----------------------|--------------------|
|                   |                       | FoS (min) (estático)  | FoS (min) (dinâmico) | PoF (máx) P(FoS≤1) |
| Bancada           | Baixa–alta            | 1,1                   | NA                   | 25-50%             |
|                   | Baixa                 | 1.15–1.2              | 1,0                  | 25%                |
| Inter-rampa       | Moderada              | 1,2                   | 1,0                  | 20%                |
|                   | Alta                  | 1.2–1.3               | 1,1                  | 10%                |
| Global            | Baixa                 | 1.2–1.3               | 1,0                  | 15-20%             |
|                   | Moderada              | 1,3                   | 1,05                 | 10%                |
|                   | Alta                  | 1.3–1.5               | 1,1                  | 5%                 |

Fonte: Adaptado de Wesseloo e Read (2009 *apud* Read e Stacey, 2009).

É essencial que os projetos de geometria de taludes para obras de escavação, tanto por meio de equipamentos de mineração quanto por atividades de perfuração e desmonte de rochas, levem em consideração a segmentação dos maciços rochosos em domínios geotécnicos, considerando suas características geológicas, estruturais e geomecânicas.

Ao estabelecer uma segmentação em domínios com base na similaridade de comportamento litoestrutural do maciço rochoso, busca-se fundamentar e identificar os fatores que controlam a resistência em relação às propriedades das rochas, conforme destacado por Wesseloo e Read (2009, p. 24) no trecho seguinte:

Onde se espera que a estrutura seja um fator controlador, a orientação da inclinação pode exercer influência nos critérios de projeto. Neste caso, uma subdivisão de um domínio em setores de projeto é normalmente necessária, com base em considerações cinemáticas relacionadas ao potencial de subdimensionamento de estruturas (planar) ou combinações (cunhas), ou tombamento em características controladoras.

De acordo com os autores, alguns fatores são de extrema relevância e devem ser cuidadosamente considerados durante o planejamento e desenvolvimento de projetos que abordam a relação entre a estabilidade e a probabilidade de falhas em taludes. Ainda se deve considerar os principais tipos de análises para determinar e validar o projeto da geometria da bancada, que incluem:

- Estágio de projeto com os dados disponíveis e a escala de geometria da bancada;
- Propriedades dos materiais que constituem a geometria da bancada;
- Análises cinemáticas para projetos em bancadas de rochas resistentes;
- Análises por equilíbrio-limite para projetos em bancadas de rochas brandas;
- Análises numéricas para avaliar os modos de falhas.

## **2.4 Perfuração e Desmonte de Rochas**

As atividades de perfuração e desmonte de rochas em minas a céu aberto estão associadas às etapas primárias da exploração da jazida mineral e podem promover um elevado custo e riscos operacionais, quando não houver um planejamento e dimensionamento adequados das suas operações.

A fragmentação do maciço rochoso, resultante da operação do desmonte de rochas, pode ser vista inicialmente nas etapas de carregamento e transporte e tem por objetivo evidenciar o seu desempenho, além da eficiência para os processos subsequentes na usina de beneficiamento mineral. Essa etapa é definida como uma operação muito complexa, sendo uma das principais etapas responsáveis pelo elevado custo operacional da lavra (Silva, 2019).

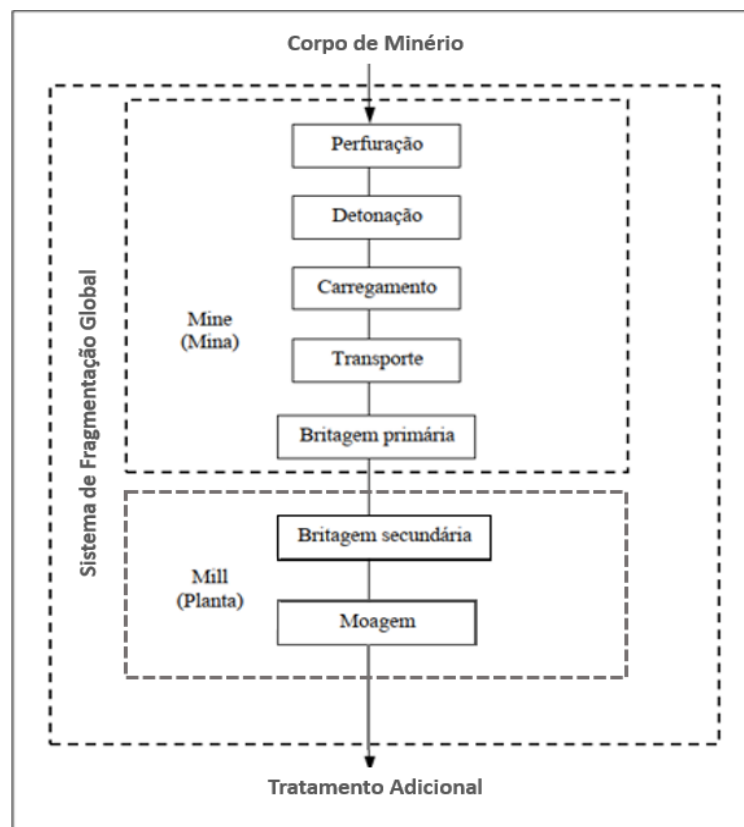
O método *mine to mill* está diretamente ligado ao conceito das operações primárias e secundárias da lavra de mina. Inicialmente, inclui as etapas de perfuração, desmonte, carregamento e transporte, ligadas à fase da mina, e na etapa secundária, abrange a britagem, moagem e classificação, processos da usina de beneficiamento mineral.

No gerenciamento de qualquer mina ou usina, a concentração, muitas vezes, visa a maximização da produção e a minimização dos custos associados em cada etapa unitária. Contudo, esse tipo de gerenciamento pode eventualmente impactar em perda econômica e oportunidades de economia de energia.

Desta forma, o processo de fragmentação global do maciço rochoso aborda uma visão sistêmica, que leva em conta a sequência de suas operações e quando deverá ser considerada especificamente a redução do consumo de energia (Hustrulid, 1999) (Figura 23). Diferentes requerimentos e restrições de cada subsistema (Figura 24) podem ser correlacionados às etapas unitárias da perfuração e do desmonte de rochas.

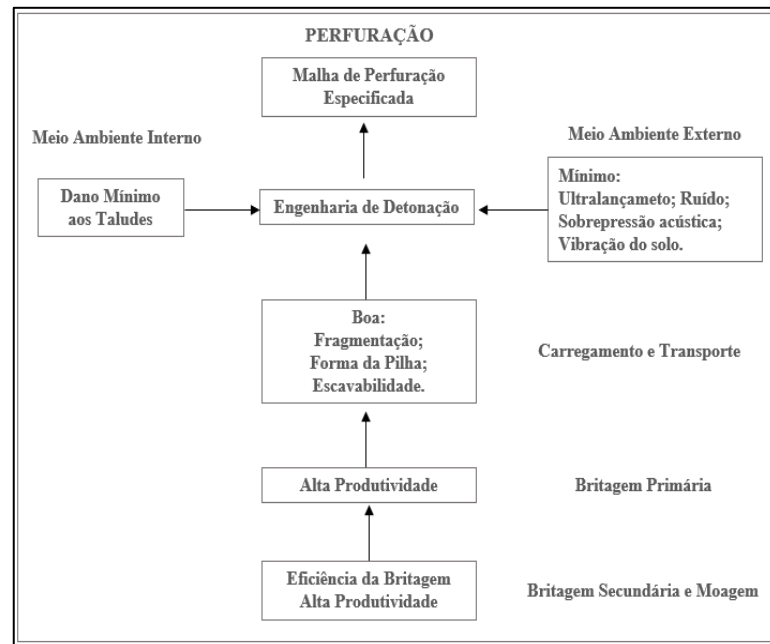
Ressalta-se que o método *mine to mill* correlaciona diretamente as operações mina-usina com o objetivo de maximização e eficiência global dos resultados, portanto, um modelo de otimização de um sistema integrado.

Figura 23 - Fluxograma do sistema de fragmentação global mine to mill



Fonte: Hustrulid (1999).

Figura 24 - Requerimentos e restrições de subsistemas no processo *mine to mill*



Fonte: Hustrulid (1999).

#### 2.4.1 Perfuratrizes

As atividades de perfuração em obras de superfícies ou subterrâneas são comumente classificadas como perfuração de banco, perfuração de produção, perfuração de chaminés, perfuração de poços, perfuração de rochas com capeamento e reforço de rochas (Silva, 2011). Entre os principais métodos utilizados, destacam-se a perfuração rotativa com brocas tricônicas, e a perfuração rotopercussiva como o martelo de superfície e o martelo de fundo de furo.

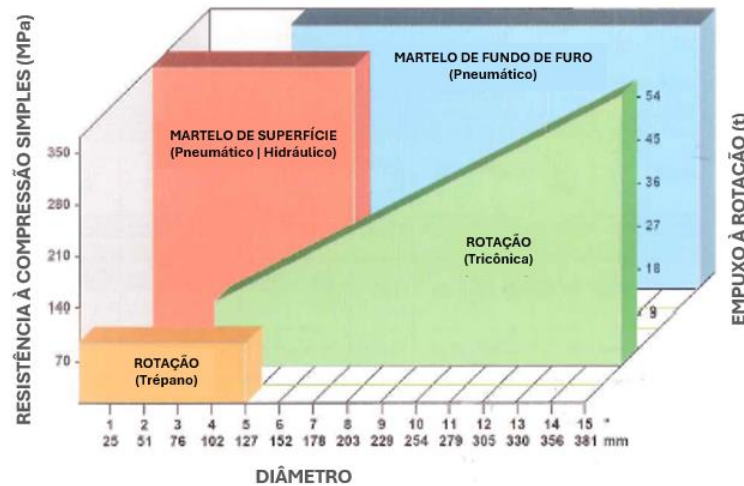
As perfuratrizes rotopercussivas, geralmente, exercem um papel menor quando comparadas às perfuratrizes rotativas nas operações de perfuração em minas a céu aberto e sua aplicação é limitada à produção, perfuração secundária, trabalhos de desenvolvimento e desmontes controlados. O sistema de acionamento dessas perfuratrizes ocorre através da rotação e percussão, sendo as forças transmitidas através da haste para coroa de perfuração.

As perfuratrizes rotativas são utilizadas na perfuração para o desmonte de rochas e são recomendadas para rochas com resistência à compressão uniaxial até 500 Mpa com a utilização de brocas tricônicas. Esses equipamentos repassam à broca o movimento de rotação, que, consequentemente, transmitem o movimento da energia para a rocha, produzindo sua quebra através do corte da rocha, esmagamento ou abrasão (Ricardo; Catalani, 1977).

Segundo Jimeno, Jimeno e Bermudez (2017), as características das rochas em relação à resistência à compressão uniaxial são fatores cruciais no planejamento das atividades de

perfuração, essencialmente na determinação da escolha do tipo de broca a ser utilizada. Basicamente, são determinadas pelos valores de UCS em relação à classe de alteração aplicáveis para diferentes tipos de rochas, conforme ilustrado na Figura 25.

Figura 25 - Campos de aplicação dos diferentes métodos de perfuração



Fonte: Adaptado de Jimeno, Jimeno e Bermudez (2017).

Com o avanço tecnológico, os equipamentos, como as perfuratrizes rotativas, tiveram avanços significativos, em particular a integração de sistemas de controles e automação. Jimeno, Jimeno e Bermudez (2017) destacam como ponto significativo o posicionamento desses equipamentos por meio de satélites, utilizando-se do sistema de *GPS* integrado, que permite alta precisão de maneira autônoma, após a sua configuração.

#### 2.4.2 Características da Perfuração

Uma importante etapa das atividades de perfuração de rochas é a caracterização e o correto dimensionamento através da determinação e execução de alguns fatores. Silva (2011) descreve quatro parâmetros como os principais fatores para uma boa execução da perfuração: diâmetro, profundidade, retilinidade e estabilidade do furo.

As proposições de Silva (2011) consideram que a escolha do diâmetro do furo tem influência direta nas características da perfuração. Ela impacta no tamanho da fragmentação do maciço após a detonação, o tipo de explosivo a ser utilizado e a vibração admissível no terreno no momento da detonação. A profundidade do furo (PF) é o comprimento total perfurado, que, devido à inclinação e sub-furação (S), será maior do que a altura da bancada, sendo que o comprimento do furo aumenta com a inclinação, assim diminuindo a subperfuração.

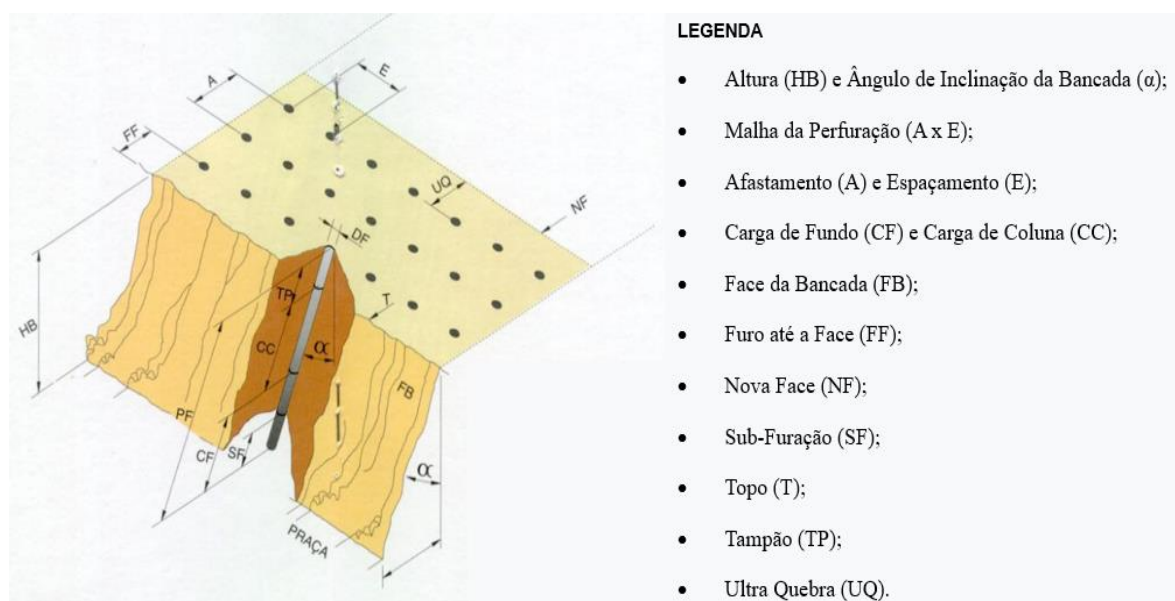
A retilinidade da perfuração está diretamente associada aos parâmetros de diâmetro e profundidade do furo, além das características geológicas-geotécnicas do maciço rochoso da bancada. Nas atividades de perfuração horizontal ou inclinada, pode haver a ocorrência de desvio do furo em função do peso da coluna. Os furos executados em grandes profundidades devem manter uma boa retilinidade para a correta distribuição do explosivo e o alcance do resultado desejado na fragmentação.

Por fim, a estabilidade do furo é dada à condição para que o furo permaneça aberto após a etapa de perfuração até a etapa de carregamento do explosivo (Silva, 2011). Entretanto, para condições em que o material se encontra solto, há tendência de desmoronamento das paredes, tornando-se necessária sua estabilização com tubos de revestimento.

### 2.4.3 Parâmetros do Plano de Fogo

Para o bom desempenho das operações de perfuração e desmonte de rochas, algumas variáveis geométricas devem ser cuidadosamente consideradas no plano de fogo durante a fase de projeto. As análises dessas variáveis permitem que o projeto seja executado de forma sistematizada, além da previsibilidade da eficiência operacional em todas as fases, desde a identificação da estruturação do maciço rochoso, da modelagem e simulação, até a execução do desmonte *in loco* (Figura 26).

Figura 26 - Variáveis geométricas do Plano de Fogo



Fonte: Adaptado de Silva (2011).



- Altura, Face e Topo da Bancada

A geometria de altura e face da bancada estão diretamente ligadas aos aspectos e parâmetros geotécnicos que suportam a estabilidade do maciço para atividades de perfuração, disponibilidade e porte adequado dos equipamentos da mina e a demanda de produção. A face da bancada deve estar livre e limpa em toda a sua extensão, assim como o topo deve estar nivelado a fim de garantir eficiência de deslocamento e produtividade dos equipamentos.

Bancadas muito altas devem ser evitadas devido à ocorrência de imprecisão da perfuração e da velocidade de perfuração efetiva, que cai com o aumento da profundidade, podendo resultar no aumento da altura da pilha de material e da razão de carga (Quaglio, 2003).

- Malhas de Perfuração

A indicação de malhas de perfuração estagiadas em relação ao afastamento (A) x espaçamento (E), propiciam melhor eficiência nos resultados da fragmentação do maciço e da produtividade (Cameron e Hogan, 1996). Esse resultado pode ser observado na etapa unitária de carregamento em comparação com as geometrias de malha quadrada ou retangular, apresentando fragmentos rochosos geometricamente similares.

- Afastamento (A) e Espaçamento (E)

A geometria de afastamento da perfuração é a menor distância que vai do furo à face livre da bancada ou a menor distância de uma linha de furo para outra (Silva, 2011). Considera-se um afastamento muito pequeno a geometria em que a rocha é lançada a uma determinada distância da face do talude.

No afastamento grande, o resultado pode gerar sobre-escavação (*backbreak*) na parede da bancada e, para afastamento excessivo, resultar na emissão demasiada de gases dos furos, contribuindo para ultralançamento de material rochoso, geração de cratera vertical e ainda produzir alto nível de onda aérea de vibração no terreno.

A geometria de espaçamento é definida como a distância entre dois furos de uma mesma linha (Silva, 2011). Entende-se que a geometria de espaçamento muito estreita tende a causar uma fragmentação excessiva entre cargas e problemas de “repé”. Geometrias muito grandes tendem a gerar energia insuficiente para fragmentação entre as cargas dos furos, resultando em uma face irregular da nova bancada (Jimeno; Jimeno; Carcedo, 1987).

- Perfuração Vertical e Inclinada

Segundo Silva (2011), a etapa de perfuração pode ser realizada de maneira verticalizada ou inclinada, a depender das características geológico-geotécnicas do maciço rochoso. A determinação do método dependerá da abordagem operacional e do objetivo da sua execução.

- Sub-Furação (SF)

A sub-furação é a extensão do comprimento perfurado abaixo do nível da praça inferior para garantir que a face da bancada seja desmontada e removida por completo. A ocorrência de “repé” é resultante de uma sub-furação insuficiente e pode gerar a necessidade de um desmonte secundário em função da resistência que a rocha pode oferecer para uma escavação mecanizada.

Segundo Silva (2011), o processo de desmonte secundário pode ser visto como uma atividade onerosa e de altos riscos para os operários e equipamentos. O desmonte secundário ainda é visto como um aumento significativo nos custos dos processos operacionais da perfuração e do desmonte de rochas (Jimeno; Jimeno; Bermudez, 2017).

- Carga de Fundo (CF) e Carga de Coluna (CC)

Conforme Ricardo e Catalani (1990), a concentração de explosivo é maior e necessária na porção inferior do furo, medida em metros, na chamada carga de fundo. A extensão dessa carga é determinada por uma regra em que a extensão da carga de fundo é igual ao afastamento teórico da malha multiplicado por um fator igual a 1,3.

A carga de fundo é caracterizada pela quantidade de explosivo e pela razão linear de carregamento em que a concentração da carga é medida em g/m em relação ao diâmetro do furo. Na razão de carregamento dos furos (RC), dada pela relação da massa de explosivo e o volume de rocha a ser desmontada, a carga pode ser calculada pela equação (15):

$$RC = Q / (A \times E \times H) \quad (15)$$

Sendo:

$Q$  – carga de explosivo por furo;

$A$  – afastamento prático;

$E$  – espaçamento;

$H$  – altura do banco.

- Amarração, Conexão e Tamponamento dos Furos

Na última etapa do plano de fogo é realizada a amarração e conexão dos furos que é determinada a partir da sequência de detonação e da direção de lançamento da pilha do

desmonte. Essa sequência influencia diretamente no potencial da fragmentação. Existem diversos tipos de nós que são realizados nesses sistemas de amarração dos furos, variando conforme o objetivo de projeto.

O tamponamento é definido como a parte superior do furo que não é carregada com explosivos, recoberto com material inerte para gerar confinamento para os gases provenientes do explosivo (Silva, 2011). A granulometria do material de tampão (OT) deve apresentar o diâmetro ( $\emptyset$ ) médio (D) de 0,05 vezes o diâmetro ( $\emptyset$ ) do furo.

Desta forma, o material do tampão deve ser angular para funcionar apropriadamente. O confinamento deve ser adequado, para que a carga do explosivo emita a máxima energia para o controle da sobrepressão atmosférica e ultralançamento de fragmentos rochosos.

- Ultralançamento

As causas de ultralançamento de fragmentos rochosos podem, às vezes, ocorrer devido às condições da inclinação realizada de forma incorreta da perfuração, acarretando a fuga de gases pelas descontinuidades do maciço rochoso, em razão da alta concentração de explosivo em vazios (cavernas) na extensão do furo (Silva, 2011). Várias situações de ultralançamento podem ocorrer em taludes de mina a céu aberto, ocasionando riscos na qualidade do desmonte, instabilidades geotécnicas e na interação com os aspectos e impactos ambientais.

#### 2.4.4 Explosivos

Os explosivos são substâncias puras ou misturas, em qualquer estado físico, que, ao serem acionados por fontes térmicas ou mecânicas, podem oferecer condições energéticas (calor, atrito, impacto), decompondo-se em gases de um pequeno intervalo de tempo com liberação em grande quantidade de energia em altas pressões e temperaturas (Crosby, 1998).

Os processos de decomposição de um explosivo ocorrem através da combustão propriamente dita com a reação química capaz de gerar calor, deflagração, processo exotérmico e transmissão, condutividade térmica e, por último, a detonação. O processo físico-químico é caracterizado pela velocidade de reação e formação de grandes quantidades de gases em elevada temperatura e com grande força expansiva (Jimeno; Jimeno; Bermudez, 2017).

A termoquímica do explosivo é definida pelos autores como um processo de grande energia interna, em forma de calor. A energia armazenada do explosivo encontra-se em forma de energia potencial. Em seguida, a energia potencial é liberada pelo processo de detonação e transforma-se em energia cinética, resultando em um ciclo de energia constante (equação 16).

$$\text{Energia Constante} = \text{Energia Potencial} + \text{Energia Cinética} \quad (16)$$

As principais propriedades dos explosivos no desmonte de rochas são definidas como parâmetros que podem ser correlacionados entre si para o dimensionamento do plano de fogo. O objetivo é obter o melhor desempenho na etapa da detonação. Os principais parâmetros são a densidade, velocidade e pressão de detonação, e a relação entre energia e balanço de oxigênio.

Os explosivos são compostos, basicamente, por elementos, como oxigênio, nitrogênio, hidrogênio e carbono, resultando na formação de um agente de mistura explosiva, divididos em três categorias: nitroglicerinado, agentes explosivos secos e agentes explosivos úmidos. Contudo, o critério para a seleção e utilização do tipo de explosivo leva em consideração importantes fatores na fase de projeto do plano de fogo.

As propriedades do maciço rochoso são as variáveis mais importantes e com influência direta nos resultados do desmonte, podendo ser correlacionadas com outros parâmetros do plano de fogo. A razão da escolha do explosivo deve ser considerada em função da classe do maciço rochoso, considerando alguns aspectos que devem ser cuidadosamente observados (Jimeno; Jimeno; Bermudez, 2017).

Os principais fatores para a seleção dos explosivos estão associados à presença de água nos furos, custo unitário do explosivo, tonelagem a ser consumida, possibilidade de fabricação do explosivo na mina, tipos litológicos e resistência à perfuração, diâmetro da perfuração, presença de fendas e cavernas no maciço rochoso, além da interferência com o meio ambiente.

Outros fatores importantes que devem ser considerados no plano de fogo são os acessórios de detonação, itens que complementam a carga explosiva introduzida no furo. Os acessórios de detonação têm por objetivo realizar a iniciação dos explosivos. Suas principais características estão associadas ao controle de tempo de iniciação da fragmentação, redução do nível de vibração, propagação de ondas aéreas, rapidez e flexibilidade de arranque e, principalmente, a segurança operacional.

A Tabela 9 ilustra os principais acessórios utilizados nos processos do desmonte de rochas na indústria da mineração.

Tabela 9 - Tipos de acessórios para detonação

| ACESSÓRIOS DE DETONAÇÃO |                      |    |                         |
|-------------------------|----------------------|----|-------------------------|
| ID                      | TIPO                 | ID | TIPO                    |
| 1                       | Estopim de Segurança | 5  | Cordel Detonante        |
| 2                       | Espoleta Simples     | 6  | Retardo Bidirecional    |
| 3                       | Espoleta Elétrica    | 7  | Buster                  |
| 4                       | Tubo de Choque       | 8  | Detonadores Eletrônicos |

Fonte: Adaptado de Jimeno, Jimeno e Bermudez (2017).

O dimensionamento do consumo de explosivo é outro fator a ser considerado no plano de fogo que, após o desmonte de rochas de uma ou várias bancadas, é caracterizado por uma grandeza, determinada razão de carregamento, expressa em gramas de explosivo por tonelada de rocha. O consumo de explosivo pode variar de acordo com o tipo e a densidade da rocha detonada, conforme faixas e razões de carga referenciadas por Ricardo e Catalani (2007).

- Rocha ígnea: 450 a 650 g/t;
- Rocha branda estratificada: 150 a 250 g/t;
- Rocha sedimentar dura: 400 a 500 g/t.

No entanto, razões de carga mais elevadas têm sido aplicadas em operações de maior escala (com diâmetros de perfuração maiores), em litotipos altamente competentes e em iniciativas voltadas à otimização da fragmentação, desde a mina até as operações de britagem e moagem na usina.

#### **2.4.5 Danos em Taludes**

Os taludes são estruturas geotécnicas relevantes em projetos de mineração, desempenhando um papel fundamental para a estabilidade e a segurança operacional no processo de exploração durante o desenvolvimento de uma mina. Nas operações de lavra em grandes minas a céu aberto são essenciais o conhecimento técnico e o aprimoramento contínuo de práticas operacionais, visando mitigar danos e assegurar a estabilidade geotécnica. Esse cuidado é, particularmente, importante na fase primária em que se destacam as etapas da perfuração e do desmonte de rochas.

Uma tendência observada nas grandes operações de mineração é a necessidade em aumentar a energia liberada durante o processo de fragmentação do maciço rochoso na fase da detonação. Esse aumento visa melhorar a cominuição diretamente na cava e o bom desempenho da escavação, carregamento e transporte, resultando em altos níveis de produtividade (Read; Stacey, 2009).

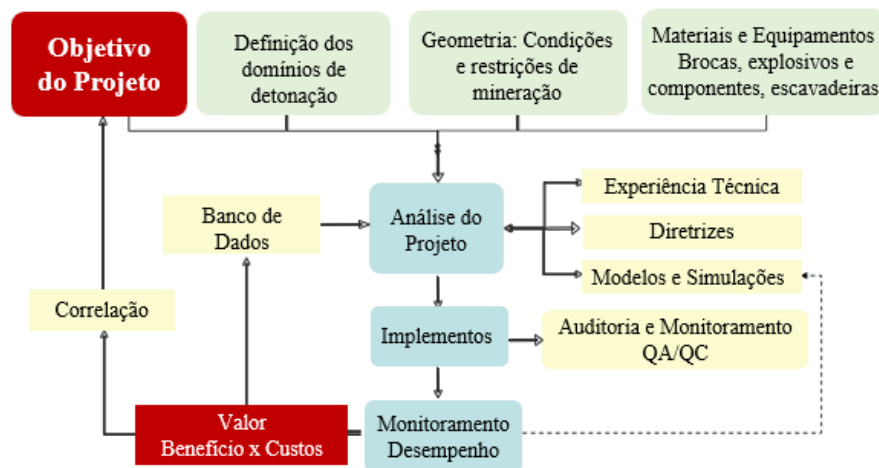
Uma das estratégias eficazes para otimizar o desempenho nas etapas primárias da lavra e minimizar as condições de danos ao talude é o desmonte controlado. Esse processo envolve uma parametrização operacional e a realização de simulações técnicas. Além disso, é fundamental a implementação de um sistema de monitoramento eficaz para garantir que os taludes não sejam comprometidos pela detonação.

No planejamento eficaz de um projeto de perfuração e desmonte de rochas controlado, que não comprometa os taludes, alguns parâmetros essenciais devem ser observados. Assim,

destacam-se a geometria operacional inicial e final do talude, os aspectos geológicos e geotécnicos, influência da água no maciço, além das características de vibração no terreno.

Read e Stacey (2009) destacam uma abordagem que combina modelos teóricos e experiências práticas para projetos de desmontes controlados, permitindo ajustes conforme as condições, os aspectos e os fatores locais. O fluxograma apresentado na Figura 27 ilustra um processo metodológico para a otimização em projetos de engenharia em minas a céu aberto.

Figura 27 - Processos para otimização em projetos de minas a céu aberto



Fonte: Adaptado de Read e Stacey (2009).

Considerada apropriada para todos os tipos de projetos de detonação controlada, a metodologia possibilita identificar os limites de controle por meio da sincronização eficiente da distribuição, confinamento e do nível de eficiência da energia explosiva. O método ainda inclui importantes variáveis a fim de mitigar os mecanismos de danos causados pela detonação, como:

- Avaliação de campo com as considerações geológico-geotécnicas;
- Projeto de escavação e técnicas de detonação controlada;
- Desenvolvimento, implementação e refinamento de projeto;
- Configurações da temporização e iniciação da detonação;
- Monitoramento de segurança e desempenho;

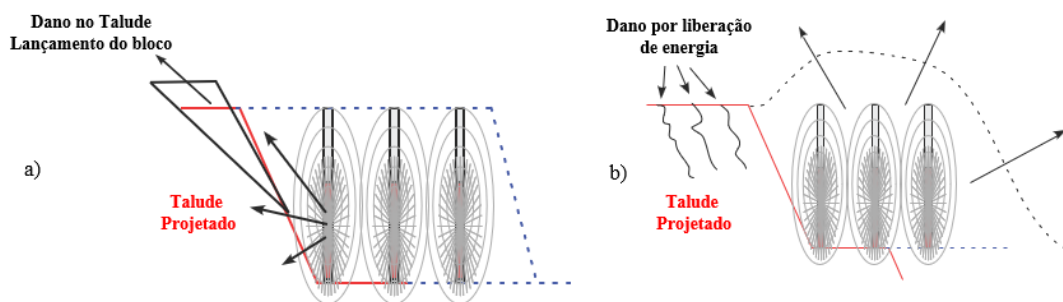
Um mecanismo crucial de ruptura da rocha no processo da detonação é a interação entre o explosivo e o maciço rochoso, considerando suas propriedades físicas e dinâmicas. O objetivo dessa interação é maximizar a eficiência na fragmentação, no deslocamento, na movimentação e no lançamento da pilha de forma controlada, minimizando problemas ambientais e reduzindo danos ao talude remanescente.

Nos estudos realizados por Adamson & Scherpenisse (1998) e McKenzie (2016) (*apud* Lopes, 2020, p. 17), são discutidas as vibrações sísmicas, especialmente os efeitos relacionados a vibração segundo a lei de Hooke. Estas discussões explicam o conceito de pico crítico de velocidade da partícula (VPPc), assumindo o comportamento elástico da rocha intacta.

De acordo com estes autores, o VPPc refere-se ao nível de agitação suportada pela rocha antes da ocorrência do dano ao talude por tração, em que o valor de dano depende da resistência à tração, do módulo de *Young* e da propagação de velocidade da onda primária. As vibrações sísmicas podem comprometer significativamente a estabilidade estrutural das rochas.

Considerando, a interação entre o explosivo e o maciço rochoso, a presença de descontinuidades com orientações adversas e a expansão de gases podem causar o lançamento de blocos, além da inclinação de projeto do talude (Figura 28 a). Projetos em que a carga explosiva inicial for aplicada de forma excessiva, rupturas por tração podem ocorrer muito além do limite projetado em função da condição de confinamento do explosivo (Figura 28 b).

Figura 28 - a) Danos ao talude por descontinuidades adversas; b) Excesso de explosivo



Fonte: Adaptado de Read e Stacey (2009).

Ademais, um projeto de detonação mal dimensionado pode causar diversos danos ao talude, além dos citados anteriormente. Entre os principais impactos estão a emissão de ruídos e poeira excessiva, contribuindo para degradação ambiental. Uma detonação inadequada pode resultar em uma fragmentação ineficiente e levar à necessidade de operações adicionais, como o desmonte secundário para remoção de repé. Além disso, pode haver maior demanda de energia para cominuição, maior desgaste de equipamentos e aumento dos custos operacionais.

Para mitigar os problemas que podem impactar significativamente as operações nas etapas primárias da lavra, é essencial realizarem, previamente, simulações computacionais do projeto da perfuração e desmonte de rochas. O objetivo das simulações é prever com precisão os resultados dessas operações. Além disso, outras funcionalidades podem ser utilizadas para otimizar a fragmentação, levando em consideração o conhecimento técnico sobre as condicionantes geológico-geotécnicas e as estruturas do maciço rochoso.

Comumente, ensaios geotécnicos em amostras de núcleo das regiões onde se pretende realizar as operações de detonação são essenciais para determinar as características do maciço rochoso. Esses ensaios abrangem a resistência da rocha, bem como a análise de suas estruturas. A resistência dinâmica da rocha, ou resistência sob tensão, pode ser classificada em três principais categorias: resistência à compressão, resistência à tração e resistência ao cisalhamento das descontinuidades.

A resistência à tração é aproximadamente um décimo da resistência à compressão, o que ajuda a explicar por que mais danos por detonação ocorrem em tração do que em compressão. Ao determinar a relação entre deformação lateral e a deformação longitudinal do núcleo (razão de *Poisson*), é possível determinar a propensão da rocha em propagar uma fissura durante a pré-fraturação. Quanto menor for a razão, mais facilmente os blocos individuais de rocha se dividirão (desconsiderando a orientação estrutural). O módulo de *Young* (módulo de elasticidade) mede a capacidade da rocha de suportar deformações (Read; Stacey, 2009, p. 280).

Os mesmos estudiosos destacam ainda que, embora a resistência da rocha seja certamente importante, deve-se considerar uma avaliação conjunta com a estrutura da massa rochosa do maciço, sendo, crucial para o desenvolvimento e bom desempenho em um projeto de detonação.

#### **2.4.5.1 Técnicas de Detonação Controlada**

A aplicação de técnicas de detonação controlada em minas a céu aberto é crucial para otimizar a fragmentação do maciço rochoso, além de garantir a segurança operacional, a estabilidade geotécnica e a redução de danos aos taludes. Esses métodos incluem o uso de explosivos com propriedades específicas e um planejamento detalhado da sequência de detonação. Sistemas de monitoramento devem ser considerados para medir o desempenho das operações.

A precisão na execução das detonações controladas minimiza a propagação de vibrações sísmicas e a emissão de ruídos, além de melhorar a eficiência dos equipamentos da escavação subsequente, contribuindo para sustentabilidade e viabilidade econômica das operações.

Diversas técnicas podem ser empregadas para mitigar os danos em taludes causados pelas detonações (Read; Stacey, 2009). Cada técnica possui vantagens e desvantagens que determinam o seu uso em função das características da rocha ou requisitos de projeto. Os principais tipos de desmontes controlados são classificados como:

- Desmonte de amortecimento;
- Desmonte de acabamento;



- Detonação pré-divisão ou intermediária;
- Detonação pós-divisão;
- Perfuração em linha.

A técnica de desmontes de amortecimento é normalmente usada para rochas mais fracas e envolve a modificação dos projetos de detonação de produção a fim de reduzir os danos em taludes remanescentes. Inclui especificamente a elaboração de uma face livre para relevos topograficamente horizontalizados, redução na largura das linhas de perfuração, modificação da sequência de detonação para controle de vibrações induzidas e redução da subperfuração.

A técnica de desmonte de acabamento é usada para uma ampla variedade de condições geológico-geotécnicas e pode fornecer bons resultados na fragmentação e no alcance dos ângulos de face, seguindo os requisitos técnicos de projeto. Refinamentos significativos podem ser aplicados para o bom desempenho da técnica, como:

- Relação entre a distribuição da carga explosiva e nível de confinamento;
- Utilização de plataformas de ar;
- Redução do diâmetro de furos e eliminação de subperfuração;
- Inclusão de linha de pré-cisalhamento e linha de amortecimento;

As técnicas de detonação pré-divisão e desmonte intermediário têm como objetivo minimizar os danos por compressão no maciço rochoso. O controle de *overbreak*, é um dos principais parâmetros considerados nesses projetos. Além disso, deve-se considerar o aumento da geometria de espaçamento entre os furos ao longo do limite da escavação projetada para garantir que o bom desempenho seja alcançado.

A técnica de desmonte controlado pós-divisão é considerada quando há uma necessidade da projeção apenas de uma linha de detonação, com furos levemente carregados. Deve-se observar a geometria de espaçamento entre os furos, alocados ao longo da nova face projetada. Em maciços rochosos altamente fraturados, o desmonte pós-divisão, normalmente, causa menos danos ao talude.

Por fim, a técnica baseada na perfuração em linha consiste em uma linha de furos sem carga ao longo do limite final, próximo à nova face projetada. O objetivo dessa linha é minimizar um possível plano de ruptura em função das tensões induzidas pela detonação. A técnica é indicada para maciços de baixa resistência e juntas fracamente cimentadas.

### 2.4.5.3 Monitoramento dos desmontes de rochas

O monitoramento dos desmontes de rochas nas operações primárias da mina é uma prática essencial para garantir segurança e eficiência operacional do processo. O monitoramento envolve a utilização de diversas tecnologias e metodologias para avaliar e controlar os efeitos causados pela detonação, tais como: fragmentação do maciço, deslocamento do talude e a propagação de vibrações sísmicas.

Ferramentas e equipamentos avançados, como sismógrafos de engenharia, drones e *softwares* de modelagem tridimensional são empregados para coleta de dados precisos, em tempo real, permitindo ajustes imediatos e planejamentos mais eficazes. A análise contínua dos dados não só ajuda a minimizar os danos ao talude, mas também pode evidenciar uma otimização no uso de explosivos. A interação entre essas operações pode impactar positivamente na redução de impactos ambientais e aumento na produtividade.

Outro fator crucial no monitoramento dos desmontes de rochas deve-se à importância do conhecimento aprofundado dos padrões de regulamentação e normas técnicas, nacionais e internacionais, essencialmente para o controle de vibrações, consideradas em projetos de desmonte de rochas. Esses documentos objetivam estabelecer os níveis máximos de vibração no terreno e a pressão acústica na atmosfera.

Na ABNT-NBR 9653 (2018), são estabelecidos valores máximos de vibração no terreno considerando a relação do risco de danos ao talude com a faixa da frequência (Hz) (Tabela 10). A norma ainda estabelece um valor máximo de 134 dBL pico, para os níveis da pressão acústica. Este valor de limite é aplicável para medições realizadas além da área de operação do empreendimento.

Além disso, é importante ressaltar que a norma brasileira não aborda o tipo de estrutura a ser afetada, oposta às normas internacionais em que são considerados aspectos, como sensibilidade e obras de reforços implementados nas estruturas.

Tabela 10 - Faixas de limites de velocidade de vibração

| LIMITES DE VELOCIDADE DE VIBRAÇÃO DE PARTÍCULA DE PICO POR FAIXA DE FREQUÊNCIA                                                                                         |                                                          |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------|
| FAIXA DE FREQUÊNCIA (Hz)                                                                                                                                               | LIMITE DE VELOCIDADE DA PARTÍCULA DE PICO                |
| 4 Hz a 15 Hz                                                                                                                                                           | Iniciando em 15 mm/s, aumentando linearmente até 20 mm/s |
| 15 Hz a 40 Hz                                                                                                                                                          | Iniciando em 20 mm/s, aumentando linearmente até 50 mm/s |
| Acima de 40 Hz                                                                                                                                                         | 50 mm/s                                                  |
| Para valores de frequência abaixo de 4 Hz, deve ser utilizado como limite o critério de deslocamento de partícula de pico de no máximo 0,06 mm (valor de zero a pico). |                                                          |
| NOTA: 1 Hz corresponde a uma oscilação por segundo.                                                                                                                    |                                                          |

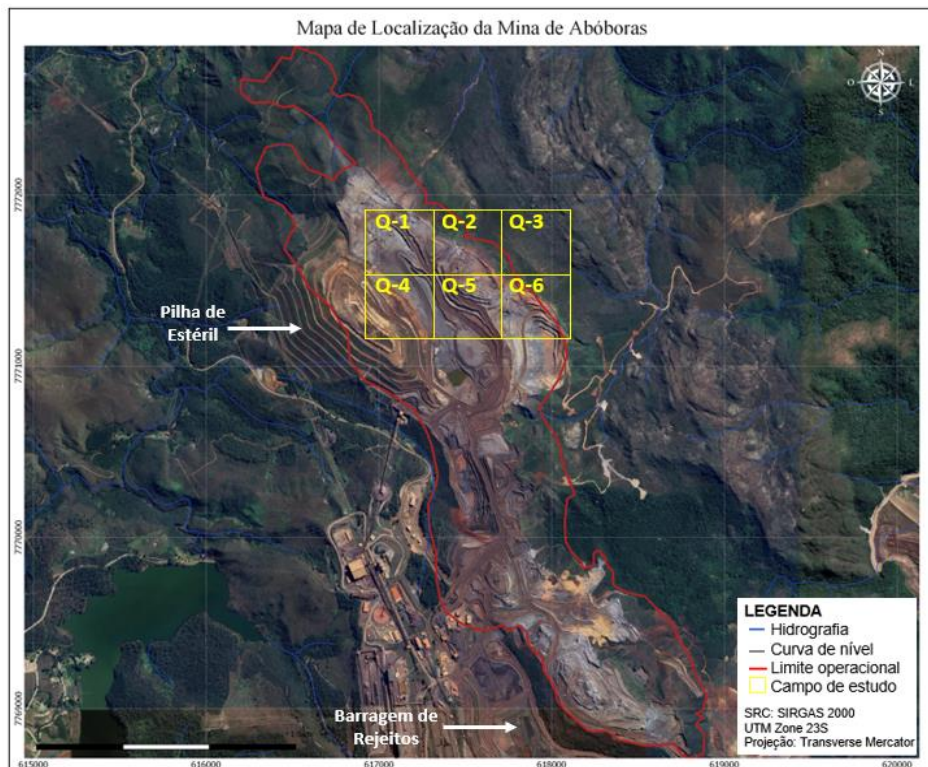
Fonte: ABNT-NBR 9653 (2018).

### 3 METODOLOGIA DA PESQUISA

Para o estudo aplicado nesta dissertação, foi realizado um planejamento sistematizado em cada etapa da pesquisa visando ser possível atingir os objetivos supracitados. Concomitantemente, foi realizado o acompanhamento das operações primárias (Teste-ABO-0), executadas na bancada 1340 (Q-2), praticadas de forma convencional na área de estudo. Nesta etapa, não foram consideradas as atividades do mapeamento geológico-geotécnico.

As atividades de mapeamento foram planejadas para a bancada operacional 1320, localizada no Quadrante 5 do mapa de localização das bancadas operacionais (Figura 29). Todas as etapas da pesquisa foram cuidadosamente planejadas de forma racional e estratégica para garantir a exequibilidade das atividades propostas para concluir esta pesquisa. Sua importância deve-se, principalmente, à localização e às atividades operacionais da lavra, vigentes na área de estudo.

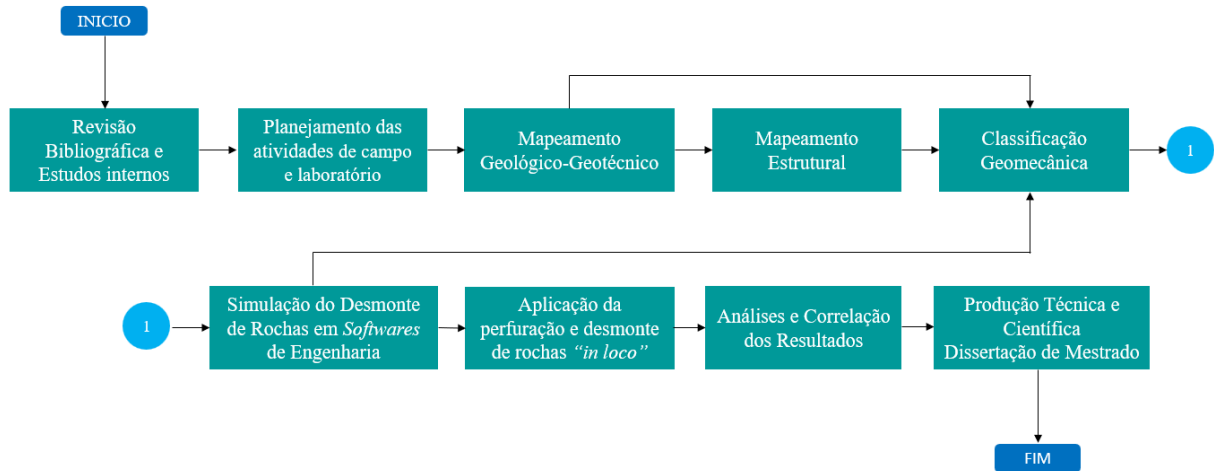
Figura 29 - Mapa de localização das bancadas operacionais 1340 (Q-2) e 1320 (Q-5)



Fonte: Acervo do autor (2023).

A Figura 30 ilustra as etapas de elaboração, desenvolvimento e execução do planejamento de experimentos, conforme apresentado no fluxograma simplificado com o objetivo geral de concluir a pesquisa através dos objetivos específicos, incluídos nesse estudo de caso aplicado.

Figura 30 - Fluxograma simplificado das etapas de pesquisa



Fonte: Autor (2023).

### 3.1 Levantamento dos Dados

Nessa fase, o mapeamento geológico-geotécnico na área de estudo teve como principal base a metodologia *Rock Mass Rating – RMR*, de Bieniawski (2011).

Tendo em vista a realização de um melhor detalhamento geológico-geotécnico devido à heterogeneidade das litologias e dos aspectos das descontinuidades, o sistema RMR pode ser correlacionado com outros sistemas de classificação, quando aplicável. A finalidade da correlação deve-se à separação e setorização das rochas brandas e compactas, em função dos modos de falhas atuantes, dos parâmetros de resistência e da qualidade do maciço rochoso.

- Sistema de Classificação *Rock Mass Quality (Q)*, Barton, Lien e Lunde (1974);
- Sistema de Classificação *Geological Strength Index (GSI)*, Marinos e Hoek (2000);
- Sistema de Classificação *Weak Rock (WR)*, Cella *et al.* (2020).

As tabelas de referência utilizadas nas atividades do mapeamento de campo e para a classificação de maciços rochosos estão ilustradas nos Anexo A – Sistema RMR (2011), Anexo B – Sistema Q (1974) e Anexo C – Sistema GSI.

Para o desenvolvimento do mapeamento geológico estrutural, as principais fundamentações foram baseadas nos estudos macrorregionais, citadas nos trabalhos de Dorr (1969), Marshak e Alkmim (1989), Alkmim e Marshak (1998) e Alkmim e Noce (2006). As obras destes autores discorrem a respeito da evolução geotectônica do Quadrilátero Ferrífero sobre uma perspectiva geológica-estrutural.

Na Figura 31 é ilustrado exemplos dos principais equipamentos e materiais utilizados nas etapas de desenvolvimento das atividades de campo.

Figura 31 - Exemplos dos principais equipamentos utilizados nas atividades de campo



Fonte: Acervo do autor (2023)

O mapeamento geológico-geotécnico foi produzido na escala de 1:1.000 através de um caminhamento paralelo ao *trend* da bancada operacional, 1320 (Q-5), e foi denominado como Experimento MAP-GEO-ABO-1. Foram mapeados em detalhe os contatos litológicos, valores de UCS da rocha intacta e paredes das discontinuidades, RQD, espaçamento, além das características e orientação das discontinuidades para setorizar as classes geomecânicas.

Analogamente, o mapeamento geológico estrutural foi produzido de igual escala, 1:1.000, com levantamento das informações a cada 10 m, de forma concomitante ao mapeamento geológico-geotécnico. A definição da escala utilizada permitiu um melhor detalhamento da caracterização dos elementos estruturais, quando presentes na bancada operacional, indicadas na Tabela 11.

Tabela 11 - Elementos estruturais

| ABREVIACÃO | ESTRUTURA                   | ABREVIACÃO | ESTRUTURA                         |
|------------|-----------------------------|------------|-----------------------------------|
| S0         | Acamamento                  | Pa         | Plano axial de dobra              |
| Sb         | Bandamento composicional    | Ex         | Eixo de dobra                     |
| Sn         | Foliação metamórfica        | Ve         | Veio                              |
| Cl         | Clivagem                    | Li         | Lineação                          |
| Fl / Fr    | Planos de falhas / fraturas | CG         | Contato entre unidades geológicas |

Fonte: Acervo do autor (2023).

A base de dados do mapeamento de campo foi levantada através da coleta de dados do total de 50 pontos de controle. Em cada ponto mapeado, foram registradas, em uma ficha de descrição de campo (Figura 32), notas de informações gerais, como coordenadas X e Y em



UTM (*Datum* WGS 84, zona 23S) e da elevação a partir de um GPS de mão (*Garmin* modelo *Etrex-30*) com precisão de 1 a 3 metros.

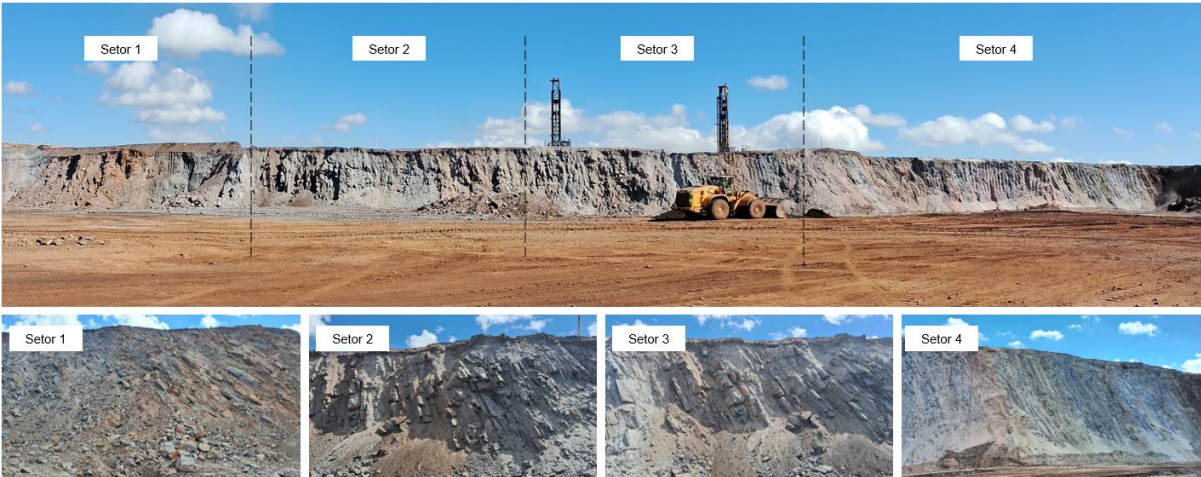
Figura 32 - Ficha de descrição de mapeamento de campo

|                                                                 |          |                         |                     |                             |                        |              |          |                        |                          |                 |               |                        |                    |                         |             |
|-----------------------------------------------------------------|----------|-------------------------|---------------------|-----------------------------|------------------------|--------------|----------|------------------------|--------------------------|-----------------|---------------|------------------------|--------------------|-------------------------|-------------|
| MAPEAMENTO GEOLÓGICO-GEOTÉCNICO EM TALUDES DE MINA A CÉU ABERTO |          |                         |                     |                             |                        |              |          |                        |                          | DATA:           |               | PONTO                  |                    |                         |             |
|                                                                 |          |                         |                     |                             |                        |              |          |                        |                          | GEÓLOGO (A):    |               |                        |                    |                         |             |
| 1 – DADOS DA ROCHA INTACTA                                      |          |                         |                     | 2 – DADOS DO MACIÇO ROCHOSO |                        |              |          | 2 – INFORMAÇÕES GERAIS |                          |                 |               |                        |                    |                         |             |
| 1. LITOTIPO:                                                    |          |                         |                     | JN:                         |                        |              |          | COORDENADAS            |                          | MINA:           |               | FOTOS                  |                    |                         |             |
| 2. RESISTÊNCIA (R):                                             |          |                         |                     | CONDIÇÃO DA ÁGUA:           |                        |              |          | E: _____               |                          | TALUDE:         |               |                        |                    |                         |             |
| 3. INTEMPERISMO:                                                |          |                         |                     | GSI:                        |                        |              |          | N: _____               |                          |                 |               |                        |                    |                         |             |
|                                                                 |          |                         |                     |                             |                        |              |          | COTA: _____            |                          |                 |               |                        |                    |                         |             |
| Ponto ID                                                        | Litotipo | Tipo de descontinuidade | Sentido de mergulho | Mergulho                    | Espacamento médio (cm) | Persistência | Abertura | Rugosidade (Jv)        | Intemperismo das paredes | Marrelo Schmidt | Preenchimento | Natureza Preenchimento | Material dominante | Espessura Preenchimento | Resistência |
| 1                                                               |          |                         |                     |                             |                        |              |          |                        |                          |                 |               |                        |                    |                         |             |
| 2                                                               |          |                         |                     |                             |                        |              |          |                        |                          |                 |               |                        |                    |                         |             |
| 3                                                               |          |                         |                     |                             |                        |              |          |                        |                          |                 |               |                        |                    |                         |             |
| 4                                                               |          |                         |                     |                             |                        |              |          |                        |                          |                 |               |                        |                    |                         |             |
| 5                                                               |          |                         |                     |                             |                        |              |          |                        |                          |                 |               |                        |                    |                         |             |
| 6                                                               |          |                         |                     |                             |                        |              |          |                        |                          |                 |               |                        |                    |                         |             |
| Observações:                                                    |          |                         |                     |                             |                        |              |          |                        |                          |                 |               |                        |                    |                         |             |

Fonte: Acervo do autor (2024).

Assim, o mapeamento de campo foi realizado para uma bancada operacional configurada geometricamente em 10 metros de altura em uma extensão longitudinal aproximada de 200m. A área mapeada possui um perímetro de 500 metros. A Figura 33 ilustra os aspectos gerais da bancada operacional 1320 (Q-5).

Figura 33 - Bancada operacional 1320 (Q-5)



Fonte: Acervo do autor (2024).

Para o levantamento dos dados de resistência UCS na bancada 1320, foi utilizado o martelo de *Schmidt* digital. Assim, o índice de dureza pode ser quantificado com a utilização do martelo de *Schmidt*, tipo L, que possui níveis de sensibilidade com as irregularidades das superfícies rochosas.

As configurações internas do aparelho permitiram, de maneira lógica, determinar a escolha do ensaio em função de diferentes metodologias. Conforme proposto pela *International Society for Rock Mechanics* – ISRM (2007), a utilização do martelo de *Schmidt* é recomendada para estimar a resistência à compressão uniaxial numa faixa entre 20 e 150 MPa.

A utilização do martelo digital foi determinada em razão de fatores técnicos e econômicos, além da praticidade e rapidez em se obter os resultados de UCS. Sua utilização para ensaios de campo em rochas *in situ* não é estabelecida por normas ou procedimentos no Brasil de modo que a sua aplicação teve como base nessa pesquisa os métodos propostos pela ISRM (2007).

### 3.2 Tratamento dos Dados

A partir dos dados levantados do mapeamento geológico-geotécnico, estrutural e dos ensaios de campo, realizou-se a transformação do sistema de coordenadas, de todos os pontos mapeados, considerando os valores de translação em x, y e z para obter um banco de dados em *Datum* SIRGAS2000.

Foram analisados 40 de 50 pontos, os quais continham notas de informações estruturais para as discontinuidades. As análises foram realizadas para caracterização do modo de falha predominante na bancada operacional e avaliação da estabilidade geotécnica.

Ainda foram elaborados os mapas temáticos geológico-geotécnicos e estruturais e os respectivos modelos temáticos tridimensionais como resultados dos objetivos da pesquisa. Os mapas foram produzidos para alimentar as informações do mapeamento às etapas de planejamento, simulação e execução das operações de perfuração e do desmonte de rochas. Para cada etapa, foram utilizados *softwares* de engenharia específicos, sendo:

- Mapas geológico-geotécnicos e estrutural – *software Q-Gis*, versão 3.32.3:

A etapa de geoprocessamento engloba a análise dos dados espaciais a partir de pontos georreferenciados. Foi utilizado o Sistema de Informação Geográfica – SIG, *Q-Gis*, para elaboração e produção de mapas temáticos.

- Modelos temáticos tridimensionais – *software Leapfrog*, versão 2024.1.0 (Sequeent):

Para as análises e produção dos modelos tridimensionais, foi utilizado o *software Leapfrog*, da *Sequeent*, que permite representar, de forma visual, os aspectos geológico-geotécnicos e as características geomecânicas da bancada operacional em ambiente 3D.

- Análises cinemáticas – *software Dips* (Rocscience):

As análises cinemáticas consistiram na verificação da relação geométrica entre a direção do plano e mergulho das atitudes estruturais das descontinuidades e o maciço rochoso analisado. A análise cinemática determina a probabilidade em função do número de interseções (cunhas) ou polos (planares) que estão geometricamente posicionados dentro de uma zona crítica, a condição do mecanismo de ruptura predominante na bancada 1320 (Q-5).

- Análise de estabilidade geotécnica – *software Swedge* e *RocPlane* (Rocscience):

Para essas análises foram utilizados os *softwares Swedge 7.02*, para avaliar o modo de falhas por cunhas, e o *RocPlane 4.0*, da *Rocscience*, para avaliar o modo de falha por estruturas planares. Essas análises permitem uma modelagem numérica tridimensional, no caso do *Swedge*, e bidimensional no *RocPlane*, considerando a avaliação em função da direção e do mergulho das descontinuidades.

- Simulação e modelagem do plano de fogo – *software I BLAST* (DNA BLAST):

No experimento piloto, TESTE-ABO-0 e no experimento MAP-GEO-ABO-1, foi utilizado o modelo de simulação, *I-Blast*, para analisar os resultados das operações de perfuração e desmonte de rochas. O modelo foi desenvolvido pela *DNA Blast Group* para simular previamente os efeitos e a otimização do desmonte de rochas, em ambientes de visualização 2D e 3D.

O *software I-Blast* oferece um pacote de simulações avançadas com precisão das análises acerca dos efeitos e resultados obtidos do projeto. Essa funcionalidade permite o aprimoramento dos *inputs* de dados, para o bom desempenho do plano de fogo.



## **4 RESULTADOS E DISCUSSÕES**

Inicialmente, foi realizado o diagnóstico dos dados disponíveis do projeto de perfuração e desmonte de rochas, determinado para o teste piloto na bancada operacional 1340 (Q-2). Ressalta-se que não foram levados em conta a realização do mapeamento geológico-geotécnico nesta fase da pesquisa. Esse diagnóstico teve como finalidade realizar, de forma minuciosa, o acompanhamento das operações primárias, praticadas de forma rotineira na lavra. No Anexo E, estão ilustrados os parâmetros detalhados do plano de fogo para a bancada 1340 (Q-2).

Foi imprescindível que os desvios identificados tivessem seus devidos registros para interpretação dos resultados obtidos em cada etapa até a fragmentação do maciço rochoso. Por meio desses registros, foi possível determinar os estudos específicos a serem realizados para a bancada operacional 1320 (Q-5). Os estudos incluíram, o mapeamento geológico-geotécnico, a investigação dos modos de falhas, estabilidade geotécnica, inspeção de danos ao talude e o desempenho da fragmentação do maciço rochoso ao final das operações.

Ainda foram discutidos os resultados em todas as fases durante o desenvolvimento das atividades operacionais identificando as oportunidades de otimização nas etapas primárias da lavra. Dessa maneira, o diagnóstico possibilitou, de forma cuidadosa, a realização de uma auditoria interna. Com base nos resultados obtidos entre o experimento piloto na bancada 1340 (Q-2) e o experimento com o mapeamento geológico-geotécnico na bancada 1320 (Q-5), foi possível avaliar e interpretar o desempenho advindo das referidas operações.

### **4.1 Experimento Piloto – TESTE-ABO-0 – Bancada 1340 (Q-2)**

A Tabela 12 ilustra as principais variáveis avaliadas nas operações da perfuração e desmonte de rochas para o experimento piloto. O esquema projetado para esse experimento está ilustrado no Anexo E.

Tabela 12 - Parâmetros de projeto – Teste-ABO-0 – BC 1340 (Q-2)

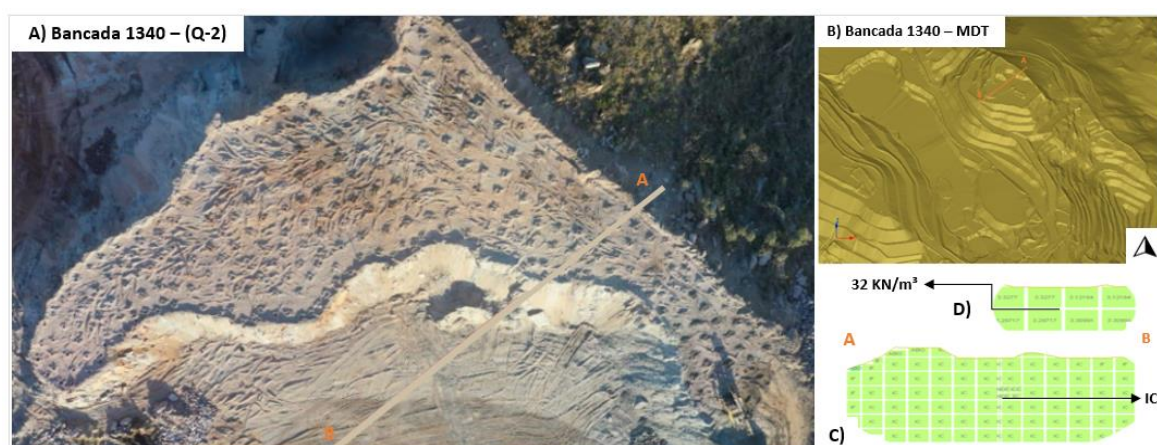
| ID ETAPA | PARÂMETROS OPERACIONAIS                                                |
|----------|------------------------------------------------------------------------|
| 1        | Geometria da Bancada                                                   |
| 2        | Perfil de Face Livre                                                   |
| 3        | Diâmetro do Furo e Malha da Perfuração                                 |
| 4        | Razão de Carregamento dos Furos                                        |
| 5        | Avaliação da Temporização e Cumprimento dos Tempos do Plano de Fogo    |
| 6        | Sequenciamento da Detonação                                            |
| 7        | Carga Máxima por Espera (CME) e Razão de Carga (Planejado x Realizado) |
| 8        | Energia do Explosivo                                                   |
| 9        | Tamponamento                                                           |
| 10       | Vibrações no Terreno                                                   |
| 11       | Fragmentação do Maciço Rochoso                                         |

Fonte: Elaborada pelo autor (2023)

Após a definição da bancada 1340 (Q-2) para o experimento TESTE-ABO-0 (Figura 34 A), foi elaborado o modelo digital de terreno (MDT) através do *software Studio RM (Datamine)* em ambiente 3D. No MDT, foi definida uma seção para identificar as litologias predominantes da bancada em relação à sua geometria (B), resultando o IC como principal litotipo.

O perfil topográfico e os dados de geologia em profundidade foram obtidos pelo modelo de blocos geológicos da área de estudo, fornecido pela equipe de planejamento da mina. Por conseguinte, foi possível obter os dados e parâmetros físico-químicos, os quais, apresentam resultados ensaiados no laboratório da área de estudo, e modelados, com dimensões de 10x10x10 metros por unidade de bloco (C e D).

Figura 34 - A) Talude 1340; B) MDT e seção geológica; C) Litotipos; D) Densidade



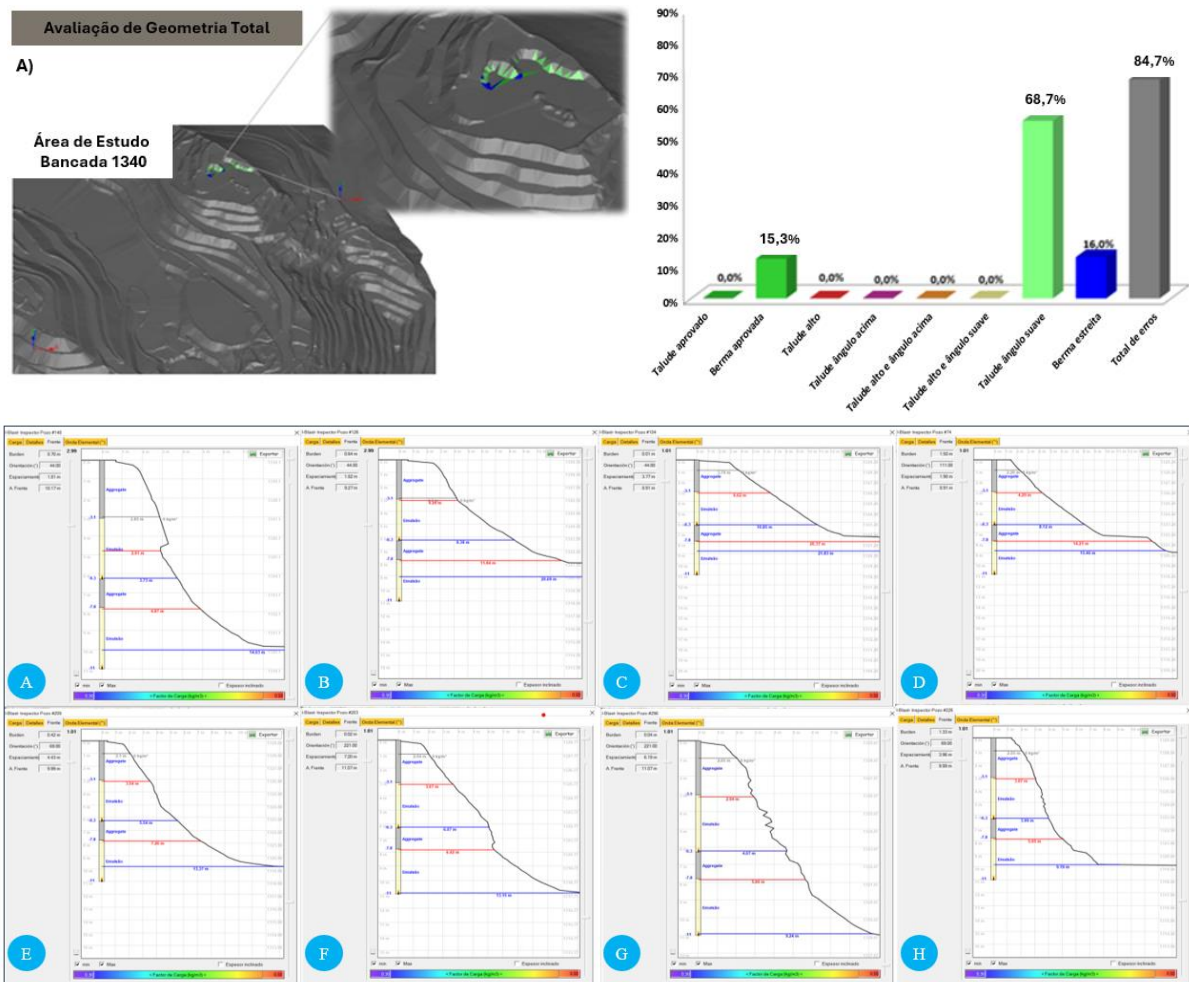
Fonte: Elaborado pelo autor (2022).

A avaliação da geometria da bancada 1340 (Figura 35 A) objetivou verificar os parâmetros geométricos que influenciaram diretamente a produtividade e a eficiência dos explosivos na etapa do desmonte de rochas. Posteriormente, foi realizada a análise de perfis

críticos de face livre da bancada (Figura 35 B). Essa análise foi devida à inclinação suave da bancada, além de irregularidades e variação do ângulo de face entre  $48^\circ$  e  $58^\circ$ , resultando em distanciamentos superiores a 20 metros da primeira linha de furos, registradas nos perfis B e C.

Observa-se, no gráfico de aderência geométrica, o valor de 68,7% referente à face da bancada avaliada, classificada por ‘Talude ângulo suave’. Esse parâmetro pode ser evidenciado como um dos principais contribuintes para ineficiência nas operações primárias da lavra. As avaliações geométricas dos perfis críticos de face livre da bancada foram realizadas em *softwares* de engenharia distintos, respectivamente *Studio RM (Datamine)* e *I-Blast (DNA Blast)*, e evidenciaram uma boa calibração e coerência dos resultados das duas análises.

Figura 35 - Avaliação geométrica da bancada 1340 zona Norte da área de estudo



Fonte: Acervo do autor (2022); DNA Blast (2022).

Em seguida, foi realizada uma avaliação da configuração da malha de perfuração, classificada como geometria triangular. Após sua aplicação em campo, foi observada, pela simulação computacional da perfuração, uma variação na configuração da malha devido à geometria de afastamento e espaçamento executada em campo. Por via das atividades de

inspeção de campo e da simulação computacional, foi possível medir a configuração da geometria de afastamento e espaçamento com as respectivas dimensões médias:

- Afastamento de Projeto: 2,50 m.; Afastamento Realizado: 2,50 m a 4,05 m.
- Espaçamento de Projeto: 4,50 m.; Espaçamento Realizado: 2,83 m a 4,28 m.

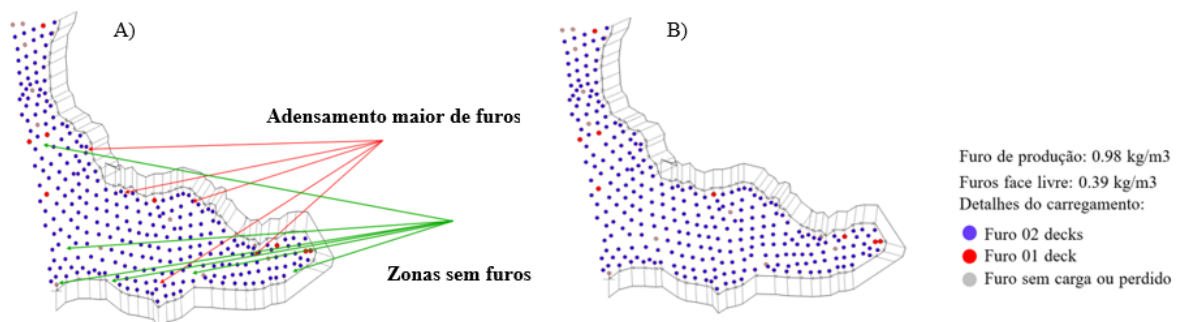
Após as análises das geometrias de espaçamento e afastamento, observou-se uma grande heterogeneidade das dimensões de adensamento e zonas sem furos (Figura 36 A). Esses resultados apresentaram-se como desvios praticados na execução das operações da perfuração *in loco*, fora da malha de projeto.

Foram realizados 295 furos, cada um com 11 metros de profundidade, totalizando aproximadamente 3.245 metros de perfuração na bancada. Durante essa atividade, foi identificada a perda de 21 furos, o que corresponde a cerca de 231 metros, exigindo execução de perfurações adicionais.

Durante a operação adicional da perfuratriz rotativa, foi medido um avanço médio de 11 metros por hora ao perfurar o litotipo itabirito compacto. Dessa forma, a necessidade de refazer os 21 furos, somados aos furos originalmente perdidos, resultou em um acréscimo de 462 metros de perfuração e 21 horas adicionais. Este retrabalho representou um impacto de 14,23% no total das operações de perfuração.

Para a etapa de carregamento dos furos, foi observada, detalhadamente, a distribuição das cargas explosivas, aplicadas conforme a geometria do polígono marcado *in loco*. Foram registrados furos de 01 e 02 *decks*, além de furos não carregados. O menor carregamento medido foi de 0,39 Kg/m<sup>3</sup> da carga explosiva (emulsão), identificado na primeira linha da perfuração, que demanda menor energia do explosivo para a projeção da pilha de produto (Figura 36 B).

Figura 36 - Zonas de adensamento e zonas sem furos (a); furos por decks (b)



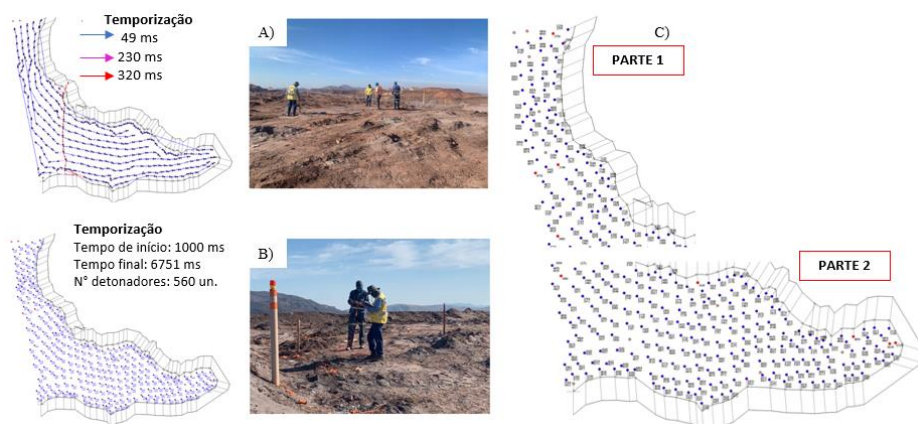
Fonte: DNA Blast (2022).

Um parâmetro relevante na configuração do plano de fogo foi a identificação da linha para projeção das pilhas desmontadas. Analogamente, foram observadas as temporizações

distintas devido à poligonal da bancada com orientações de face livre distintas (Figura 37 A). Com a identificação da linha de projeção da pilha, foi possível simular e executar a sequência de iniciação e temporização da detonação de maneira mais assertiva.

Após a definição da temporização, foi realizada a conferência em toda a amarração, além da sequência e da saída das linhas de detonação da bancada (B). Posteriormente, foi realizada uma avaliação do cumprimento dos tempos programados no plano de fogo. Essas etapas foram fundamentais para determinação da sequência da detonação, sendo a primeira fase identificada como ‘Parte 1’ e a segunda fase, como ‘Parte 2’, conforme a temporização e a sequência de saída realizada a partir da linha de projeção da pilha desmontada (C).

Figura 37 - A) Projeção da pilha; B) Cumprimento dos tempos; C) Temporização executada



Fonte: DNA Blast (2022).

Outro parâmetro analisado foi a continuidade das isolinhas conectadas pelos furos na extensão da bancada 1340. A análise teve por finalidade evidenciar a linha do tempo de saída e a projeção de deslocamento da pilha desmontada. Mediante essas análises, foi possível avaliar o sequenciamento da detonação, que reportou uma carga máxima por espera (CME) de 90 kg de explosivo do tipo emulsão. A simulação apresentou ainda uma carga máxima acumulada de 90,45 kg.

Para verificar a relação da variação da carga de explosivo executada *in loco*, foram analisadas algumas premissas de projeto. A análise baseou-se na carga de explosivo, dos *decks* inferiores e superiores. Os resultados dos perfis, projeto x real, mostraram os principais desvios nos parâmetros de carregamento, com variação média da carga inferior de 42,00% e, 29,00% na carga superior fora de projeto (Anexo E). Outro desvio pode ser visto na profundidade executada no tamponamento dos furos que resultaram em uma variação média de 60,00%.

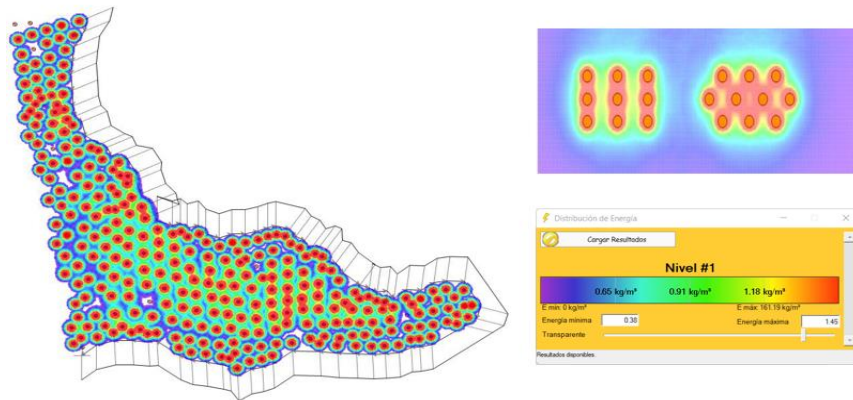
As análises realizadas na simulação da distribuição da energia dos explosivos nas paredes dos furos (Figura 38) foram configuradas para um range mínimo e máximo com os



respectivos valores de  $0,38 \text{ kg/m}^3$  e  $1,45 \text{ kg/m}^3$ . Após a interpretação da simulação realizada, foi possível descrever as seguintes observações:

- Distribuição da energia de forma heterogênea nas paredes dos furos da bancada;
- Distribuição da energia distinta para geometrias de malhas variáveis;
- Baixa distribuição de energia, ou nula, na linha de pé da face livre da bancada;
- Zonas sem distribuição de energia em função de furos perdidos.

Figura 38 - Análise da distribuição de energia nos furos para o desmonte de rochas



Fonte: DNA Blast (2022).

A granulometria ótima de projeto para o material de tampão correspondia a  $1/25$  do diâmetro do furo. Foi utilizado, como material de tamponamento, o pó produzido pela perfuratriz durante a etapa de perfuração da bancada. Desta maneira, a granulometria do material pode se apresentar ineficiente para um bom desempenho do tamponamento. Porém, o processo é praticado de forma convencional na área de estudo em função da disponibilidade, logística e transporte do material.

Por fim, foi possível realizar o registro da etapa de detonação executada para a bancada 1340 (Q-2) e analisada, de forma visual, a projeção de lançamento de fragmentos rochosos e baixa eficiência na fragmentação. Nota-se que a projeção de lançamento do material foi 3 vezes superior à altura da bancada ( $h_b=10 \text{ m}$ ), promovendo uma baixa retenção e emissão excessiva de poeira em função da granulometria do material utilizado como tampão dos furos (Figura 39).

Figura 39 - Análise visual da detonação executada na bancada 1340 (Q-2)

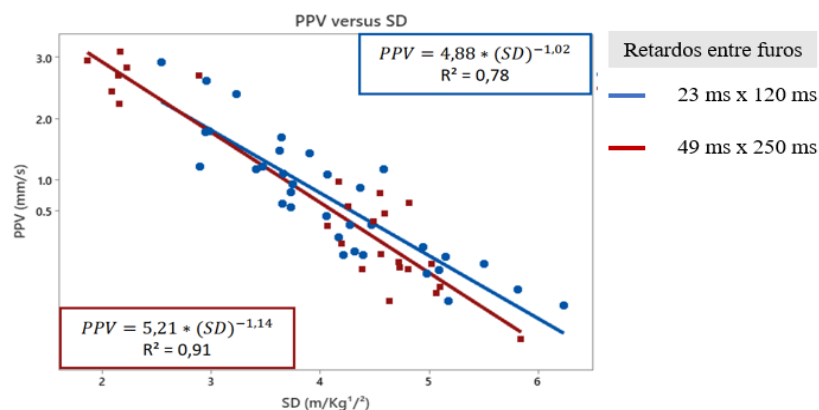


Fonte: Acervo do autor (2022).

Por fim, na etapa de controle e monitoramento ambiental das operações de perfuração e desmonte de rochas, a área de estudo dispõe de uma série de sismógrafos de engenharia. Esses equipamentos são utilizados para monitoramento e registro da vibração induzida no terreno, resultante da detonação. Além disso, o monitoramento é realizado como etapa de validação de desempenho do projeto, verificando os limites de vibrações atendidos, conforme as exigências das normas técnicas e procedimentos legais vigentes para operações minerárias.

Por formulações matemáticas e simulações específicas dos limites de vibração da partícula de pico induzidas no terreno, pode-se obter uma prévia dos resultados esperados nas operações de detonação (Figura 40). O procedimento corrobora para garantir o atendimento preconizado pela Associação Brasileira de Normas Técnicas – ABNT NBR 9653 (2005), guia para avaliação dos efeitos provocados pelo uso de explosivos nas minerações em áreas urbanas.

Figura 40 - Análise das vibrações no terreno provocado pelo desmonte de rochas



Fonte: DNA Blast (2022).

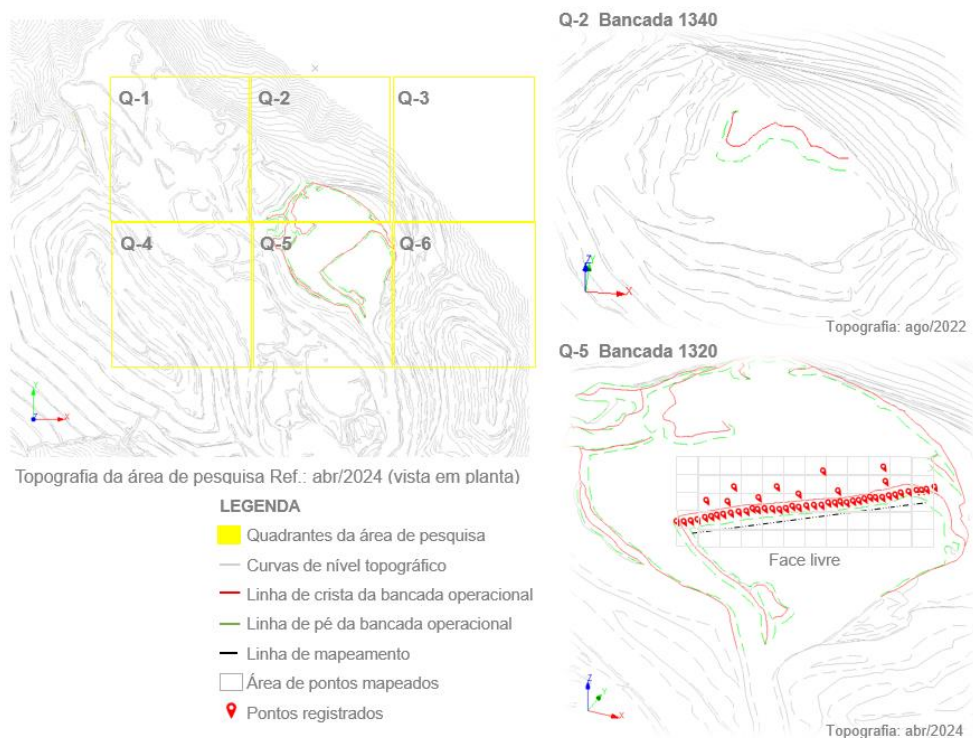
Nota-se, para esse experimento, um acréscimo no valor de K de 4,88 mm/s para 5,21 mm/s, que pode ser traduzido à maior eficiência dos explosivos, principalmente no aumento de tempo de desenvolvimento da distribuição energética dos explosivos. Observa-se ainda uma variação de 12,00% no valor de alfa ( $\alpha$ ) de -1,02 para -1,14, que pode ser traduzida em uma diminuição dos valores de vibrações no terreno em campo longo.

#### 4.2 Experimento MAP-GEO-ABO-1 – Bancada 1320 (Q-5)

Nesta etapa, foram executados os mapeamentos geológico-geotécnico e estrutural para o experimento MAP-GEO-ABO-1, nível da bancada operacional 1320 (Q-5) (Figura 41). As atividades propostas para estes mapeamentos foram determinadas em função das operações de perfuração e desmonte de rochas de produção na zona Norte da mina. A razão da escolha da bancada deve-se às características similares do contexto geológico à bancada 1340 (Q-2), analisada no experimento anterior, ambas localizadas na mesma região da área de estudo.

Além disso, na Figura 38 é ilustrada as linhas topográficas da bancada 1340 (Q-2), onde foram realizados o acompanhamento e as análises do teste piloto, referente às operações praticadas de forma convencional na mina.

Figura 41 - Distribuição espacial dos pontos do mapeamento geológico-geotécnico



Fonte: Elaborado pelo autor (2024)

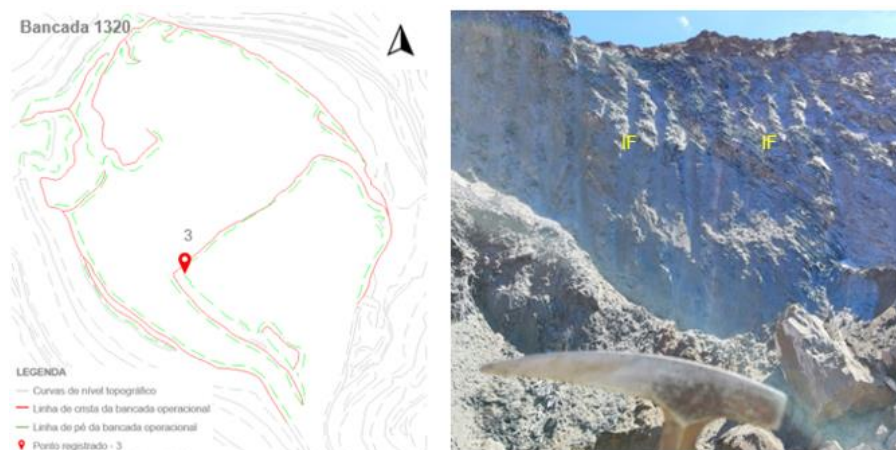


#### 4.2.1 Resultados dos Mapeamentos Geológico-Geotécnico e Estrutural

Na bancada 1320 (Q-5), predominam litologias intercaladas, rochas com alto grau de dureza e resistência, como o itabirito compacto (IC) em contato abrupto com uma massa rochosa friável; e itabiritos friáveis (IF). Ainda foram mapeados litotipos, como a hematita friável e cobertura laterítica (canga), presentes na extensão do maciço rochoso.

O itabirito friável, em sua totalidade mapeada, apresentou-se pouco resistente. Sua textura possui característica arenosa, variando de areia fina a média, e coloração em tons de cinza. Em grande parte da extensão da bancada, pode ser observada, nesses litotipos, a presença de sílica livre entre as superposições das camadas e veios subparalelos de quartzo. Além disso, há presença de microdobras e microfalhamentos próximo às zonas de contatos geológicos. A Figura 42 ilustra o itabirito friável e a localização do ponto 3, setor 1.

Figura 42 - Itabirito friável - IF (ponto 3)



Fonte: Acervo do autor (2024).

Os itabiritos semicompactos e compactos apresentaram, respectivamente, uma variação de médio a alto grau de resistência. As bandas de óxidos de ferro e sílica são marcantes nas superposições das camadas, com espessuras milimétricas à centimétricas. Na totalidade dos pontos mapeados, esses litotipos apresentaram-se muito fraturados e, em parte, estruturados por planos de clivagem. Nota-se, ainda, presença de dobras suaves. Na Figura 43, estão ilustrados os pontos 10 e 20 mapeados nos setores 2 e 3.

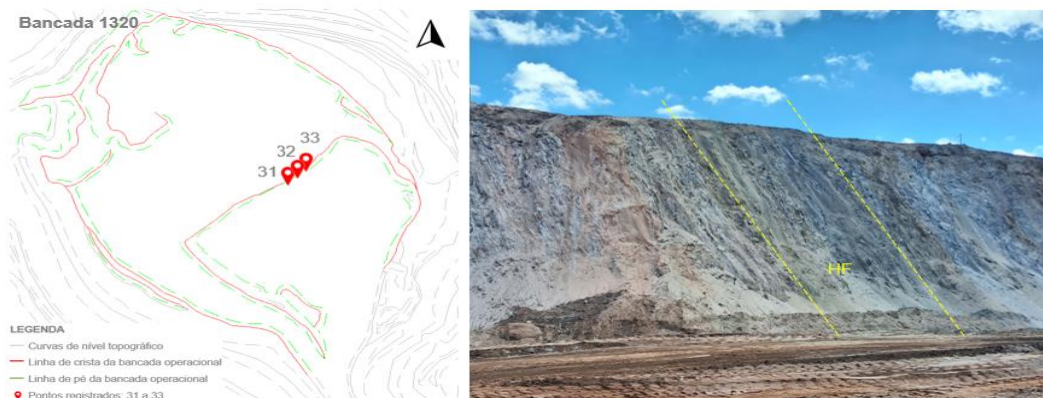
Figura 43 - Itabirito semicompacto – ISC e compacto – IC (pontos 10 e 20)



Fonte: Acervo do autor (2024).

Outro importante litotipo mapeado foi a hematita friável, com ocorrência restrita na bancada. O contato geológico possui ocorrência de forma gradacional com o itabirito friável. Esse litotipo apresenta pouca resistência, similar ao itabirito friável (rocha branda). Sua coloração possui variação de cinza-escuro a preto e textura areno-siltosa. A zona mapeada desse litotipo, mesmo na condição friável, ainda apresenta estruturas de dobramentos entre as camadas. A Figura 44 ilustra a ocorrência da hematita friável (ponto 39, setor 4).

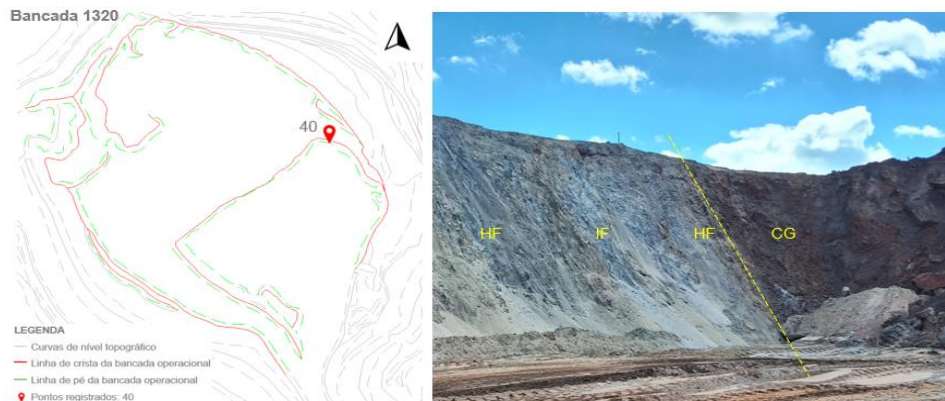
Figura 44 - Hematita Friável – IF (pontos 31 a 33)



Fonte: Acervo do autor (2024).

Por fim, na porção da borda da bancada, apresentaram-se mapeadas as cangas, como coberturas lateríticas superficiais. Esse litotipo encontra-se marcante na borda da encosta de toda a área de estudo. Essas rochas possuem coloração avermelhada e tons de marrom. Ainda foram registradas, nessa unidade, a presença de blocos compactos de canga, disseminados em uma matriz granular e seixos de composição ferruginosa (itabiritos e hematitas). A Figura 45 ilustra o litotipo canga mapeado no ponto 40 (setor 4).

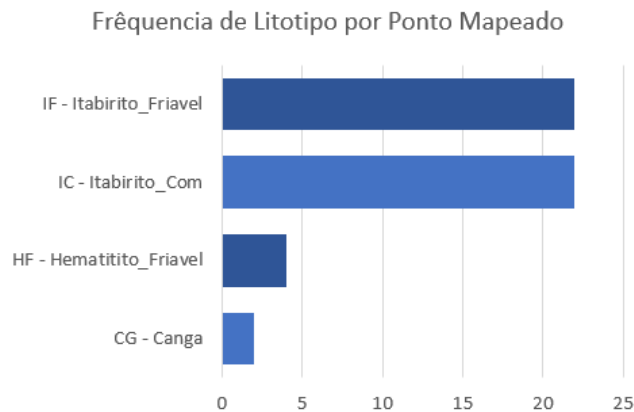
Figura 45 - Cobertura Laterítica – Canga – CG (ponto 40)



Fonte: Acervo do autor (2024).

Em síntese, os itabiritos silicosos resultaram nos litotipos de maior representatividade da bancada. Esses litotipos foram registrados em 44 pontos mapeados, sendo 22 pontos para o itabirito friável e 22 pontos distribuídos em itabiritos semicompactos e compactos, agrupados como itabiritos compactos em função da proximidade de seus valores de grau de resistência. A Figura 46 ilustra o gráfico da frequência de litotipo por ponto mapeado.

Figura 46 - Gráfico da frequência de litotipo por ponto mapeado



Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

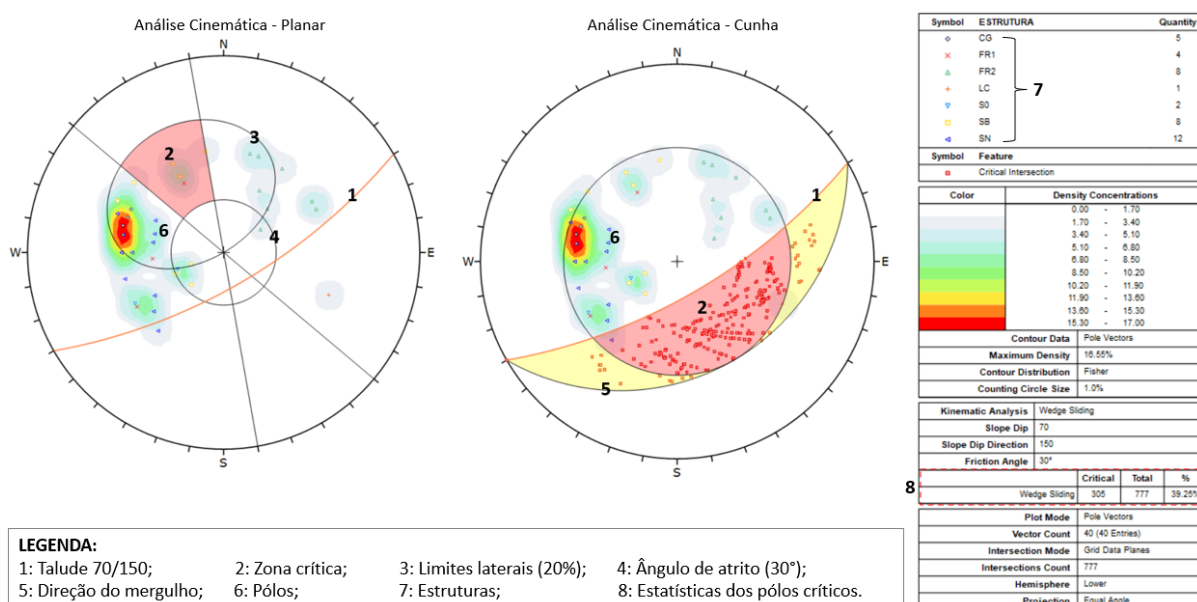
Os elementos estruturais caracterizados na bancada 1320 (Q-5) que subsidiaram as análises estruturais estão descritos e ilustrados no Apêndice H. O bandamento composicional (Sb) ou acamamento (S0) são as principais feições estruturais representativas da bancada. Essas feições devem-se à intercalação das lâminas de óxido de ferro e quartzo. Essas estruturas foram agrupadas devido à condição de paralelismo das lâminas, resultantes de processos tectônicos.

Ainda foram mapeadas estruturas, tais como a foliação (Sn), observada de forma concordante às estruturas Sb e S0, e famílias distintas de planos de falhas. As dobras presentes

nos litotipos friáveis das formações ferríferas foram registradas de forma descritiva. Em função dos pontos de localização dessas estruturas, não foram realizadas medidas estruturais com a bússola geológica. As estruturas lineares foram registradas e descritas como veios de quartzo.

A representação das atitudes estruturais foi baseada no critério de orientação de sentido de mergulho e do ângulo de mergulho da camada (*dip direction/dip*). Todos os dados foram ilustrados em digramas estereográficos com distribuição *Fischer* e projeção *equal área* (rede de Schmidt) através de estudos de análises cinemáticas probabilísticas. A Figura 47 ilustra o estereograma e as principais variáveis analisadas.

Figura 47 - Estereograma das análises cinemáticas



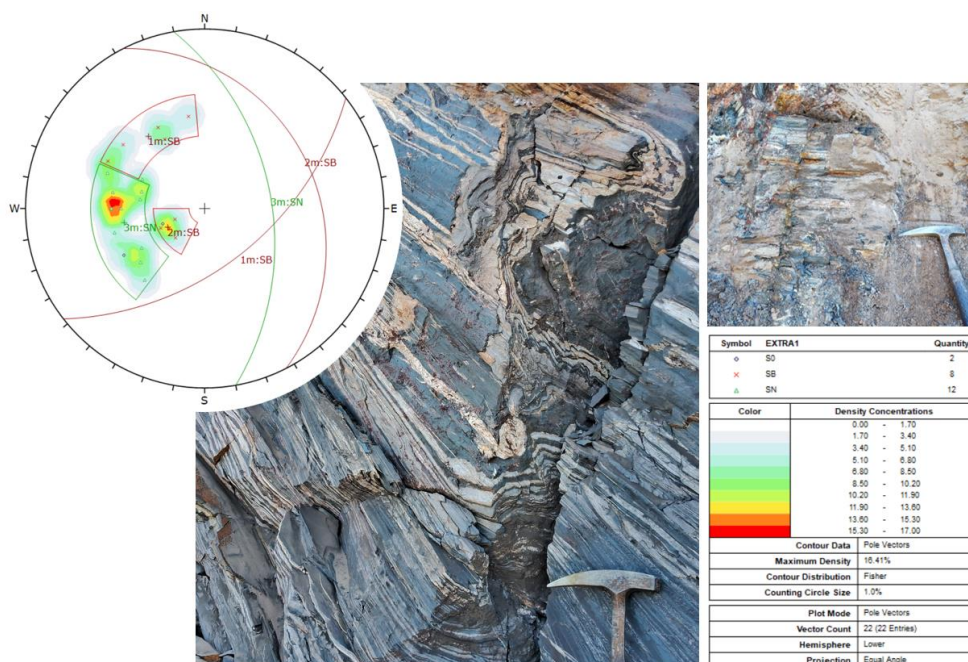
Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

O bandamento composicional (Sb) e o acamamento (S0) foram observados e mapeados como as principais feições presentes na estruturação da bancada operacional. Estas, apresentam-se em duas direções preferenciais. Além dessas, outro importante e marcante estrutura mapeada, foi a foliação (Sn), apresentando-se em uma família de direção, com disposição planar e penetrativa, essencialmente nos itabiritos. Estas estruturas são marcantes pelas intercalações das bandas de ferro e sílica, com espessuras milimétricas a centimétricas.

As atitudes médias das estruturas Sb e S0 são representadas, respectivamente, em 142/54 (Sb direção 1), 063/26 (Sb direção 2) e 062/39 (S0). Para as estruturas Sn, as atitudes médias são representadas em 080/49. A Figura 48 ilustra as análises das atitudes estruturais presentes nos itabiritos compactos realizadas no diagrama de Schmidt.



Figura 48 - Atitudes estruturais Sb, S0 e Sn medidas nos itabiritos (IC e IF)



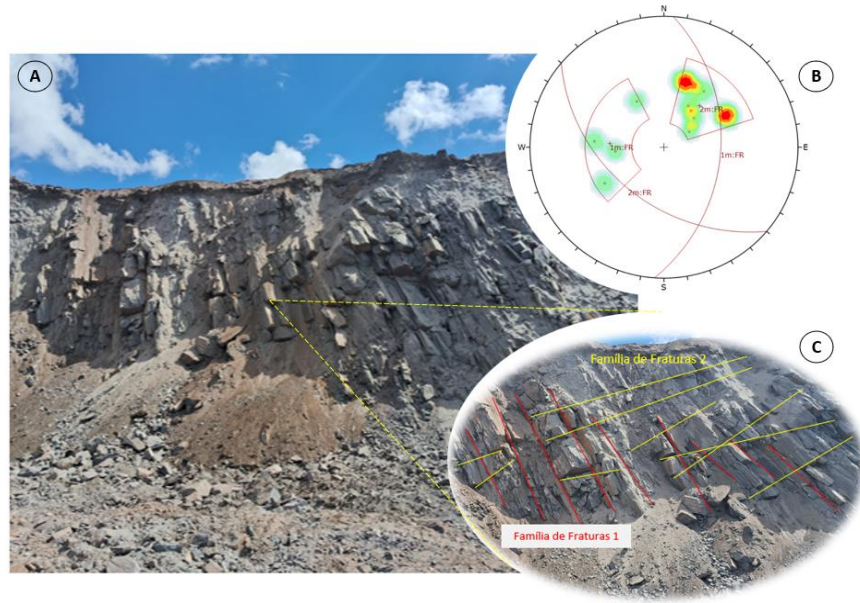
Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Os planos de falhas mapeados são marcantes, principalmente nos itabiritos compactos. Foram observadas famílias distintas de descontinuidades, sendo a primeira concordante e a segunda, discordante à estruturação principal (Sb) (Figura 49 A e C). As atitudes médias são representadas, respectivamente, em 094/44 com mergulho para SE e 220/45 com mergulho para SW (49 B). A forma de uma leve guirlanda observada no diagrama tem por representação os planos de interseção por um eixo comum, coincidente com o polo da guirlanda.

As atitudes mapeadas nos planos de falha presentes na bancada operacional corroboram o modelo de evolução estrutural proposto por Alkmim e Marshak (1998). Essas estruturas indicam vergências localmente para NNW/SSE com mergulho para NE, interpretadas como uma reativação de falhas como efeito do Brasiliano (~1,45 Ga).

Os planos de falhas desenvolvidos em litotipos formados por camadas, a exemplo dos itabiritos presentes na bancada 1320 (Q-5), configuram-se como fator importante em função da sua estratificação mecânica. Essa estratificação indica que a rocha é formada por camadas com respostas distintas aos esforços, ou seja, têm diferentes resistências ao cisalhamento.

Figura 49 - Atitudes estruturais das fraturas medidas nos itabiritos compactos



Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Outro aspecto observado nos planos de falha são as fraturas denominadas clivagem, caracterizadas como clivagem espaçada (S2) e clivagem axial (S3) (Figura 50). De acordo com o modelo proposto por Alkmim e Marshak (1998), a ocorrência dessas estruturas está associada ao primeiro evento tectônico, a Orogênese Transamazônica (~2,1 Ga), cuja deformação gerou estruturas de vergência preferencial para oeste.

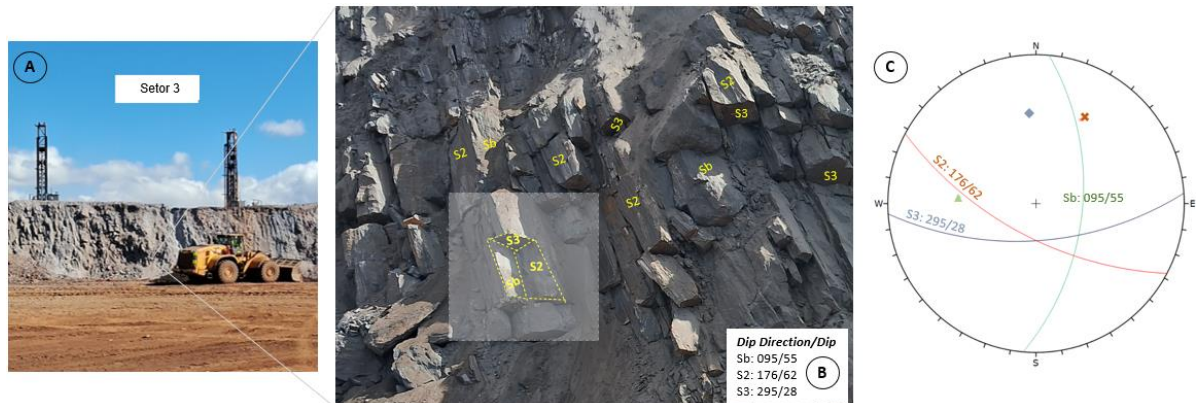
Entretanto, na região próxima à bancada operacional 1320, destaca-se a presença da Falha Abóboras, uma estrutura de regime compressivo com orientação predominante Leste-Oeste. Essa falha pode estar relacionada à acomodação do encurtamento NNW-SSE ocorrido durante o Transamazônico (~2,1 Ga), compatível com o padrão estrutural descrito para o Quadrilátero Ferrífero (QF).

Posteriormente, durante o evento Brasileiro (~1,45 Ga), falhas transcorrentes E-W pré-existentes foram reativadas. Esses eventos estruturais sustentam a interpretação sobre a orientação das estruturas mapeadas, reforçando a influência dos diferentes estágios tectônicos na deformação do QF, especialmente na inversão ocorrida na aba leste do Sinclinal Moeda.

A configuração desses planos de falhas, quando interseccionados em um maciço rochoso muito fraturado, como identificado neste estudo, podem representar diversos riscos operacionais na fase primária da lavra. Esses riscos estão ligados ao desprendimento de bloco da bancada (A), essencialmente na etapa de limpeza da face livre com equipamentos de infraestrutura de mina. A Figura 50 ainda ilustra como exemplo os planos de falhas identificados nos itabiritos compactos (B) e a análise realizada no diagrama de Schmidt (C).

As análises resultantes dos planos de falhas das discontinuidades estruturadas por clivagens espaçadas (176/62) e axiais (295/28) em relação às discontinuidades estruturadas pela foliação (095/55) do maciço rochoso apresentam-se geometricamente em uma relação semiortogonal a ortogonal entre si. De forma geral, há uma tendência preexistente da formação de blocos cúbicos, gerando instabilidades pontuais na bancada pelo modo de falha em cunha.

Figura 50 - Atitudes estruturais S2 e S3 nos itabiritos compactos (ponto 24)

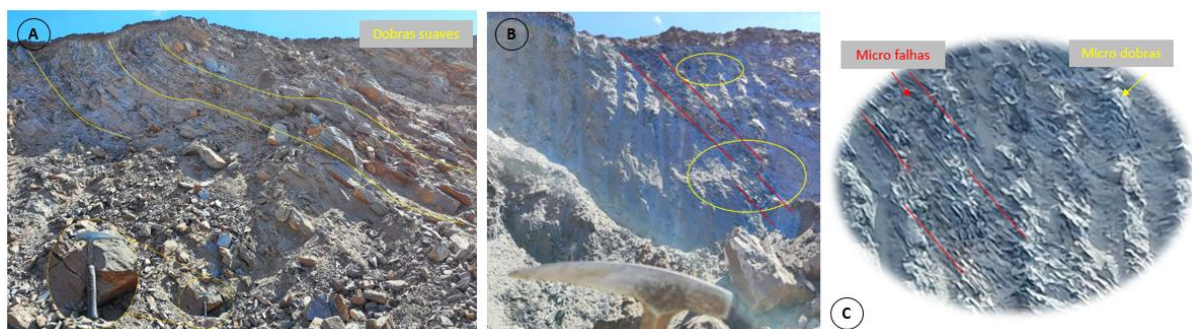


Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

As estruturas relacionadas às dobras presentes na bancada foram descritas como dobras suaves, associadas as áreas que sofreram menor deformação resultantes do evento Transamazônico (~2,1 Ga). A classificação foi realizada com base visual do ângulo interflancos, de  $180^\circ$  a  $120^\circ$  (Figura 51). Em função dos pontos de localização dessas estruturas, não foram medidas as atitudes de seus eixos.

As notas de informações foram registradas de forma descritiva, relacionadas a diferentes regimes de deformação, por um processo de regime dúctil (A). Outras estruturas, como microfalhamentos e microdobras, foram registradas nos itabiritos, relacionadas por processos de regime, dúctil e dúctil-rúptil (B e C).

Figura 51 - Dobras, microdobras e microfalhamentos



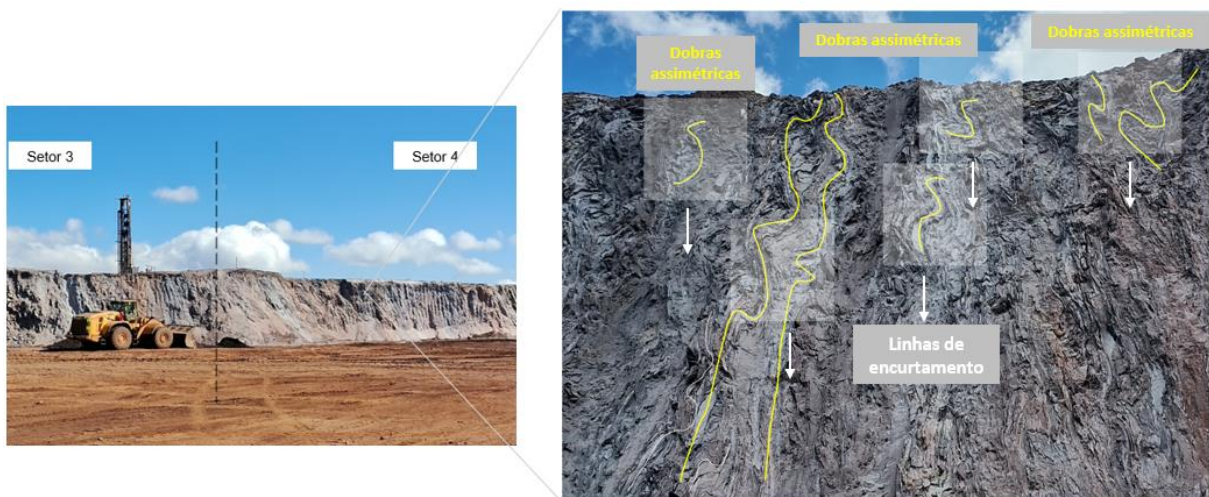
Fonte: Elaborado pelo autor (2024).



De acordo com Alkmin e Marshak (1998), uma análise estrutural importante que deve ser observada é a vergência das dobras a fim de caracterizá-las em dobras isoclinais e assimétricas. Dobras grandes comumente apresentam dobras menores em seus flancos e zonas de charneira.

A Figura 52 ilustra uma predominância de dobras assimétricas com vergência geral para NNW. Essa condição foi observada essencialmente nos itabiritos friáveis da bancada operacional. Ainda foram observadas as reorientações das linhas de encurtamento nesses litotipos em função dos esforços resultantes dos dobramentos, podendo indicar vergência oposta devido efeitos da foliação e cisalhamento.

Figura 52 - Vergência das dobras



Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Outras estruturas presentes na bancada 1320 (Q-5), essencialmente nos itabiritos, na transição da formação compacta (setor 3) para o itabirito friável (setor 4), foram identificadas como estruturas planares, lineações por veios de quartzo (Ve) (Figura 53 A). Essas estruturas foram observadas com orientação aproximada dos planos da foliação ( $S_n$ ) em 098/55 (C), paralelo ao eixo das estruturas de dobramentos (B). Além disso, essa condição planar indica a segregação desses minerais por um processo de metamorfismo.

As atitudes mapeadas dos lineamentos por veios de quartzo (098/55) é uma outra hipótese que reforça a proposta do modelo estrutural proposto por Alkmin e Marshak (1998), relacionada ao evento Transamazônico (2,1 Ga). Esses lineamentos, apresentam-se comumente compatíveis com a vergência predominante. Algumas dessas estruturas podem ter sido reorientadas durante o evento do Colapso Extensional Pós-Transamazônico (~2,1 - 1,75 Ga).



Figura 53 - Lineações por veios de quartzo (ponto 27)



Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Com base nos resultados das análises estruturais, foi possível identificar as estruturas que apresentaram similaridade ou mesmo padrão de domínio estrutural. As atitudes mapeadas na bancada indicam que as estruturas têm um papel fundamental no comportamento do maciço rochoso.

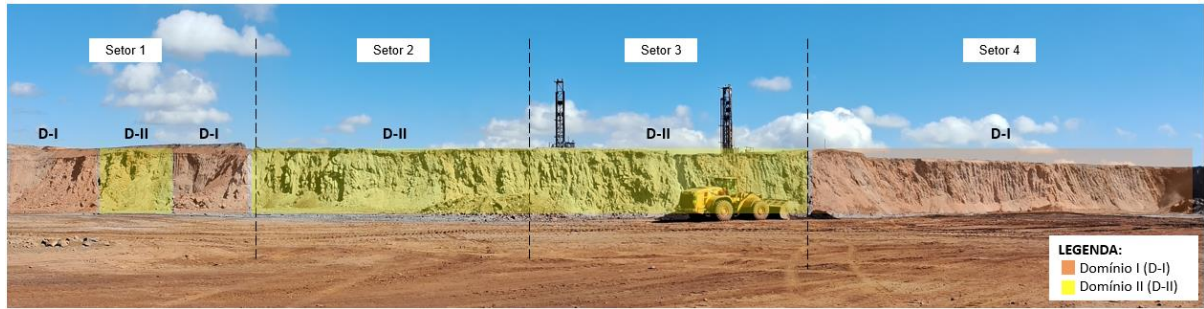
Por esse motivo, planos de fraquezas podem se desenvolver através das discontinuidades, proporcionando eventuais problemas de estabilidade para o maciço em função do modo de falha. Como parte dos objetivos desta pesquisa, os resultados das análises cinemáticas da bancada operacional estão apresentados no Apêndice K.

De acordo com os resultados apresentados no Apêndice K, nota-se que ambas as análises cinemáticas apresentaram um potencial de rupturas em nível de bancada. As análises mostraram que a configuração geral da bancada, essencialmente nos litotipos compactos e muito fraturados, apresentou o percentual de maior probabilidade em ocorrer o modo de falha por rupturas em cunha, totalizando 40,92% e 10,20% da probabilidade por rupturas planares.

Diante disso, a bancada operacional 1320 foi dividida em dois domínios estruturais. Os setores 1 e 4 foram agrupados como domínio I (D-I) em função do seu comportamento geomecânico padrão, representados por litotipos friáveis, ou seja, rochas brandas, classificadas através do método *Weak Rock* em função dos parâmetros de resistência inferiores a 10 MPa.

Os setores 2 e 3, além de uma porção do setor 1, foram agrupados como domínio II (D-II) em função do litotipo itabirito compacto muito fraturado e relacionado à maior probabilidade da ocorrência dos modos de falhas por rupturas em cunhas e planares nesses setores. A Figura 54 ilustra o resultado da setorização da bancada por domínios estruturais.

Figura 54 - Domínios estruturais - BC 1320 (Q-5)

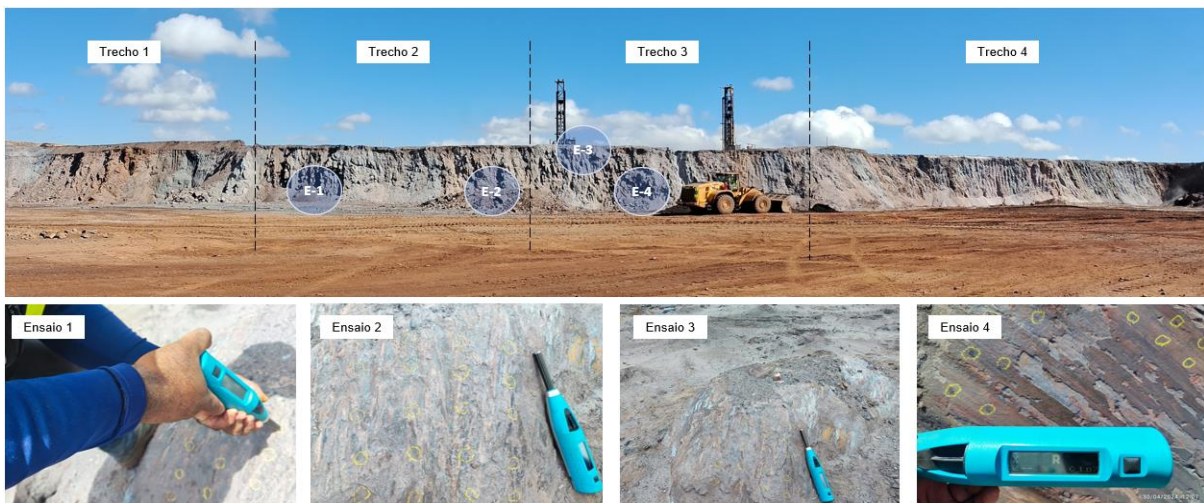


Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

#### 4.2.2 Resultados dos Ensaios *in situ* com o Martelo de Schmidt

Na presente etapa, foram realizados 04 ensaios para estimar a UCS, totalizando 80 medidas de campo para rochas *in situ* nas paredes das discontinuidades da bancada operacional. Os ensaios foram realizados ao longo da bancada operacional 1320 (Q-5) em quatro pontos distintos e representativos dos litotipos das formações ferríferas mapeadas da bancada operacional (Figura 55).

Figura 55 - Ensaio com martelo de Schmidt digital para estimar à UCS

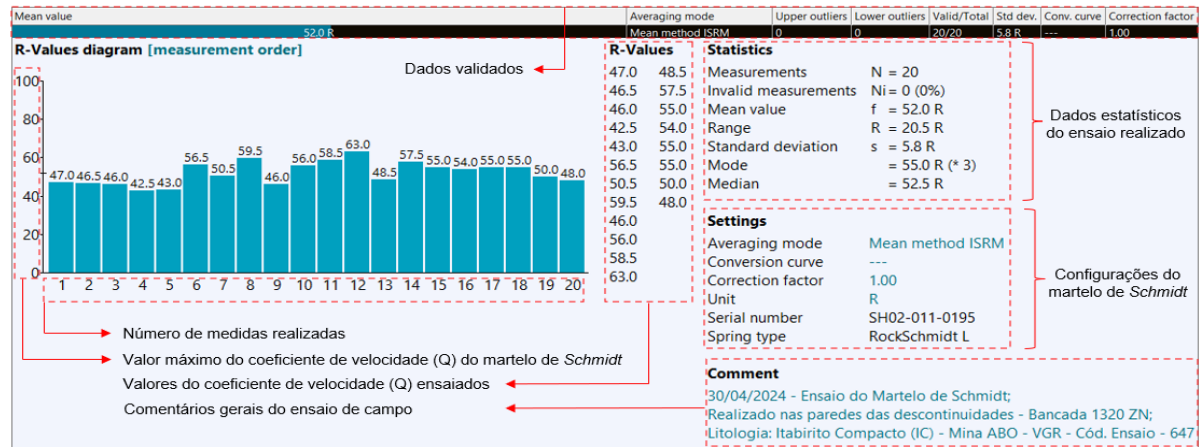


Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

A partir do levantamento de dados de resistência UCS, utilizou-se o *software Rocklink* (PROCEQ, 2022) para tratar os dados armazenados no aparelho digital. A utilização desse sistema teve como resultado, sistematizar, de forma estatística, as medidas ensaiadas do coeficiente de velocidade (Q) para correlacionar e estimar o valor da resistência à compressão uniaxial da rocha intacta. Contudo, esses ensaios foram realizados nas paredes das discontinuidades da bancada, essencialmente nas estruturas como a foliação (sb) e fraturas (fr).

O processamento dos dados ocorre de forma automática através do *software Rocklink*, em que podem ser observados, de forma sistematizada, os resultados para os ensaios produzidos na pesquisa. A Figura 56 ilustra como exemplo os resultados obtidos do ensaio identificado por E-1, indicado no setor 2 da bancada operacional 1320 (Q-5).

Figura 56 - Resultado estatístico do ensaio UCS através do *software Rocklink*



Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Utilizou-se para correlação do valor de UCS dos litotipos presentes na bancada operacional 1320 (Q-5) a equação (3),  $\sigma_c = 0,0195 \cdot Q^{(2,2387)}$ , proposta por Gouveia (2018), resultando valores estimados de UCS para os litotipos de itabiritos compactos. Os ensaios foram aplicados às paredes das descontinuidades para as estruturas Sb/S0 e Fr1 e Fr2, sendo estas que governam a resistência do maciço.

A Tabela 13 ilustra os resultados dos coeficientes médios de velocidade (Q) ensaiados na bancada operacional 1320 (Q-5) com as respectivas descrições gerais observadas durante os ensaios.

Tabela 13 - Resultados dos ensaios UCS com o martelo de Schmidt - BC 1320 (Q-5)

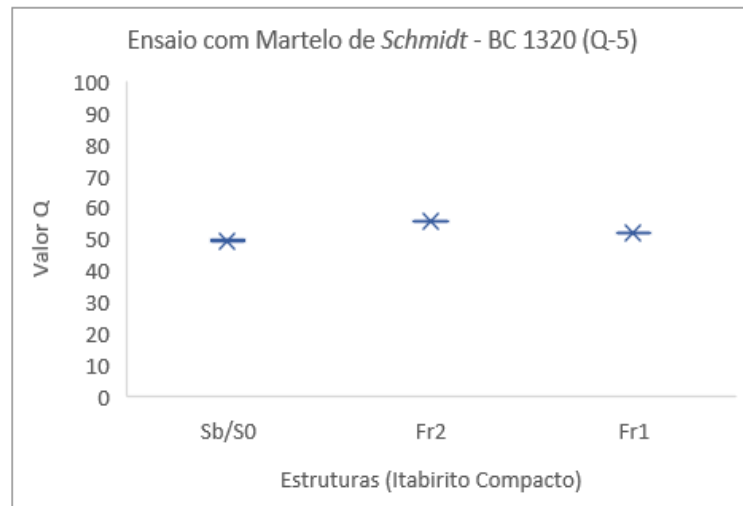
| DADOS DO LEVANTAMENTO DE CAMPO COM O MARTELO DE SCHMIDT |                    |           |                 | CORRELAÇÃO (Q x UCS) |                       |
|---------------------------------------------------------|--------------------|-----------|-----------------|----------------------|-----------------------|
| ID ENSAIO                                               | LITOTIPO           | ESTRUTURA | VALOR Q (Média) | VALOR UCS (MPa)      | VALOR UCS (MPa) MÉDIO |
| E-1                                                     | Itabirito Compacto | Sb/S0     | 50              | 124                  | <b>133,6</b>          |
| E-2                                                     | Itabirito Compacto | Sb/S0     | 49              | 118,5                |                       |
| E-3                                                     | Itabirito Compacto | Fr2       | 55,5            | 156,6                |                       |
| E-4                                                     | Itabirito Compacto | Fr1       | 52              | 135,4                |                       |

Fonte: Elaborada pelo autor (2024).

As estatísticas dos valores médios de Q obtidos nos litotipos das formações ferríferas, Formação Cauê do Supergrupo Minas, estão ilustradas no gráfico da Figura 57. O levantamento

dos dados, informados na Tabela 13, foram realizados nas paredes das descontinuidades, de forma ortogonal à direção das estruturas S0 e Sb e das famílias de fraturas 1 e 2. Foi observado que, em ambos os tipos de descontinuidades, a variação média do valor de Q é de 49 a 55, apresentando uma distribuição dos pontos ensaiados aproximadamente simétrica.

Figura 57 - Estatísticas dos ensaios com o martelo de Schmidt - BC 1320 (Q-5)



Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

#### 4.2.2 Resultados da Caracterização e Classificação Geomecânica

O maciço rochoso mapeado (BC 1320 Q-5) é predominantemente composto por litotipos de formações ferríferas. O litotipo formado pelo itabirito compacto foi mapeado em 22 pontos apresentando baixa variação de *UCS*, entre R3 (resistência 3) e R4 (resistência 4). As medidas *UCS* foram estimadas através do ensaio com martelo de *Schmidt*, *in situ*, nas paredes das descontinuidades, com a média geral de 133,6 MPa.

Os itabiritos compactos estão localizados nos setores 2 e 3, classificados como domínio II (D-II). O índice de qualidade da rocha (*RQD*) foi estimado por meio das medidas (em metros) de espaçamento médio das três descontinuidades, em termo de volume de juntas. Foram medidos os valores 0,15 m, 0,27 m e 0,13 m, e aplicados na equação (5),  $J_v = \frac{1}{0,15} + \frac{1}{0,27} + \frac{1}{0,13}$ , resultando no valor de volume das juntas igual a 18,06 juntas/m³.

Em seguida, foi aplicado o valor de  $J_v = 18,06$  à equação (6),  $RQD = 115 - 3.3(18,06)$  de Palmström (1982), resultando no valor de 55,0%, na qual foi determinada como uma qualidade média para maciço rochoso. O maciço foi ainda, caracterizado como muito fraturado em função das medidas de espaçamento com variações de 100 a 300 mm, entre as descontinuidades.

Além destes, o parâmetro de persistência das discontinuidades apresentou-se com medidas entre 3 e 10 m. As condições de abertura mostraram-se baixas, inferiores a 1 mm. O índice de rugosidade resultou no valor igual a 12, medidos por meio de 17 ensaios realizados com o pente de Barton (15 cm) e correlacionado no ábaco para estimativa do índice *JRC* – Coeficiente de rugosidade da junta (Barton, 1982), caracterizando suas paredes como levemente rugosa a rugosa. Os resultados do índice *JRC* podem ser consultados no Apêndice F.

A maioria das discontinuidades não apresentou preenchimentos entre as paredes. Foram mapeados locais pontuais com preenchimento por óxidos, não depreciando as condições de resistência ao cisalhamento. A condição de alteração entre as paredes apresentou-se moderadamente alterada e sem fluxo de água.

O litotipo itabirito compacto foi ainda caracterizado pelo Sistema Q de Barton (1974), para verificar e correlacionar o padrão geomecânico com Sistema RMR. Os índices relacionados às condições das juntas foram pontuados por meio de valores de referência, em função dos aspectos de suas paredes *in situ*. Desta forma, os parâmetros obtiveram os respectivos valores: RDQ (55,0 %), *Jn* (9), *Jr* (3), *Ja* (2), *Jw* (1) e SRF (7,5).

Logo, os valores de referência atribuídos aos parâmetros das juntas por meio do Sistema Q foram aplicados na equação (10),  $Q = (RQD/Jn) \times (Jr/Ja) \times (Jw/SRF)$ , resultando em um valor igual a 1.22.

Os parâmetros de resistência atribuídos pelo Sistema *GSI*, para esses litotipos, foram caracterizados com um valor médio igual a 45, em que, apresenta alta densidade de fraturas, com blocos moderadamente definidos. O resultado teve como referência o critério para estimar o valor do *GSI* para maciços rochosos heterogêneos de Marinos e Hoek (2000).

O itabirito friável (IF), em sua totalidade mapeada (22 pontos), apresentou-se com baixa resistência, igual a R2-, uma vez que as características das discontinuidades presentes nesse litotipo não interferem na resistência uniaxial da rocha sã, sendo a principal condicionante geomecânica à resistência da matriz.

Em grande parte da extensão da bancada, foi observada a presença de sílica livre entre as superposições das camadas desses litotipos. Essa característica pode representar uma perda significativa da resistência devido a processos de intemperismo, quando expostos ao longo do tempo, essencialmente em bancadas altas e finalizadas.

A hematita friável foi mapeada em 4 pontos da bancada operacional, ocorrendo de forma restrita. Apresenta baixa resistência à compressão uniaxial, sendo menor ou igual a 10 MPa, porém, com resistência superior ao itabirito friável em função da homogeneidade do material (óxido de ferro) presente nesses pontos.



Por fim, o litotipo canga foi mapeado em 02 pontos, com ocorrência na borda da bancada. A canga pode ser observada em toda a extensão na encosta leste da área de pesquisa. A matriz desse litotipo mostra-se de forma inconsolidada, com presença de blocos compactos.

Na Figura 58, estão ilustradas etapas de algumas análises realizadas *in situ*, referente às características e condições das descontinuidades durante o mapeamento geológico-geotécnico.

Figura 58 - Análises dos ensaios *in situ* para caracterização geomecânica



Fonte: Elaborado pelo Autor (2024).

Após a análise dos dados relacionados à caracterização geomecânica da bancada operacional 1320 (Q-5), foi possível realizar a classificação geomecânica, de forma sistematizada, por meio dos sistemas de classificação de maciços rochosos determinados para essa pesquisa.

- Sistema *Weak Rock* de Cella, Castro e Carter (2020):

O litotipo itabirito friável (IF) foi classificado pelo método *Weak Rock*, considerado como rocha branda em função da sua resistência *UCS* inferior a 10 MPa.

Para o litotipo hematita friável (HF), sua classificação foi realizada de modo similar ao itabirito friável, pelo método *Weak Rock*, como rocha branda. Este resultado também foi obtido em função da sua resistência *UCS* inferior a 10 MPa.

- Sistemas *RMR* (Bieniawski, 2011), *Q* (Barton, 1974) e *GSI* (Marinos e Hoek, 2000):

Para o litotipo itabirito compacto, a classificação geomecânica foi realizada por meio de três sistemas de classificação, a fim de correlacionar os resultados por classe e padrão do comportamento geomecânico da bancada.

No Sistema *RMR*, os valores e as notas de referência atribuídas aos parâmetros relacionados às descontinuidades da bancada obtiveram como resultado um valor igual a 35, no qual o maciço é determinado como classe IV e padrão geomecânico ruim. Esse resultado foi obtido pela equação (1),  $RMR = \sum (\text{pesos})$  de Bieniawski (2011).

No Sistema Q, os valores de referência atribuídos aos parâmetros relacionados às características e condições de juntas da bancada operacional obtiveram como resultado um valor igual a 1.22, no qual o maciço é determinado de classe VI. Embora a classe do maciço se apresente distinta na referência de classe em relação ao Sistema RMR, o padrão geomecânico para o intervalo entre 1.0 e 4.0 é classificado de forma similar, como maciço rochoso ruim.

Para valor de referência do parâmetro de resistência atribuído pelo Sistema *GSI*, o resultado foi obtido com o valor de nota média, 45, em relação aos aspectos e condições das descontinuidades presentes na bancada operacional. O resultado para este valor é determinado para um maciço rochoso intermediário. O padrão geomecânico para o intervalo do *GSI* entre 41 e 60 é determinado para maciços com blocos bem definidos e contatos irregulares.

Por fim, o litotipo canga foi classificado de forma distinta dos litotipos de formações ferríferas, não sendo caracterizado anteriormente pelos métodos RMR, *WR*, *Q* ou *GSI*. Sua classificação foi obtida como cobertura laterítica superficial.

Nas Tabelas 14, 15 e 16 estão ilustrados, respectivamente, os resultados da classificação geomecânica da Bancada 1320 (Q-5), por meio dos sistemas *RMR*, *WR*, *Q* e *GSI*. Todos os resultados demonstraram uma boa coerência na correlação entre os sistemas avaliados, classificando o maciço rochoso como de qualidade ruim e intermediário no contexto do domínio estrutural dos itabiritos compactos.

Tabela 14 - Resultados da Classificação Geomecânica pelos Sistemas RMR e WR

| Classificação Geomecânica - Bancada 1320 (Q-5) |        |            |        |        |       |       |       |       |       |       |          |                         |
|------------------------------------------------|--------|------------|--------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|----------|-------------------------|
| ID                                             | DE     | UCS<br>MPa | RQD    | ESP    | PER   | ABE   | RUG   | PRE   | ALT   | AS    | OE       | Classe do<br>Maciço     |
| IC                                             | D - II | N = 12     | N = 13 | N = 10 | N = 2 | N = 5 | N = 3 | N = 6 | N = 3 | N = 6 | N = - 25 | <i>RMR</i><br>Classe IV |
| IF                                             | D - I  | *          | *      | *      | *     | *     | *     | *     | *     | *     | *        | <i>WR</i>               |
| HF                                             | D - I  | *          | *      | *      | *     | *     | *     | *     | *     | *     | *        | <i>WR</i>               |
| CG                                             | D - I  | —          | —      | —      | —     | —     | —     | —     | —     | —     | —        | Cobertura<br>Laterítica |

Cálculo realizado com referência às Tabelas 3 e 4 - Sistema *RMR* de Bieniawski (2011).

IC = itabirito compacto; IF = itabirito friável; HF = hematita friável; CG = Canga.

ID (litotipo); DE (domínio estrutural); Anexo A – Tabelas para Classificação de Maciços Rochosos – RMR  
RDQ (índice de qualidade); ESP (espaçamento); PER (persistência); ABE (abertura); RUG (rugosidade); PRE (preenchimento); ALT (alteração); AS (água subterrânea); OE (orientação das descontinuidades).

N = Nota de peso aplicada para cada parâmetro; \* Classificação direta pelo sistema *Weak Rock*.

Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Tabela 15 - Resultado da Classificação Geomecânica pelo Sistema Q

| Classificação Geomecânica - Bancada 1320 (Q-5) |                    |     |    |    |    |    |     |                  |                    |
|------------------------------------------------|--------------------|-----|----|----|----|----|-----|------------------|--------------------|
| Litotipo                                       | Domínio Estrutural | RQD | Jn | Jr | Ja | Jw | SRF | Classe do Maciço | Padrão Geomecânico |
| IC                                             | D - II             | 55  | 9  | 3  | 2  | 1  | 7,5 | VI               | Maciço Ruim        |

Cálculo realizado com referência à Tabela 22 - Sistema Q de Barton, Lien e Lunde (1974).

IC = itabirito compacto; cada parâmetro teve o valor de referência aplicado, conforme às tabelas disponíveis no Anexo B – Tabelas para Classificação de Maciços Rochosos – Sistema Q.

Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Tabela 16 - Resultado da Classificação Geomecânica pelo critério GSI

| Classificação Geomecânica - Bancada 1320 (Q-5) |                    |            |                      |
|------------------------------------------------|--------------------|------------|----------------------|
| Litotipo                                       | Domínio Estrutural | Índice GSI | Padrão Geomecânico   |
| IC                                             | D-II               | 45         | Maciço Intermediário |

Referência: Critério para estimar o GSI (MARINOS E HOEK, 2000) (Anexo C).  
GSI de 41 a 60: Maciço com blocos bem definidos com contatos irregulares e  
descontinuidades com alterações moderadas.

Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Nota-se que para o sistema *RMR* a classificação geomecânica resultou em um padrão de classe de maciço ruim, em razão da penalidade e do alto valor da nota peso para a orientação das descontinuidades para taludes de mina. Essas notas são discutidas por diversos autores, os quais consideram os valores atualizados por Bieniawski (1989) relativamente altos.

Realizando uma comparação com o sistema *RMR* de Bieniawski (1976), a classificação da bancada 1320 resultaria em um padrão geomecânico para classe de maciço regular ou intermediária, *RMR* (76) = 60, descartando, assim, a penalidade em função da orientação das descontinuidades. Deste modo, o resultado de classe do maciço seria similar ao índice *GSI*. Essas correlações reforçam a confiabilidade dos dados amostrados e analisados, resultando em valores próximo aos limites de classes, no caso desse estudo, entre ruim e intermediário.

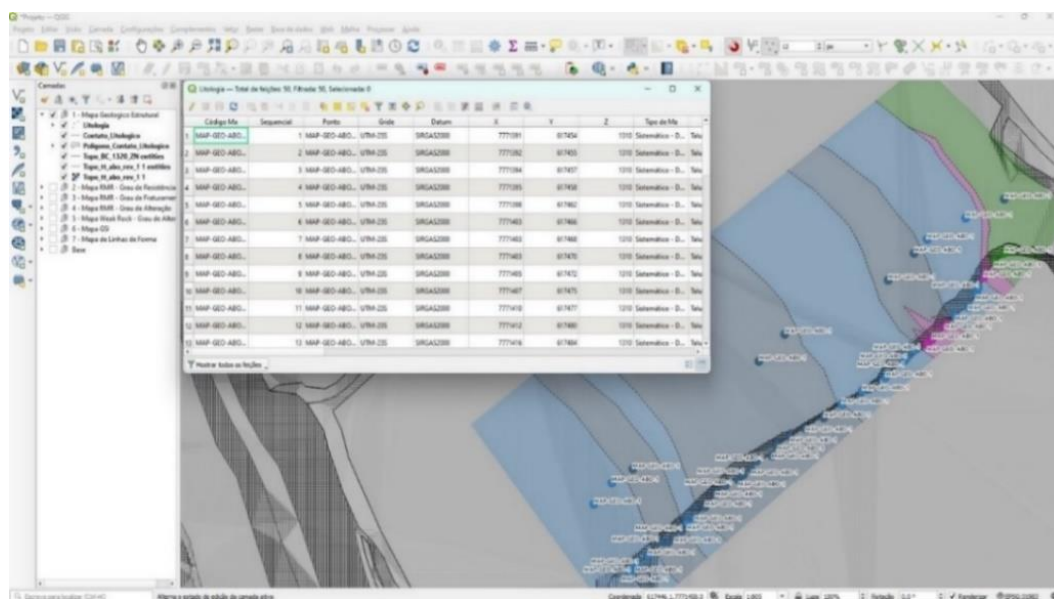
Após a classificação geomecânica da bancada 1320 (Q-5), foram definidos como os principais dados de entrada às operações primárias da lavra, resultantes do mapeamento geológico-geotécnico: o grau de resistência (*RMR*), a alteração (*RMR* e *WR*) e o grau de fraturamento do maciço rochoso (*RMR*). Esses dados foram identificados como os parâmetros de maior influência nas operações da perfuração e desmonte de rochas na área pesquisada.



### 4.2.3 Resultados dos Mapas e Modelos Temáticos

A partir dos dados de pontos e notas de informações do mapeamento geológico-geotécnico (APÊNDICES G e I), utilizou-se o *software Q-Gis* para elaboração dos mapas temáticos, conforme ilustrado na Figura 59, usando como base o mapa de pontos.

Figura 59 - Elaboração dos mapas temáticos através do mapa base de pontos



Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

O mapa em questão apresenta a localização dos 50 pontos georreferenciados em campo e a tabela de atributos, configurada a partir das notas de informações frente à bancada operacional. Além disso, apresenta a configuração espacial dos contatos geológicos mapeados, separados por litotipos.

Posteriormente, seguindo a mesma lógica da construção do mapa geológico estrutural, foram elaborados os mapas temáticos como grau de resistência, grau de fraturação, *GSI* e do grau de alteração. Os mapas temáticos, como parte dos resultados de pesquisa, estão apresentados nos Apêndices A - E.

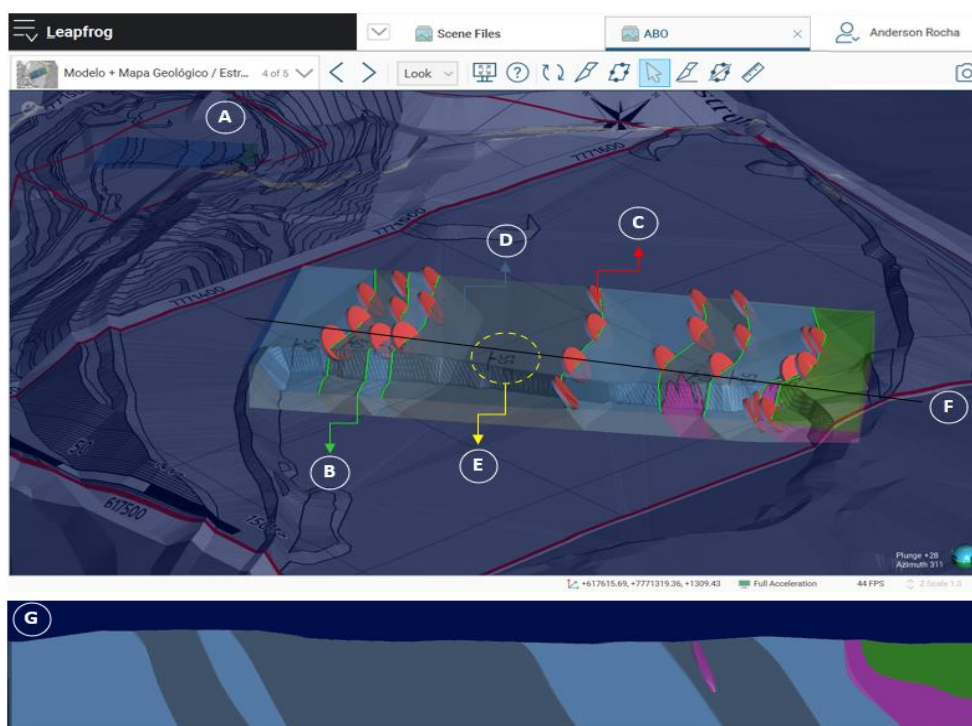
Portanto, o foco da pesquisa recai em viabilizar os mapas e modelos temáticos da bancada operacional 1320 a fim de promover uma otimização nas operações da perfuração e desmonte de rochas com ênfase para a segurança e estabilidade de taludes. Posto isto, os comandos aplicados para as configurações dos referidos *softwares* não serão objetos discutidos para conclusão da pesquisa em suas especificidades.

A modelagem dos dados do mapeamento foi realizada de forma implícita, havendo interpolação resultante de um banco de dados categóricos, com notas de informações georreferenciadas, apresentadas nos Apêndices G e I.

Na Figura 60, é ilustrado o desenvolvimento em ambiente 3D do *Leapfrog* a modelagem geológica estrutural da bancada 1320 (Q-5). Através do mapa base (A), produzido no *Q-Gis*, *Datum* SIRGAS 2000, foram configuradas as linhas de contatos geológicos (B) para separar por setor os litotipos mapeados. Em seguida, foram criados elementos estruturais (discos estruturais (C)) através das informações dos dados estruturais mapeados (Apêndice H), gerando assim, o sentido de direção das camadas e o ângulo de mergulho (*dip direction/dip*) (D e E).

As notas de informações geológico-geotécnicas, estruturais e geomecânicas têm por representação a pesquisa de campo realizada num perímetro de aproximadamente 0,5 km para uma bancada operacional de 10 metros de altura. A Figura 58, ainda, ilustra a localização em planta uma seção geológico-estrutural, mostrando em perfil a orientação (*dip direction/dip*) espacial das camadas (F e G).

Figura 60 - Elaboração e produção de modelos temáticos implícitos

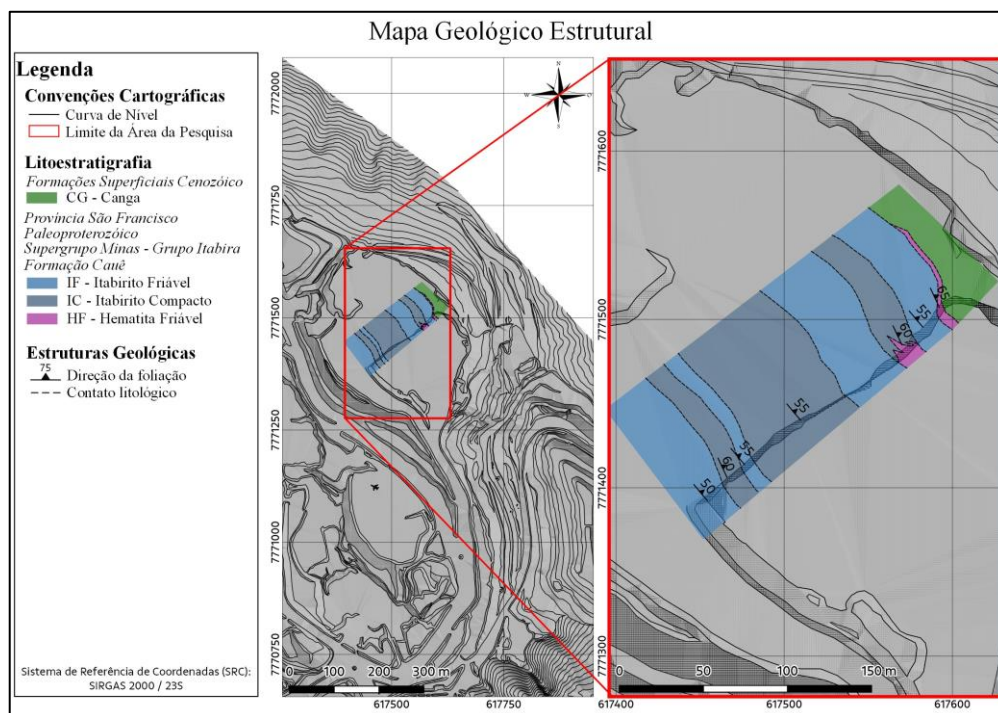


Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Como resultados da pesquisa, foram elaborados os mapas 2D e os modelos litoestruturais tridimensionais da bancada 1320 (Q-5). Estes resultados foram fundamentais para alimentar os dados e informações mais assertivas às operações da perfuração e desmonte

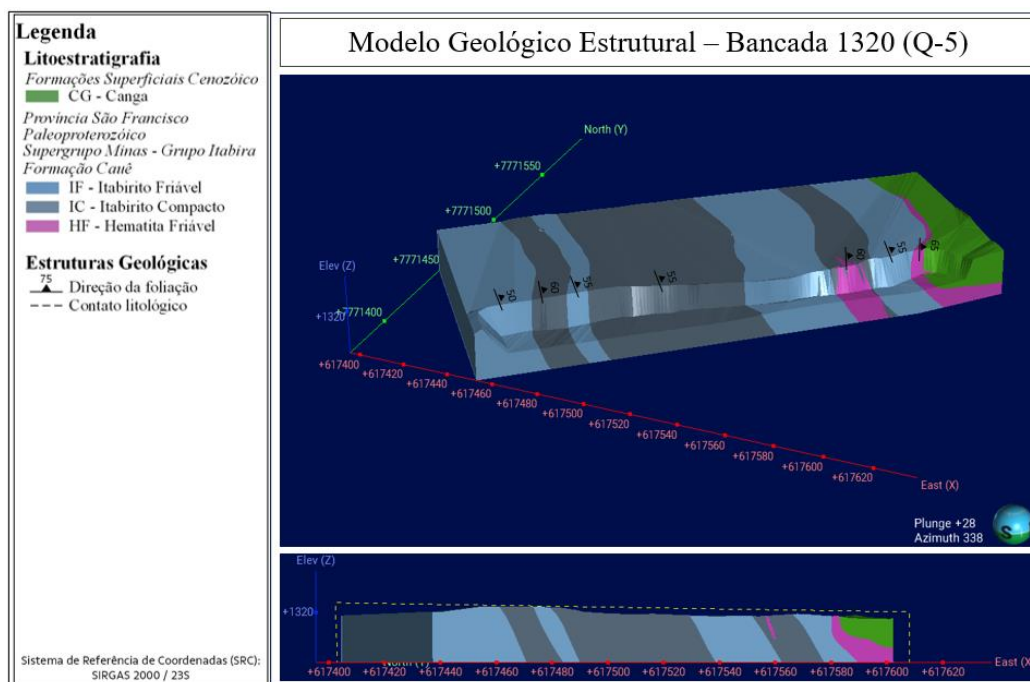
de rochas acerca da estruturação do maciço rochoso. Nas Figura 61 e Figura 62, estão apresentados, respectivamente, o mapa estrutural e modelo estrutural da bancada. Todos os mapas e modelos temáticos, resultantes dessa pesquisa, estão ilustrados nos Apêndices A - E.

Figura 61 - Mapa Geológico Estrutural - Bancada 1320 (Q-5)



Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Figura 62 - Modelo Geológico Estrutural - Bancada 1320 (Q-5)



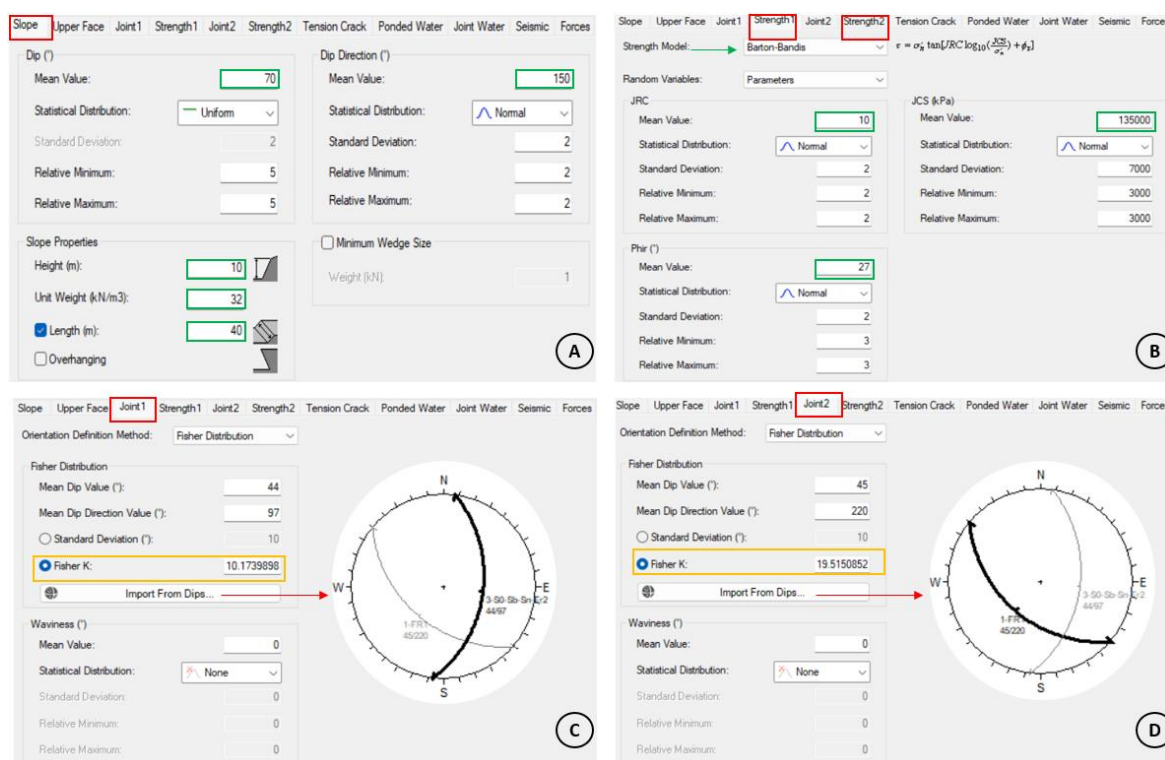
Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

#### 4.2.4 Resultados das Análises de Estabilidade

A partir das análises cinemáticas, foram realizadas as análises da estabilidade geotécnica da bancada para a probabilidade do modo de falha por rupturas em cunhas e planares. Foram considerados para as análises os cenários que apresentaram um percentual de interseções e polos, inseridos na zona crítica, superiores a 10%, que condicionam um potencial para o mecanismo de ruptura. Não foram consideradas análises para tombamento flexural, direto e oblíquo de blocos, por não haver interações entre as estruturas em uma zona crítica.

Para a análise probabilística, foi utilizado o arquivo resultante da análise cinemática por rupturas em cunha, apresentado no Apêndice K, em função do coeficiente de Fisher K. Esse parâmetro, quando importado do *software dips*, consiste em considerar a dispersão existente dos dados avaliados relacionada às descontinuidades. A Figura 63 ilustra um mosaico com as principais telas e os dados de entradas para elaboração da análise da estabilidade geotécnica.

Figura 63 - Principais telas do *Swedge* para análise da probabilidade de rupturas em cunha



Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Os dados de entrada são preenchidos de forma automática nos respectivos campos de cada tela do *software*, após a importação do arquivo *Dips*. O cenário (A) ilustra os parâmetros geométricos como altura, direção da face da bancada e o ângulo de mergulho, além do peso específico do material avaliado em questão, considerando o percentual de desvio padrão.

Em seguida, no cenário (B), foi determinado o uso do critério de resistência de Barton-Bandis (1990), em que são considerados os parâmetros de JCR, ângulo de atrito das paredes das descontinuidades e a sua resistência JCS (KPa). Estes parâmetros podem ser consultados no Anexo D e no Apêndice F – Parâmetros de resistência dos litotipos da área de estudo.

Os cenários C e D ilustram os parâmetros dos planos médios das descontinuidades resultantes da avaliação cinemática. Foram atribuídos parâmetros distintos para cada família de descontinuidade (*Joints* 1 e 2) e observado o percentual da dispersão de dados dessas estruturas, o coeficiente de *Fisher* K. Nota-se que, para o conjunto de juntas 2, a dispersão ocorre com valor aproximado de 20%. Esse resultado deve-se a uma menor população amostral avaliada, ou seja, os dados estruturais mapeados em que foi considerada somente a estrutura Fr1.

Ainda nessa etapa, foi utilizado o parâmetro *scala wedge* (escala da análise) para determinar a relação entre a altura e extensão da bancada com o tamanho das cunhas geradas, com base nas atitudes das descontinuidades. Essa análise identifica as descontinuidades dentro de uma região de interesse que podem formar cunhas potencialmente instáveis. Foram consideradas ainda, a avaliação para a interação entre 5.000 (cinco mil) cunhas.

A determinação da escala de análise adequada é fundamental para o bom desempenho da avaliação da estabilidade. Uma escala pequena pode subestimar o risco de rupturas que só formariam em escalas maiores, assim como uma escala maior pode superestimar as interações das descontinuidades, podendo não ocorrer a sua ruptura em função da geometria do talude.

Foi definida uma extensão de 20 metros na bancada para analisar as interseções das juntas 1 e 2, com persistência máxima de 6 metros, além dos parâmetros de volume e peso. A importância do tamanho da escala está em determinar quantas combinações e interações entre as cunhas são relevantes para a avaliação. As telas de entrada dos dados para definir a configuração da escala da análise estão apresentadas na Figura 64.



Figura 64 - Tela de entrada dos parâmetros da escala de análise

**A** Scala Wedge

|                                                      | Current Values | Scaling Values         |
|------------------------------------------------------|----------------|------------------------|
| <b>Trace Lengths</b>                                 |                |                        |
| <input type="checkbox"/> Joint 1: 44/097             | 21.8943        | 21.8943 m              |
| <input type="checkbox"/> Joint 2: 45/220             | 18.6078        | 18.6078 m              |
| <input type="checkbox"/> Basal Joint: (dip/dipdir)   | 0              | 0 m                    |
| <input type="checkbox"/> Tension Crack: (dip/dipdir) | 0              | 0 m                    |
| <b>Maximum Persistence</b>                           |                |                        |
| <input type="checkbox"/> Joint 1: 44/097             | 23.5584        | 23.5584 m              |
| <input type="checkbox"/> Joint 2: 45/220             | 23.5584        | 23.5584 m              |
| <input type="checkbox"/> Basal Joint: (dip/dipdir)   | 0              | 0 m                    |
| <input type="checkbox"/> Tension Crack: (dip/dipdir) | 0              | 0 m                    |
| <b>Wedge Data</b>                                    |                |                        |
| <input type="checkbox"/> Volume:                     | 569.464        | 569.464 m <sup>3</sup> |
| <input type="checkbox"/> Weight:                     | 19361.8        | 19361.8 kN             |

**B** Scala Wedge

|                                                      | Current Values | Scaling Values      |
|------------------------------------------------------|----------------|---------------------|
| <b>Trace Lengths</b>                                 |                |                     |
| <input checked="" type="checkbox"/> Joint 1: 44/097  | 4.64682        | 20 m                |
| <input checked="" type="checkbox"/> Joint 2: 45/220  | 3.94929        | 20 m                |
| <input type="checkbox"/> Basal Joint: (dip/dipdir)   | 0              | 0 m                 |
| <input type="checkbox"/> Tension Crack: (dip/dipdir) | 0              | 0 m                 |
| <b>Maximum Persistence</b>                           |                |                     |
| <input checked="" type="checkbox"/> Joint 1: 44/097  | 5              | 5 m                 |
| <input checked="" type="checkbox"/> Joint 2: 45/220  | 5              | 5 m                 |
| <input type="checkbox"/> Basal Joint: (dip/dipdir)   | 0              | 0 m                 |
| <input type="checkbox"/> Tension Crack: (dip/dipdir) | 0              | 0 m                 |
| <b>Wedge Data</b>                                    |                |                     |
| <input checked="" type="checkbox"/> Volume:          | 5.44428        | 4500 m <sup>3</sup> |
| <input checked="" type="checkbox"/> Weight:          | 185.105        | 2900 kN             |

Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

As telas de entrada da escala de análise mostram, respectivamente, os dados parametrizados de forma automática pelo *software Swedge*, quando importado o arquivo da análise cinemática para rupturas em cunha (A) e a tela com os referidos parâmetros ajustados (B). Os ajustes referem-se à área de interesse da bancada 1320 (Q-5), especificamente, os setores 2 e 3, onde estão concentrados os litotipos de itabiritos compactos e o maior percentual de interações entre as descontinuidades.

Para o parâmetro relacionado ao peso específico ( $\gamma$ ) do itabirito compacto, assumiu-se o valor resultante dos ensaios de laboratório, realizados para os litotipos de formações ferríferas da Formação Cauê – SGM, no ano de 2021, na mina do Tamanduá. Essa unidade de mineração pertence ao mesmo contexto geológico do estudo de caso aplicado nesta pesquisa. Os resultados desses ensaios estão apresentados no Anexo D.

Para esse estudo específico, não foi considerado um coeficiente sísmico como parâmetro de análise, dado o objetivo operacional de fragmentar o maciço rochoso. Conforme o sequenciamento da lavra, a bancada operacional 1320 (Q-5) foi dívida em vários polígonos, e não apresentaria configuração geométrica de talude definitivo após as operações do desmonte, permitindo a continuidade destas atividades na mesma bancada.

A análise em questão foi configurada para identificar o percentual da probabilidade em ocorrer o modo de falha em cunha. O valor para o fator de estabilidade foi determinado  $FS = 1$ . O método utilizado foi o *Latin Hipercube*, que se baseia na reprodução e representação da totalidade de uma população amostral avaliada, considerando a média e a variância dos dados.

Conforme McKay *et al.* (1979), esse método tem, em sua análise, uma estratificação equiprovável de dados, ou seja, considera intervalos iguais de probabilidade.

Com base no exposto, após a importação dos dados relacionados às descontinuidades, e após a configuração do projeto, aplicou-se o comando de análise da probabilidade de ocorrência das rupturas em cunha. Foram considerados os planos, identificados pelo *software*, como *Joints 1 e 2* e *Strength 1 e 2*.

Por fim, após a entrada dos principais dados no *software Swedge*, foram realizadas as análises por meio de interações entre as atitudes estruturais das descontinuidades, determinando assim, a interação das cunhas estáveis e instáveis. Além destes, são apresentados resultados como o fator de segurança, intervalo de confiabilidade e a probabilidade de aceitação e de deslizamento. Os resultados dessa análise podem ser consultados no Apêndice L.

De forma similar à análise realizada para determinar às rupturas em cunhas e a relação com o fator de segurança, foi realizada outra análise considerando as condições para probabilidade de rupturas planares. Essa avaliação foi considerada importante nesse estudo após o resultado da análise cinemática apresentar um percentual de 10,2% dos polos inseridos na zona crítica, condicionando a probabilidade dessas rupturas.

O *software RocPlane* realiza as análises de estabilidade utilizando dados de entrada referentes aos parâmetros específicos dos litotipos, como o peso específico, e características geométricas da bancada operacional, incluindo o ângulo de mergulho, altura e berma do talude. A partir desses dados foi possível determinar o estado de tensões nos planos das descontinuidades, conforme a tela de entrada ilustrada nas Figuras 65 A e B.

Em seguida, conforme a tela de entrada ilustrada na Figura 65 C, foram configurados os parâmetros geométricos das descontinuidades. Para essa análise foi utilizado o valor médio referente ao ângulo de mergulho e o desvio padrão destas estruturas. Por fim, na tela de entrada (Figura 55 D) foi determinado como critério de resistência o modelo de ruptura pela descontinuidade de Barton e Bandis (1990). Os parâmetros de resistência de JRC, JCS e ângulo de atrito utilizados nessa pesquisa podem ser consultados no Apêndice F e no Anexo D.

O parâmetro de escala da análise para probabilidade de rupturas planares foi realizado de forma análoga às análises para rupturas em cunha, considerando o intervalo de interesse de 20 metros, especificamente na região do domínio estrutural II (D-II), no qual se apresentam os itabiritos compactos.

Figura 65 - Principais telas do *Rocplane* para análise da probabilidade de rupturas planares

The figure displays four screenshots of the Rocplane software interface, labeled A, B, C, and D, showing the input parameters for a slope stability analysis.

**Screenshot A:** Shows the 'Slope' tab with input fields for Angle (Mean Value: 70 deg, Statistical Distribution: Normal, Standard Deviation: 3 deg, Relative Minimum: 5 deg, Relative Maximum: 5 deg), Unit Weight (Mean Value: 32 kN/m<sup>3</sup>, Statistical Distribution: Normal, Standard Deviation: 3 kN/m<sup>3</sup>, Relative Minimum: 3 kN/m<sup>3</sup>, Relative Maximum: 3 kN/m<sup>3</sup>), and Seismic (Mean Value: 10 m, Statistical Distribution: Uniform, Standard Deviation: 0.2 m, Relative Minimum: 1 m, Relative Maximum: 1 m).

**Screenshot B:** Shows the 'Upper Face' tab with input fields for Angle (Mean Value: 0 deg, Statistical Distribution: None, Standard Deviation: 2 deg, Relative Minimum: 5 deg, Relative Maximum: 5 deg), Bench Width (Mean Value: 5 m, Statistical Distribution: Normal, Standard Deviation: 2 m, Relative Minimum: 1 m, Relative Maximum: 1 m), and Seismic (Mean Value: 10 m, Statistical Distribution: Uniform, Standard Deviation: 0.2 m, Relative Minimum: 1 m, Relative Maximum: 1 m).

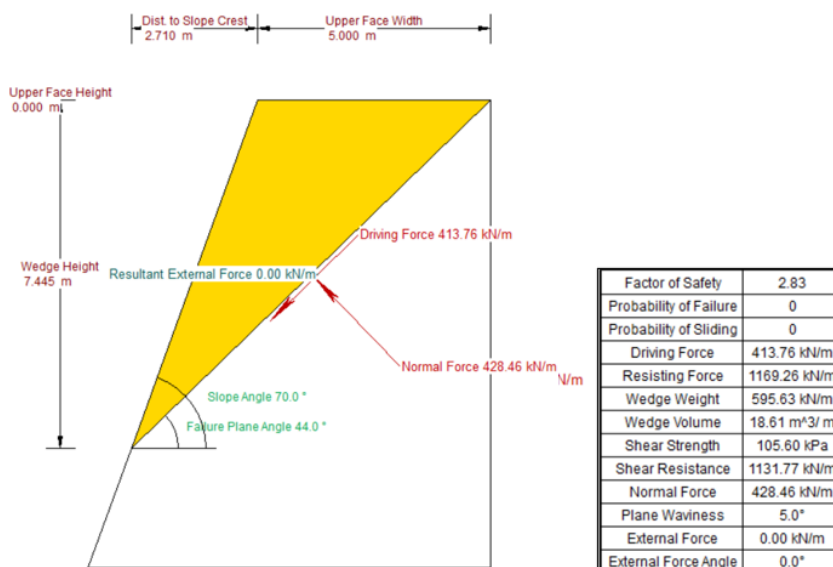
**Screenshot C:** Shows the 'Failure Plane' tab with input fields for Angle (Mean Value: 30 deg, Statistical Distribution: Normal, Standard Deviation: 2 deg, Relative Minimum: 2 deg, Relative Maximum: 2 deg), Waviness (Mean Value: 2 deg, Statistical Distribution: None, Standard Deviation: 0 deg, Relative Minimum: 0 deg, Relative Maximum: 0 deg), and Seismic (Mean Value: 10 m, Statistical Distribution: Uniform, Standard Deviation: 0.2 m, Relative Minimum: 1 m, Relative Maximum: 1 m).

**Screenshot D:** Shows the 'Strength' tab with input fields for Shear Strength Model (Barton-Bandis), JRC (Mean Value: 12, Statistical Distribution: Normal, Standard Deviation: 2, Relative Minimum: 2, Relative Maximum: 2), JCS (Mean Value: 173 kPa, Statistical Distribution: None, Standard Deviation: 0 kPa, Relative Minimum: 0 kPa, Relative Maximum: 0 kPa), and Phir (Mean Value: 27 deg, Statistical Distribution: Normal, Standard Deviation: 2 deg, Relative Minimum: 2 deg, Relative Maximum: 2 deg).

Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Utilizou-se como método de avaliação o *Latin Hipercube*, que se baseia na representação da totalidade da população amostral avaliada, e que considera a média e a variância dos dados. Após a importação e configuração dos dados relacionados às descontinuidades, aplicou-se o comando para análise da probabilidade de ocorrência de rupturas planares. A Figura 66 ilustra o esquema bidimensional avaliado e a massa instabilizada.

Figura 66 - Esquema bidimensional de análise para rupturas planares



Fonte: Elaborado pelo autor (2024).



Como resultado das análises, o *software RocPlane* determina as forças normais e cisalhantes que atuam no plano de ruptura e a sua resistência ao cisalhamento. Além destes, é determinado o fator de segurança, dado pela razão entre as forças resistivas, obtidas pelo critério de ruptura, e as forças mobilizadoras no plano de ruptura. Outros resultados apresentam o intervalo de confiabilidade, a probabilidade de aceitação e de deslizamento.

Foram realizadas análises para a verificar a estabilidade, considerando três cenários: ruptura pela foliação (Sn), ruptura pela família de fraturas 1 (Fr1) e ruptura pela família de fraturas 2 (Fr2). O detalhamento dessas análises está ilustrado no Apêndice L.

Os resultados obtidos via análise apresentaram, de forma geral, um percentual baixo para probabilidade de falhas, condicionadas a rupturas em cunhas na face da bancada. O percentual resultante da análise mostrou uma relação para os fatores de segurança superiores ao valor crítico, inicialmente fixado,  $FS=1$ , resultando em uma bancada estável para rupturas em cunha, com percentuais menores que 1%.

Deste modo, a probabilidade de aceitação e deslizamento destas rupturas é praticamente nula, evidenciando cunhas estáveis notavelmente superiores às cunhas instáveis. Na Tabela 17, estão ilustrados os resultados das análises para probabilidade de rupturas em cunha.

Tabela 17 - Resultados para probabilidade de rupturas em cunha - BC 1320 (Q-5)

| LITO SETOR | ESTRUTURAS | PROB. DE ACEITAÇÃO<br>$FS \geq 1$ | PROB. DE DESLIZAMENTO<br>$FS \geq 1$ | INTERVALO DE CONFIANÇA<br>Distribuição Normal | INTERVALO DE CONFIANÇA<br>Distribuição Lognormal | FS   |
|------------|------------|-----------------------------------|--------------------------------------|-----------------------------------------------|--------------------------------------------------|------|
| IC Setor 2 | Sb1 x Fr2  | 0,0012%                           | 0,0014%                              | 0,485%                                        | 0,879%                                           | 2.82 |
| IC Setor 3 | Sn x Fr2   | 0,0002%                           | 0,0002%                              | 0,676%                                        | 2,087%                                           | 7.65 |
| IC Setor 3 | Fr1 x Fr2  | 0,0002%                           | 0,0002%                              | 0,626%                                        | 1,712%                                           | 5.56 |

Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Os resultados via análise para rupturas planares pelas estruturas Sn, Fr1 e Fr2 mostraram-se nulos para probabilidade de aceitação e deslizamento, atestando a estabilidade da bancada operacional com fatores de segurança superiores a 1, conforme ilustrado na Tabela 18.

Tabela 18 - Resultados para probabilidade de rupturas planares – BC 1320 (Q-5)

| LITO | ESTRUTURAS | PROB. DE ACEITAÇÃO<br>$FS \geq 1$ | PROB. DE DESLIZAMENTO<br>$FS \geq 1$ | INTERVALO DE CONFIANÇA<br>Distribuição Normal | INTERVALO DE CONFIANÇA<br>Distribuição Lognormal | FS   |
|------|------------|-----------------------------------|--------------------------------------|-----------------------------------------------|--------------------------------------------------|------|
| IC   | Sn         | 0,00%                             | 0,00%                                | 4,400                                         | 6,303                                            | 2,82 |
| IC   | Fr1        | 0,00%                             | 0,00%                                | 4,390                                         | 6,899                                            | 2,82 |
| IC   | Fr2        | 0,00%                             | 0,00%                                | 5,480                                         | 8,841                                            | 3,00 |

Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

É importante ressaltar que as condições da probabilidade remota para as rupturas estão restritas à face da bancada, em uma extensão de 20 metros. Os resultados de forma detalhada para a probabilidade de rupturas em cunha e planares estão ilustrados no Apêndice L.

#### 4.2.5 Resultados da Simulação e Execução da Perfuração e do Desmonte de Rochas

Nesta última etapa, foi elaborado o projeto de plano de fogo para o experimento MAP-GEO-ABO-1, a fim de executar as operações de perfuração e desmonte de rochas. As principais variáveis avaliadas nestas operações foram baseadas nos pontos críticos observados do experimento piloto e no *input* dos dados resultantes do mapeamento geológico-geotécnico. A Tabela 19 ilustra os principais parâmetros de projeto avaliados. O esquema projetado para bancada está apresentado no Anexo F.

Tabela 19 - Parâmetros de projetos avaliados – MAP-GEO-ABO-1 – BC 1320 (Q-5)

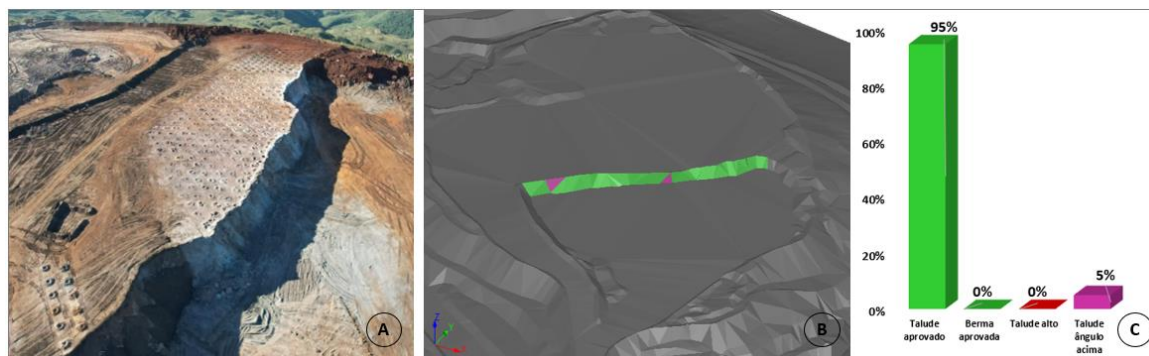
| ID ETAPA | PARÂMETROS OPERACIONAIS                                     |
|----------|-------------------------------------------------------------|
| 1        | Geometria da Bancada                                        |
| 2        | Superfície e Face Livre                                     |
| 3        | Diâmetro do Furo e Malha da Perfuração                      |
| 4        | Razão de Carregamento dos Furos                             |
| 5        | Temporização do Plano de Fogo e Sequenciamento da Detonação |
| 6        | Carga Máxima por Espera (CME)                               |
| 7        | Razão de Carga (Planejado x Realizado)                      |
| 8        | Tamponamento                                                |
| 9        | Energia do Explosivo                                        |
| 10       | Vibrações no Terreno                                        |
| 11       | Fragmentação do Maciço Rochoso                              |

Fonte: Elaborado pelo autor (2022).

Após a validação dos dados geológico-geotécnicos, foi avaliada a configuração geométrica da bancada 1320 (Q-5), que mostrou-se satisfatória para execução das operações. Pelo gráfico de aderência geométrica, observa-se um percentual de 95% em relação à altura (10 m) e a alteração do ângulo de face para 70°.

Além de apresentar uma boa aderência geométrica (Figura 67 BC), os aspectos da superfície e face livre da bancada (A) apresentaram-se em boas condições. Esses parâmetros foram cruciais para o bom desempenho da perfuração e detonação.

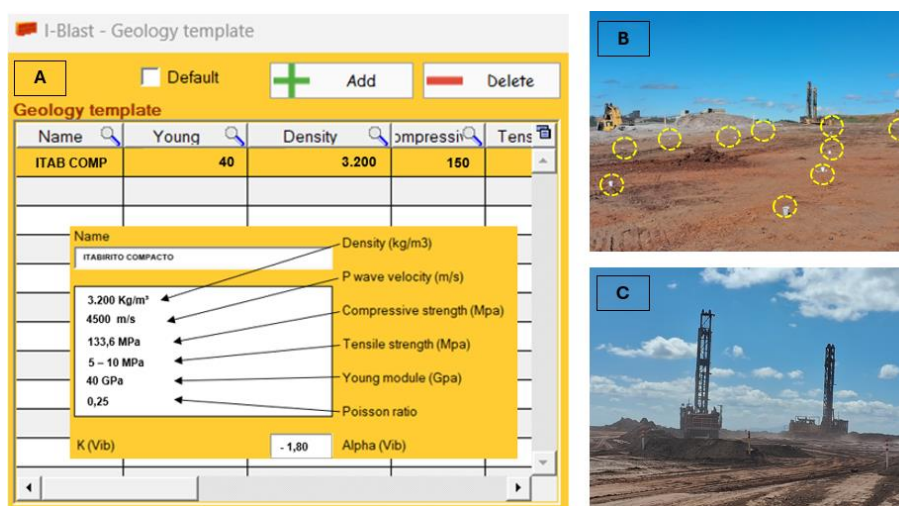
Figura 67 - Avaliação de geometria - BC 1320 (Q-5)



Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

A etapa de simulação do desmonte de rochas exigiu um conhecimento prévio detalhado dos aspectos estruturais e geomecânicos, os quais foram obtidos a partir do mapeamento da bancada operacional. A Figura 68 A, ilustra a tela do *software I-Blast*, relacionada à inserção dos dados geológico-geotécnicos. Além desses dados, foram levados em consideração todos os parâmetros descritos anteriormente na Tabela 20. Após a análise da simulação da detonação, foi possível orientar os operadores de equipamentos em campo, fornecendo as indicações necessárias para o posicionamento adequado das perfuratrizes (Figura 68 BC).

Figura 68 - Simulação e operacionalização do plano de fogo

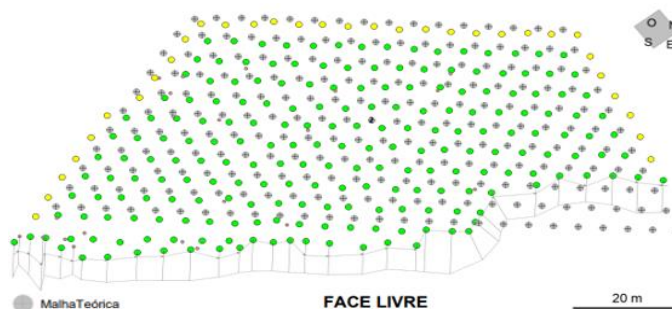


Fonte: Elaborado pelo autor (2024).

Com base nos dados dos mapas e modelos litomecânicos e estruturais como a classe de resistência e o grau de fraturamento, produzidos para o maciço rochoso (Apêndices A - D), a malha de perfuração (A x E) proposta para a bancada operacional foi estabelecida em 4,0 m x 4,5 m. Foram executados o total de 264 furos de 8" (203,2 mm) para formar a malha regular.

A escolha da malha regular de perfuração foi fundamentada no padrão consistente das características estruturais e geomecânicas setorizadas na bancada. A Figura 69, ilustra a superfície da malha simulada e executada na bancada 1320.

Figura 69 - Malha da perfuração - BC 1320 (Q-5)

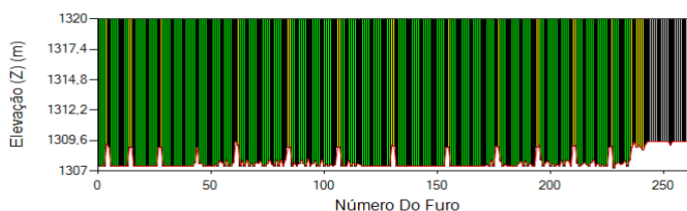


Fonte: DNA Blast (2024).

Outro parâmetro relevante foi a conferência da profundidade executada da perfuração através de um equipamento de medição. Essa análise permitiu obter um percentual da profundidade executada dos furos em relação ao projeto. Ao ser determinado os parâmetros do grau de fraturamento do maciço no modelo geológico da bancada operacional, as operações de perfuração obtiveram uma maior precisão, resultando no bom desempenho destas atividades.

Nota-se, pelo gráfico (Figura 70), uma boa aderência da profundidade executada dos furos, conforme o projeto. O perfil gráfico representa uma aderência aproximada de 93% da efetividade operacional. Nota-se ainda, perda de furos, que pode ter ocorrido em função dos aspectos geomecânicos ou por processos operacionais.

Figura 70 - Gráfico da profundidade dos furos executados – BC 1320 (Q-5)



Fonte: DNA Blast (2024).

Foi observado em campo, um baixo percentual de furos perdidos em função do grau de fraturamento do maciço. Posto isso, foram refeitos 20 furos a fim de garantir um bom desempenho das operações na etapa do desmonte.

Durante a operação adicional da perfuratriz rotativa, foi medido um avanço médio de 12 metros por hora ao perfurar o litotipo itabirito compacto, diferentemente do resultado apresentado para o avanço medido no experimento anterior, de 11 metros por hora, totalizando

21 horas de atividades adicionais para concluir as operações de perfuração neste litotipo. No Anexo H, é apresentado o gráfico da taxa de aderência da perfuração executada na área de pesquisa. O gráfico apresentado representa as operações no período entre Abril e Maio de 2024.

Dessa forma, a necessidade de refazer os 20 furos, somados aos furos originalmente perdidos, resultou em um acréscimo de 440 metros de perfuração. Este retrabalho representou um impacto de 15,15%, porém, reduzido para 18 horas e 20 minutos das operações adicionais para concluir a etapa dessas atividades.

Em comparação ao resultado da perfuração realizada na bancada 1340 (Q-2) do experimento piloto, foi apresentado um impacto de 14,23% nessa etapa operacional. Essa aderência deve-se à realização das atividades adicionais sem um conhecimento assertivo em relação aos parâmetros geomecânicos do maciço.

A bancada 1320 (Q-5) apresentou um impacto de 15,15%, porém, superior na aderência de taxa horária de perfuração, resultando nos ganhos com a redução de 2 horas e 40 minutos sobre as operações adicionais, com uma otimização aproximada de 12,71%.

Em função de estratégias definidas pelo planejamento de mina, a bancada operacional 1320 (Q-5) foi setorizada em diversos polígonos para o sequenciamento das operações de perfuração e desmonte de rochas. Essa estratégia foi fundamental para garantir uma predição do desempenho e da continuidade operacional no processo *mine to mill*.

Esse estudo foi realizado no polígono 81 da bancada 1320, em uma área de 18 m<sup>2</sup>, com perfil dos furos em 2 *decks* de carregamento e 130 kg da carga explosiva por *deck*, superior e inferior. Dessa forma, a carga máxima por espera (CME), foi aproximadamente 15% superior àquela utilizada no teste piloto em 2022.

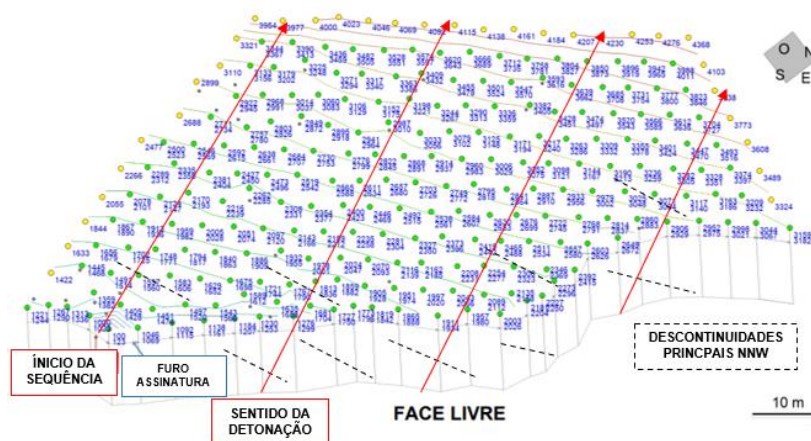
O carregamento adequado nas primeiras linhas de furos da bancada, para o desmonte de produção, foi crucial para promover uma boa eficiência no arranque para a formação da pilha do material desmontado e para ótima fragmentação do maciço rochoso.

Para delimitar o polígono, os furos da borda foram carregados somente no nível inferior. O tamponamento dos furos foi realizado em 2 níveis com 3 metros por coluna e 8 metros para os furos com 1 nível, ambos, com litotipos arenosos. Para os desmontes na área de estudo, foi utilizada a emulsão bombeável como carga explosiva, ilustrada no Anexo F.

Em seguida, foi avaliado o plano de carregamento, considerando a amarração e sequência de detonação dos furos (Figura 71). Os dados referentes à orientação das descontinuidades foram fundamentais para otimizar o sequenciamento da detonação. Observou-se que a detonação foi executada em um sentido perpendicular à orientação principal

da família de descontinuidades. Essa estratégia teve como objetivo melhorar a fragmentação do maciço rochoso e minimizar a propagação de vibrações no terreno.

Figura 71 - Sequência de detonação dos furos



Fonte: Adaptado de DNA Blast (2024).

Além disso, nessas etapas, foram observadas, detalhadamente, a distribuição das cargas explosivas, conforme o perfil projetado (Anexo F). A razão de carregamento alcançada nesse desmonte foi de 1,29 Kg/m<sup>3</sup>, sendo 8,5% inferior à carga de projeto, 1,41%, em função das variações executadas na perfuração. Ressalta-se que a CME projetada não foi ultrapassada em 100% dos furos carregados.

Na última etapa do experimento, após as análises realizadas do plano de fogo, foi executada a operação do desmonte de produção na bancada operacional 1320 (Q-5) (Figura 72). Nota-se uma ótima fragmentação do maciço rochoso obtida desta operação. Na Figura 73, é ilustrada a análise da curva granulométrica da pilha do material desmontado.

O resultado da análise da fragmentação superficial indicou que o valor de P80 da pilha desmontada foi de 396 mm em relação à simulação projetada para um valor de P80 de 363 mm. Além disso, foi observado, através da curva granulométrica, um percentual de 36% do material fragmentado inferior a 200 mm, indicando um bom desempenho do desmonte.

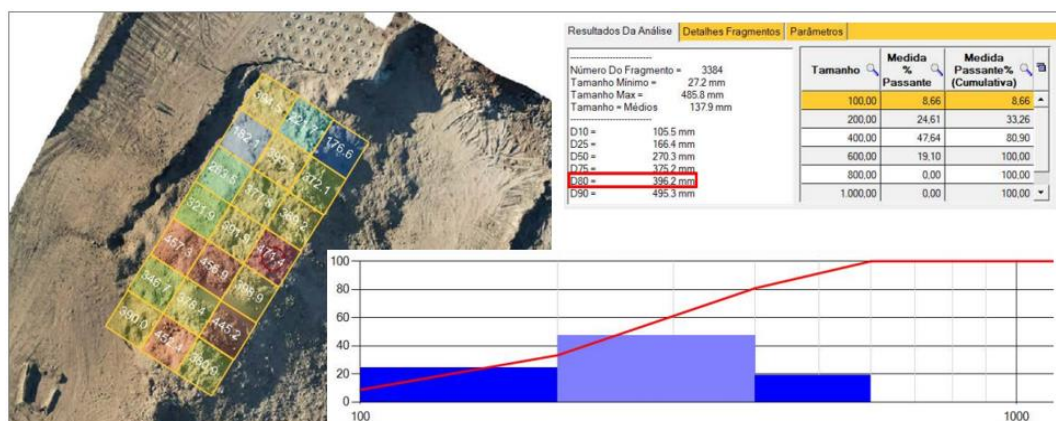


Figura 72 - Execução do desmonte de produção - Bancada 1320 (Q-5)



Fonte: DNA Blast (2024).

Figura 73 - Análise da curva granulométrica da pilha desmontada - BC 1320 (Q-5)



Fonte: DNA Blast (2024).

Outra forma de medir a eficiência dessas operações foi pela análise da distribuição energética do explosivo. Conforme as análises realizadas, apresentadas no Anexo G, notam-se zonas no centro do polígono do desmonte, destacadas como *pixels* de coloração verde, uma variação na geometria da malha (A x E). Essa análise foi essencialmente importante, pois contribuiu de forma significativa para identificar possíveis regiões com má fragmentação do maciço rochoso, além da possível formação de repés abaixo da pilha desmontada.

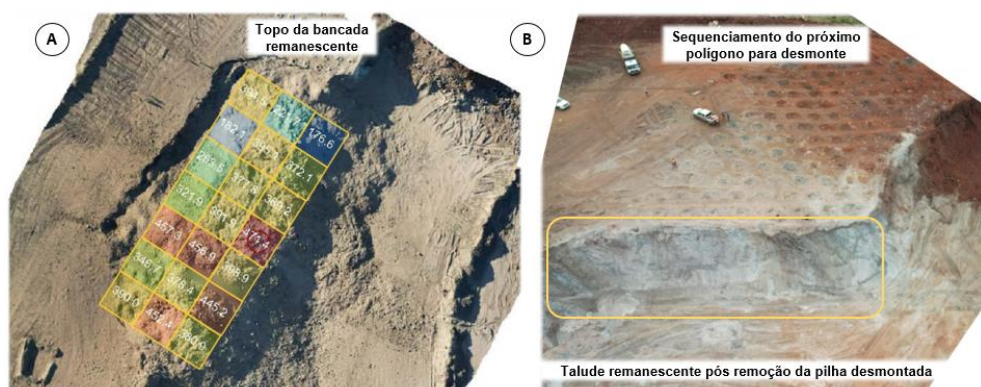
Por último, foram realizadas as análises dos resultados do monitoramento ambiental e geotécnico para vibrações induzidas no terreno da área de estudo. O tempo zero de ativação do sismógrafo foi calibrado com valor de 0,51 mm/s, uma vez que vibrações abaixo desse valor não seriam registradas. Para o desmonte executado na bancada 1320 (Q-5), não foram registrados picos de vibrações superiores ao valor calibrado, especialmente no sentido de direção da estrutura da barragem de rejeitos, localizada na área de influência dessas operações.



O bom desempenho na mitigação das vibrações no terreno foi resultado da adequada definição do sentido de execução da detonação. Quando realizada perpendicularmente à orientação das descontinuidades, a detonação poderia promover uma maior atenuação das ondas, porém, limitou a sua propagação. Com base nos dados obtidos por meio do mapeamento estrutural do maciço rochoso, as descontinuidades foram utilizadas como barreiras naturais à transmissão da energia, refletindo e dissipando parte das ondas.

Após a execução do desmonte, foi realizada uma inspeção em campo, frente à bancada remanescente. Essa avaliação foi proposta como parte objetiva da pesquisa a fim de registrar possíveis danos ao talude remanescente advindos dessas operações (Figura 74). Buscou-se identificar a presença de trincas, *under break* (pontas) ou *overbreak* (cavidade), no topo (A) e face do talude (B). Como resultado da avaliação, não foram registrados impactos significativos que depreciassem a segurança geotécnica e operacional do talude remanescente.

Figura 74 - Inspeção de danos ao talude remanescente – BC 1320 (Q-5)

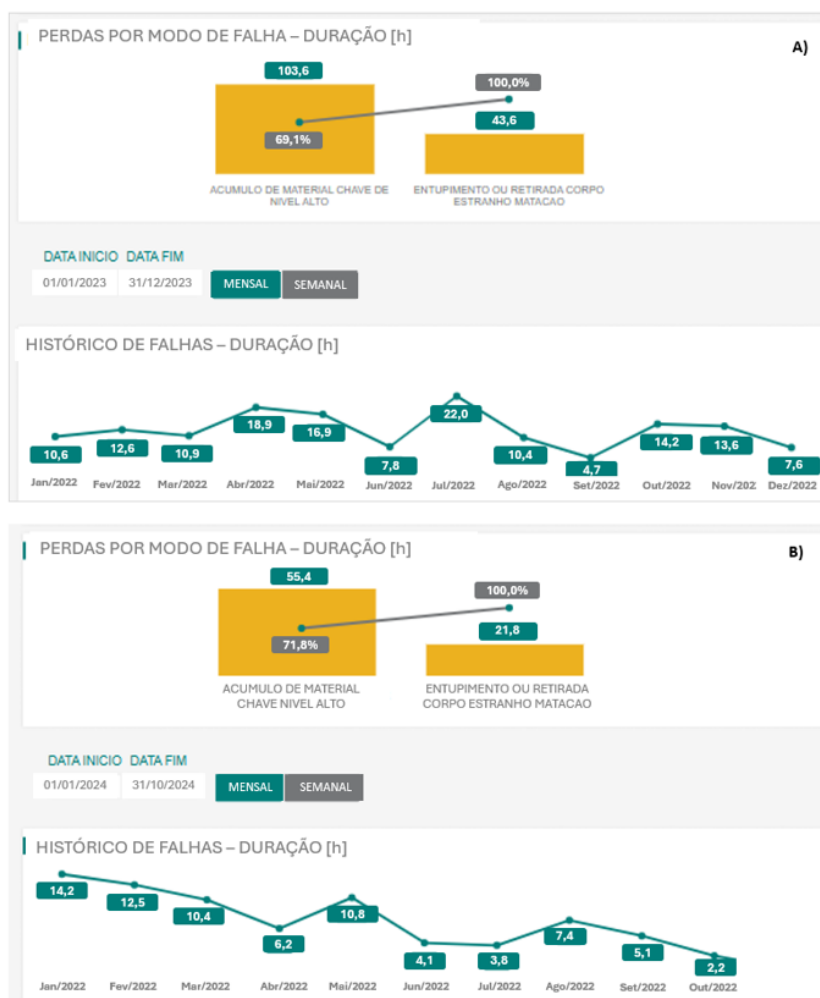


Fonte: Adaptado de DNA Blast (2024).

Ao longo dos anos de 2023 e 2024, diversas contribuições relacionadas ao mapeamento geológico-geotécnico na área de estudo foram implementadas às operações de perfuração e desmonte de rochas, a fim de manter a eficiência e o bom desempenho como produtividade, segurança geotécnica e sustentabilidade nas operações em toda a cadeia da mina à usina.

Como etapa de validação da otimização proposta por essa pesquisa, é ilustrado no esquema da Figura 75 uma evolução significativa da taxa de redução de parada (em horas) por modo de falha na britagem primária, inicialmente apresentada como uma das justificativas relevantes para realização desse estudo. Os resultados apresentados estão conectados às melhorias implementadas nas operações da perfuração e desmonte de rochas ao longo desses anos, incluindo o mapeamento geológico-geotécnico.

Figura 75 - Redução do tempo de parada por modo de falha na britagem primária



Fonte: Arquivo interno, não publicado (2024)

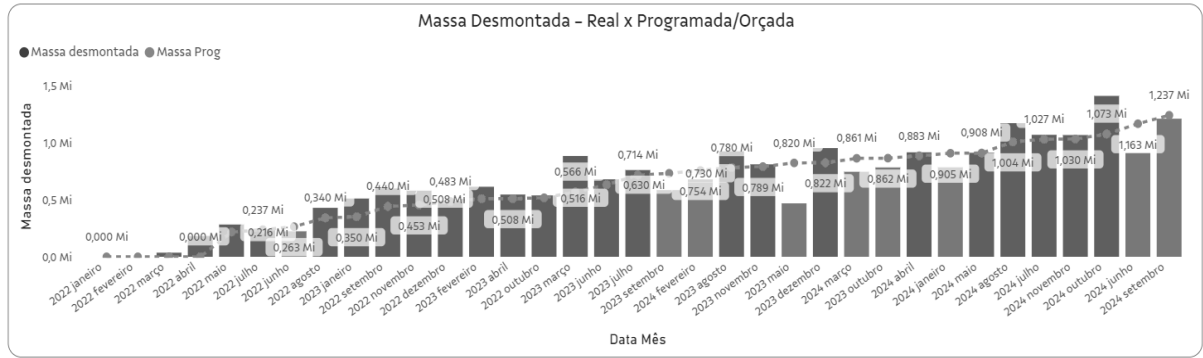
Nota-se por meio do gráfico ilustrado na Figura 83, uma redução significativa do tempo de parada por modo de falha (matação) na britagem primária para os anos consecutivos de 2023 e 2024. Desta forma, foram apontadas 107,2 horas para o ano de 2023 e 77,2 horas para o ano de 2024, considerando o período medido até o mês de Outubro de 2024.

Em 2022, o total de horas paradas relacionadas a essa falha alcançou 252,2 horas, correspondendo a produção potencial perdida de aproximadamente 1,04 Mt de ROM. Em 2023, o número de horas paradas correspondeu a uma perda de produção de 0,44 Mt, representando um aumento na eficiência de 57,5% em relação ao ano anterior.

No ano de 2024, com as melhorias implementadas, incluindo o mapeamento geológico-geotécnico, otimizou-se o tempo de paradas para 77,2 horas e uma perda de 0,32 Mt. Desta forma, houve um ganho adicional de 27,9% de eficiência em comparação a 2023, e de 69,4% comparado a 2022. Esses resultados demonstraram o impacto positivo das estratégias de otimização adotadas durante a fase de pesquisa.

Além das otimizações apresentadas, a validação dessa pesquisa é ilustrada na Figura 76, apresentando o gráfico da evolução e desempenho da massa desmontada em relação à massa programada da área de estudo. Os resultados ilustrados representam um aumento na cadeia de produção na mina com uma aderência aproximada de 105% entre os anos de 2022 e 2024.

Figura 76 - Massa desmontada x massa programada



Fonte: Arquivo interno, não publicado (2024)

A Tabela 20 apresenta as principais otimizações resultantes do mapeamento geológico-geotécnico para as operações de perfuração e desmonte de rochas nesta pesquisa. Os resultados obtidos demonstram uma influência significativa na eficiência dessas operações, permitindo a adequação dos parâmetros do projeto às características geomecânicas do maciço. Dessa forma, observa-se uma melhoria expressiva em todos os parâmetros analisados, destacando a importância do mapeamento geológico-geotécnico como ferramenta estratégica na mineração.

Tabela 20 - Principais otimizações nas operações de perfuração e desmonte de rochas

| ESTABILIDADE GEOTÉCNICA                                  | 2022 (BC 1340 Q-2) | 2024 (BC 1320 Q-5) |
|----------------------------------------------------------|--------------------|--------------------|
| Fator de Segurança (FS)                                  | Não realizado      | 2.82               |
| PROBABILIDADE DE MODO DE FALHAS                          |                    |                    |
| Ruptura por cunhas                                       | Não realizado      | 0.001%             |
| Ruptura planares e Tombamento por blocos                 | Não realizado      | 0.000%             |
| PERFURAÇÃO E DESMONTE DE ROCHAS                          |                    |                    |
| Aderência na geometria da bancada                        | 16.00%             | 95.00%             |
| Alteração do valor de ângulo de face                     | ~ 48° / 58°        | 70°                |
| Perfil crítico de face livre                             | 68.00%             | 5.00%              |
| Eficiência na perfuração                                 | 93.00%             | 93.00%             |
| Malha da perfuração                                      | 2.5 x 4.5 m        | 4.0 x 4.5 m        |
| Carga máxima por espera (CME)                            | 90 Kg              | 130 Kg             |
| Vibrações no terreno (PPV)                               | 5.21 mm/s          | < 0.51 mm/s        |
| Eficiência na Fragmentação                               | < 70.00%           | 100.00%            |
| PROCESSO MINE TO MILL                                    |                    |                    |
| Tempo (h) de parada na britagem primária (matacão)       | 252.2              | 77.2               |
| Eficiência potencial na alimentação na britagem primária | -                  | 69.40%             |
| Massa desmontada                                         | 3.59 Mt            | 10.84 Mt           |

Fonte: Autor (2024).

## 5 CONCLUSÕES

A proposta do estudo de caso aplicado para otimização nas operações da perfuração e desmonte de rochas com enfoque na segurança e estabilidade de taludes por meio do mapeamento geológico-geotécnico mostrou-se eficaz. A metodologia aplicada resultou em uma gama de dados, de forma detalhada, relacionados às condições geomecânicas da bancada 1320 (Q-5) para execução dessas operações.

As notas de informações registradas no banco de dados, resultantes do mapeamento de campo, possibilitaram análises geotécnicas fundamentais para predição da segurança, produtividade e otimização dessas operações.

Os resultados obtidos dessas análises mostraram uma boa relação associada entre o conhecimento geológico-geotécnico detalhado para condição de bancada e as operações de perfuração e desmonte de rochas. Os *inputs* de dados detalhados relacionados às características das descontinuidades e os aspectos estruturais que governam a resistência do maciço rochoso corroboraram de maneira ágil para o bom desempenho operacional.

Para essa finalidade, foram buscados estudos de cunho geológico, geotécnico e estrutural para compreensão do contexto geológico observado e mapeado na área de estudo. Com base nesses estudos, realizou-se a caracterização geológico-geotécnica e a classificação geomecânica da bancada operacional 1320 (Q-5), identificando e agrupando em 2 setores (rochas compactas classes III e IV e rochas brandas), entre os 4 setores, inicialmente mapeados, por domínios geotécnicos similares.

Ademais, com base nos resultados do mapeamento geológico-geotécnico e estrutural, demonstrou-se a possibilidade de predizer o mecanismo de falha associada às características das descontinuidades identificadas na face da bancada. Essas predições resultaram em condições remotas e praticamente nulas para a ocorrência da probabilidade de rupturas em cunha, planares ou por tombamento de blocos que depreciassem a segurança da bancada operacional.

Com base nos resultados obtidos do modo de falha, nulos para a bancada, foi possível estabelecer uma correlação probabilística da sua estabilidade geotécnica. O fator de segurança operacional mostrou-se superior aos valores típicos, de acordo com o critério de aceitação superiores a 1.3. Como resultado obtido, a probabilidade de falha foi remota para rupturas por cunha, de 0,0012 % para um fator de segurança de 2.82, evidenciando sua estabilidade. Os resultados para rupturas planares apresentaram probabilidades nulas com FS mínimo de 2.82.

A aplicação da técnica da simulação computacional para predição dos resultados advindos das etapas de perfuração e desmonte de rochas mostrou-se essencialmente crucial para o bom desempenho no processo *mine to mill*. Além de prever com assertividade os resultados dessas operações, quando associados a um melhor detalhamento acerca das características e aspectos do maciço rochoso, possibilitou, de forma estratégica, o sequenciamento das detonações por polígonos operacionais em função da capacidade produtiva da mina.

Os resultados dos parâmetros de geometria e perfil crítico da face livre, obtidos no experimento piloto, referente a bancada 1340, demonstraram que 68% das condições avaliadas apresentaram criticidade para as operações do desmonte. Em contrapartida, a bancada 1320 apresentou uma melhoria significativa, resultando 63% de aderência às condições ideais, o que reduziu os parâmetros críticos para apenas 5%.

A relação dos parâmetros da geometria da malha de perfuração A x E, mostraram-se satisfatórias em função da utilização dos mapas litogeomecânicos e do mapa estrutural.

Por fim, a fragmentação obtida no desmonte de produção da bancada 1320 (Q-5) mostrou-se, de igual forma, satisfatória, atendendo às especificações técnicas quanto à faixa granulométrica, preestabelecida em função do bom desempenho operacional da britagem primária. Os resultados da fragmentação da bancada operacional mostraram-se satisfatórios, inferiores a 800 mm, impactando na boa eficiência da britagem primária.

Além disso, não houve depreciação das condições geotécnicas e operacionais por danos ao talude remanescente advindo dessas operações. Outro aspecto extremamente relevante foi a eficiência medida para evitar uma perda de produção em 69,4% na alimentação potencial da britagem primária. Essa eficiência representou o aumento potencial de 0,71 Mt de ROM até o período medido (Outubro de 2024) em relação ao ano de 2022.

Portanto, pode-se concluir que as otimizações nas operações da perfuração e desmonte de rochas com enfoque na segurança e estabilidade de taludes por meio do mapeamento geológico-geotécnico ocorreram em todas as etapas operacionais. Esse fato deve-se à implementação e à predição relacionadas ao conhecimento, de forma detalhada, garantindo a segurança geotécnica, ambiental e a produtividade com sustentabilidade na área de estudo, além de agregar valores intangíveis, como o aperfeiçoamento sequenciado do conhecimento, aplicado à rotina das referidas operações.

## 6 TRABALHOS FUTUROS

O mapeamento geológico-geotécnico e suas variáveis temáticas associadas às bancadas operacionais demonstraram-se fundamentais para a predição, correlação e otimização nas operações de perfuração e desmonte de rochas. Nesse contexto, recomenda-se a continuidade de estudos relacionados aos sequenciamentos das operações de detonações.

Recomenda-se uma coleta de amostras indeformadas para ensaios laboratoriais, como resistência à tração, compressão uniaxial e triaxial. Por meio desses resultados deve-se realizar correlações com os valores obtidos por ensaios *in situ* na área estudada, a fim de aumentar a confiabilidade do banco de dados de parâmetros de resistência.

Adicionalmente, propõe-se a execução de testes de detonação com a aplicação de uma única coluna de carga máxima por espera nos furos, levando em consideração o padrão das características geológico-geotécnicas e geomecânicas apresentadas nesta pesquisa.

Por fim, no contexto administrativo, recomenda-se a implementação de um fluxograma de papéis e responsabilidades que contemple todos os parâmetros geológicos e geotécnicos em projetos de detonações e/ou elaboração de planos de fogo, por meio de procedimentos operacionais relacionados às etapas de perfuração e desmonte de rochas na mina em questão.

## REFERÊNCIAS

- ALKMIM, F. F., MARSHAK, S. Transamazonian Orogeny in Southern São Francisco Craton Region, Minas Gerais, Brazil: Evidence for Paleoproterozoic Collision and Collapse in the Quadrilátero Ferrífero. **Precambrian Research**, [S. l.], v. 90, p. 29-58, 1998.
- ALKMIM, F.F.; NOCE, C.M. (eds.). **The Paleoproterozoic Record of the São Francisco Craton**. IGCP 509 Field workshop, Bahia and Minas Gerais, Brazil. Field Guide & Abstracts, 2006, 114 p.
- AYDIN, A., BASU, A. **The Schmidt Hammer in rock material characterization**. Engineering Geology. 81. 1-14. 10.1016/j.enggeo.2005.06.006, 2005.
- AZEVEDO, I. C. D.; MARQUES, E. A. G. **Introdução à mecânica das rochas**. UFV, Viçosa: Editora UFV, 2002. 361 p.
- BALTAZAR O. F., ZUCCHETTI M. Lithofacies associations and structural evolution of the Archean Rio das Velhas greenstone belt, Quadrilátero Ferrífero, Brazil: a review of the setting of gold deposits Ore Geology. **Ore Geology Reviews**. Belo Horizonte, MG, v. 32, p. 471–499, 2007.
- BARTON, N.; CHOUBEY, V. The shear strength of rock joints in the theory and practices. **Rock Mechanics**. [S. l.], v. 10, p. 1-54, 1977.
- BARTON, N.; LIEN, R.; LUNDE, J. Engineering classification of rock masses for the design of rock support. **Rock Mechanics**. [S. l.], v. 6, p. 189-236, 1974.
- BIENIASWKI, Z. T. **Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil and petroleum negineering**. New York: John Willey and Sons, 1989. 251 p.
- BIENIASWKI, Z. T. **Errores em la aplicación de las classificaciones Geomecánicas y su Corrección**. Madrid: Adif., 2011. p. 10-21.
- BROCH, E.; FRANKILIN, J. A. The point load test. **Rock Mech. Min. Sci**, Norway, v. 9, p. 669-697, 1972.
- CALL, R. D. *et al.* **Managing and Analyzing overall pit slopes**. Slope stability in Surface Mining, W. A. Hustrulid, M, K. McCarter & D. J. A. Van Dyl (ed.), Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc, Littleton, Colorado, United States, 2000. p. 39-46.
- CAMERON, A.; HOGAN, T. **Tecnologia de desmonte de rochas com explosivos para minas a céu aberto e subterrâneas**. Belo Horizonte: IBRAM, 1996.
- CELLA, P., CASTRO, L., CARTER, T. Mining Slopes in Weathered and Weak Rocks. *In*: KANJI, M.; HE, M.; SOUSA, L. R. e. (ed.) **Soft Rock Mechanics and Engineering**. [S. l.]: Springer, 2020. p. 376-406.



COSTA, T. A. V. **Caracterização Geológica-Geotécnica e Modos de Ruptura do Minério Hematítico Friável nas Minas da Vale, Borda Oeste do Quadrilátero Ferrífero – MG.** 2009. 195 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Geotécnica) – Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2009. Disponível em: <http://www.repositorio.ufop.br/handle/123456789/2459>. Acesso em: 20 nov. 2023.

CROSBY, W. **Drilling and Blasting in Open Pit and Quarries.** Book, MREL, Kingston, Canadá, 1998, 480 p.

DEERE, D. U. *et al.* Design of surface and near-surface construction. *In: Rock. Failure and Breakage of Rock.* Fairhurst C, 1967. p. 237-302.

DNA BLAST. **Análises dos desmontes na Mina de Abóboras N 1320:** relatório pós-desmonte. Complexo Vargem Grande, MG: DNA BLAST GROUP, 2024. 17 p.

DNA BLAST. **Análises dos desmontes na Mina de Abóboras N 1340:** relatório pós-desmonte. Complexo Vargem Grande, MG: DNA BLAST GROUP, 2022. 34 p.

DORR, J. N. **Physiographic, stratigraphic, and structural development of Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil.** Washington, USA, 1969.

DORR, J. N. *et al.* **Revisão da estratigrafia pré-cambriana do Quadrilátero Ferrífero.** *Brazil Depart.* Fomento Produção Mineral, avulso 81, 1957. 31 p.

FIORI, A. P., CARMIGNANI, L. **Fundamentos de Mecânica dos Solos e das Rochas:** aplicações na estabilidade de taludes. São Paulo: Oficina dos Textos, 2009, 71p.

FRANCA, P., COSTA, T., STACEY, P. Soft iron ores and other leached rocks. *In: Guidelines for Open Pit Slope Design in Weak Rocks.* 1st ed. D. Martin and P. Stacey, ed. Canberra, Australia: CSIRO Publishing, 2018. p. 269-308.

GOUVEIA, G. V. **Estudos dos parâmetros relacionados à natureza das discontinuidades e sua aplicação a maciços rochosos de mineração.** 2018. 237 f. Dissertação (Mestrado em Geotecnia) – Universidade Federal de Ouro Preto – MG, 2018.

HERGERT, G. **Stress in Rock.** Rotterdam: Balkema, 1988.

HOEK, E. **Rock mass properties for underground mines.** Colorado: Society for Mining, Metallurgy and Exploration (SME), 2001. 21 p.

HOEK, E. Strength of jointed masses. **Geotechnique**, [S. l.], v. 33, n. 3, p. 187-223., 1983.

HOEK, E.; BRAY, J. W. **Rock Slope Engineering, Institution of Mining and Metallurgy.** 3 ed. London, 1981. 358 p.

HOEK, E., BROWN, E. T. Empirical Strength Criterion for Rock Masses. **Journal of Geotechnical Engineering Division**, [S. l.], p. 1013-1035, sep. 1980.

HOEK, E., KAISER, P. K.; BOWDEN, W. F. **Support of underground excavations in hard rock.** [S. l.]: Balkema, 1995.

HUSTRULID, W. **Blasting Principles Open Pit Mine**. vol. 1. Rotterdam: A. A. Balkema, 1999. 412 p.

ISRM. **Suggested Methods for Rock Characterization**: test and monitoring. [S. l.]: Springer, 2014. 293 p.

ISRM. Suggested method determination of the Schmidt hammer rebound hardness: Revised version. **International Journal of Rocks Mechanics and Mining Sciences**. [S. l.], p. 627-634, 2008.

ISRM. **Suggested Methods for Rock Characterization**: test and monitoring. [S. l.]: Springer, 2007. 293 p.

ISRM. **Commission on Testing Methods**: Working Group on Revision of the Point Load Test Method. [S. l.], v. 22, n. 2, p. 51-60, 1985.

ISRM. **International Society of Rock Mechanics. Rock Characterization, Testing and Monitoring** – ISRM suggested methods, Brown E.T. (ed). Oxford: Pergamon, 1981.

JIMENO, C. L., JIMENO, E. L., BERMUDEZ, P. G. **Manual de Perforación, Explosivos e Voladuras**: minería y obras públicas. Madrid: Grupo de Proyectos de Ingeniería, ETSI Minas y Energía, Universidad Politécnica de Madrid, 2017. 1239 p.

JIMENO, C. L.; JIMENO, E. L.; CARCEDO, F. J. A. **Drilling of blast of rocks**. 2 ed. Nova York: Taylor & Francis Group, 1987.

LINAN, C. A. C. **Manual de perforación y voladura de rocas**. Madrid: Instituto Geológico y Minero de Espana., 1994.

LOPES, G. S. **A dinâmica das rochas, propagação de ondas induzidas e dano ao maciço rochoso**. 2020, 51 p. Dissertação de mestrado. Universidade Federal do Paraná, 2020.

MARINOS, P., HOEK, E. **GSI**: A geologically friendly tool for rock mass strength estimation. In Proceedings of the GeoEngineering. Conference. Australia, 2000.

MARSHAK, S., ALKMIM, F.F. **Proterozoic extension/contraction tectonics of the southern São Francisco cráton and adjacent regions, Minas Gerais, Brazil. A kinematic model relation Quadrilátero Ferrífero, São Francisco Basin and Cordillera do Espinhaço**, 1989.

MCKAY, M. D., BECKMAN, R. J., CONOVER, W. J. A comparison of three methods for selecting values of input variables in the analyses of output from a computer code. **Technometrics**, [S. l.], v. 21, n. 2, p. 239-245, 1979.

NBR 9653. **Guia para avaliação dos efeitos provocados pelo uso de explosivo nas minerações em áreas urbanas**. Rio de Janeiro: Associação Brasileira de Normas Técnicas, 2018. 16 p.

PALMSTRÖM, A. **The volumetric joint count - A useful and simple measure of the degree of rock mass jointing**. IAEG Congress, New Delli, 1982. p. 221-228.

PROCEQ. **Catálogo de Produtos PROCEQ**. [S. l.]: Screening Eagle, 2022. Disponível em: [www.screeningeagle.com/en/product-family/schmidt-rebound-hammers](http://www.screeningeagle.com/en/product-family/schmidt-rebound-hammers). Acesso em: 21 mar. 2023.

QUAGLIO, O. A. **Otimização da Perfuração e Segurança dos Desmontes de Agregados Através do Sistema Laser Profile e Boretrak**. 2003. 153 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto – MG, 2003.

READ, J.; STACEY, P. **Guidelines for Open Pit Slope Design**. Australia: Csiro publishing, 2009. 511 p.

RIBEIRO e SOUZA, L. E. **Medição de Granulometria de Minério de Ferro Através de Imagens em Circuito de Britagem Primária**. 2020. 99 f. Dissertação (Mestrado Profissional) – Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2020. Disponível em: <http://www.repositorio.ufop.br/jspui/handle/123456789/13298>. Acesso em: 21 de nov. de 2023.

RICARDO, H. S., CATALANI, G. **Manual Prático de Escavação** (Terraplenagem e Escavação de Rocha). São Paulo: McGraw- Hill do Brasil., 1977.

RICARDO, H. S.; CATALANI, G. **Manual Prático de Escavação** (Terraplenagem e Escavação de Rocha). 2 ed. São Paulo: Pini, 1990.

RICARDO, H. S.; CATALANI, G. **Manual Prático de Escavação** (Terraplenagem e Escavação de Rocha). 3 ed. São Paulo: Pini, 2007.

ROESER, H. M. P., ROESER, P. A. O Quadrilátero Ferrífero - MG, Brasil: aspectos sobre sua história, seus recursos minerais e problemas ambientais relacionados. **Geonomos**, [S. l.], v. 18, n. 1, p. 33-37, 2010.

SCOTT, A. **Rock Fragmentation by Blasting**. Rotterdam: Balkema, 1996. p. 27-36.

SILVA, V. C. **Desmonte de rochas**. São Paulo: Oficina de Textos, 2019.

SILVA, V. C. **Curso min 112: Operações Mineiras**. Departamento de Engenharia de Minas. Ouro Preto, MG, 2011. 146 p.

SJÖBERG, J. **Large scale slope stability in open pit mining**: a review. Division of rock mechanics. Lulea University Technology. Sweden, 1996. 229 p.

TEIXEIRA *et al.* Integração e análise de dados geofísicos por meio de aplicação de técnicas de geoprocessamento digital de imagens e classificação não supervisionada: o exemplo do greenstone belt do Rio das Velhas, Quadrilátero Ferrífero, QF - MG. **Revista Brasileira de Geofísica**, [S. l.], v. 24, n. 4, p. 559-572, ago./nov. 2006.

TEIXEIRA, W.; FIGUEIREDO, M. C. H. de. Outline on early Proterozoic crustal evolution in São Francisco craton, Brazil. 1989, **Anais [...]**. Washington: International Union of Geological Sciences, 1989. Disponível em: <https://repositorio.usp.br/directbitstream/fde52263-4603-4c59-aaa2-7d275a97cd54/790834.pdf>. Acesso em: 06 de Fev. de 2023.

TERZAGHI, K. Rock defects and loads on tunnel supports. *In*: HOEK, E.. Big tunnels in bad rock 2000 Terzaghi lecture. **ASCE Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering**, [S. l.], vol. 127, n. 9, p. 726-740, sep. 2001.

UHLEIN, A.; NOCE, C. M. Quadrilátero Ferrífero. *In*: HASUI, Y. *et al.*. **Geologia do Brasil**. São Paulo: Beca, 2012. p. 228-229.

VALLEJO, L. G. *et al.* **Ingeniería Geológica**. Madrid: Pearson Educación, 2002. 744 p.

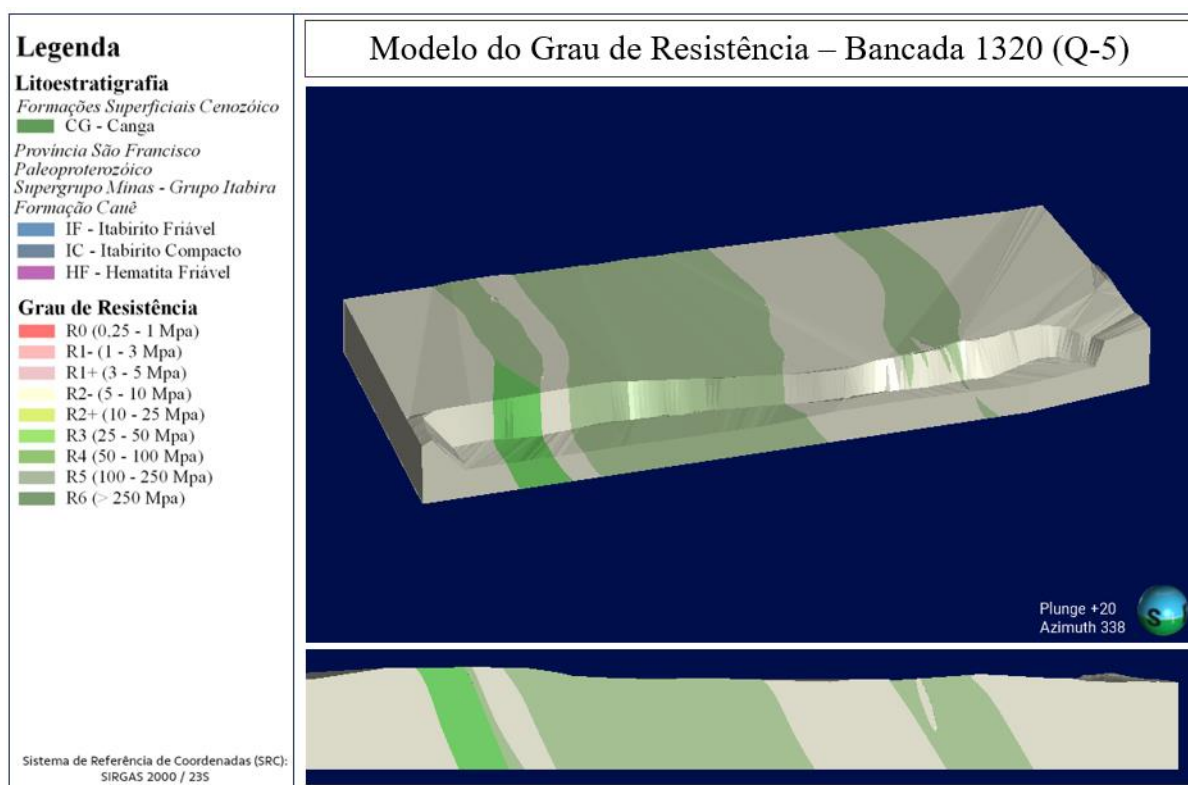
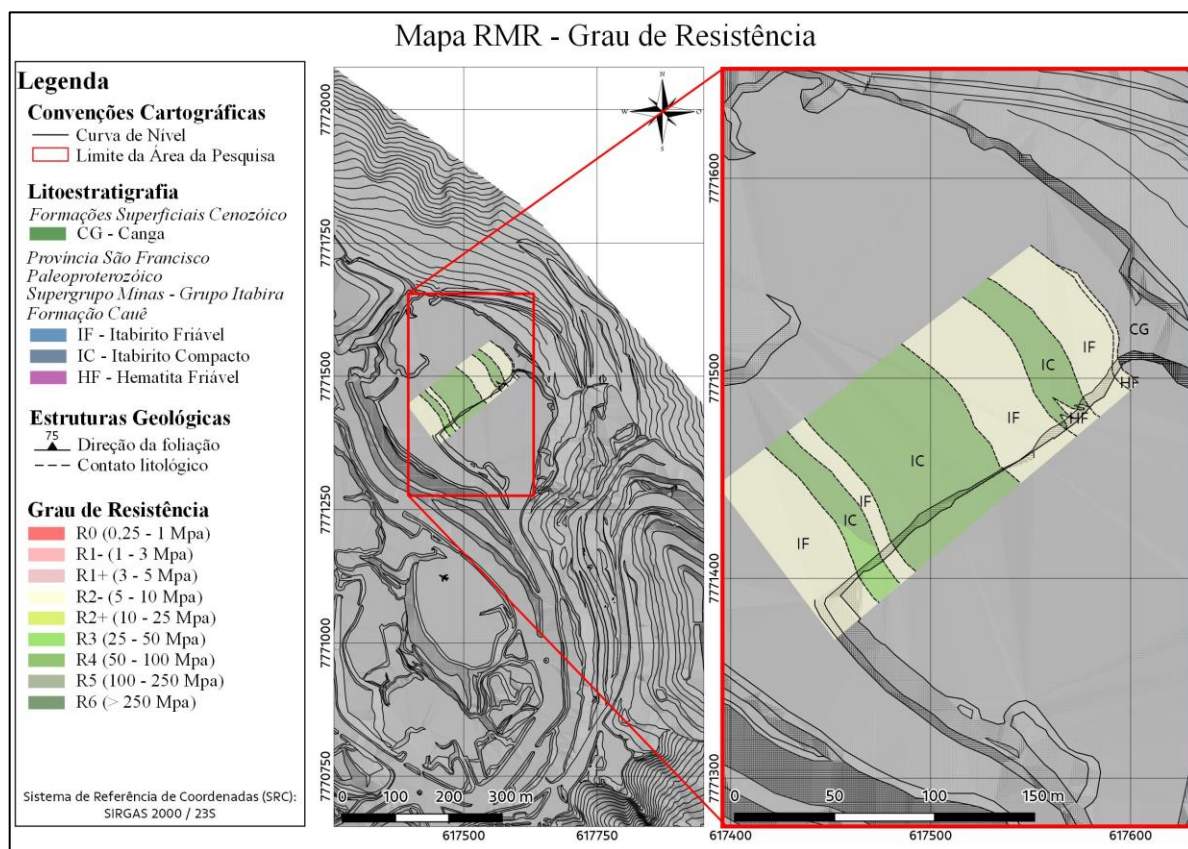
WALM ENGENHARIA. **Relatório Técnico de Mapeamento Geológico**. Mina de Abóboras, Complexo Vargem Grande, MG, 2021. 93 p.

WESSELOO, J.; READ, J. Acceptance Criteria. *In*: READ, J., STACEY, P. **Guidelines for Open Pit Slope Design**. Csiro Publishing: Australia, 2009. p. 221-235.

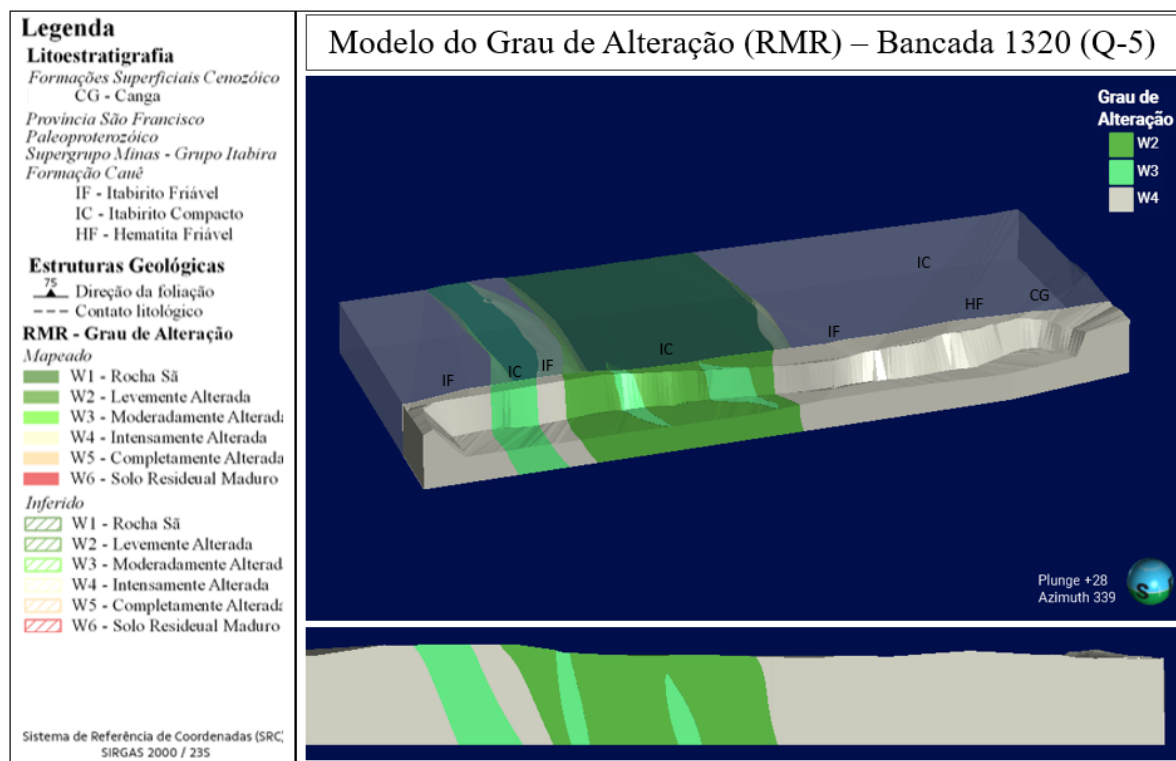
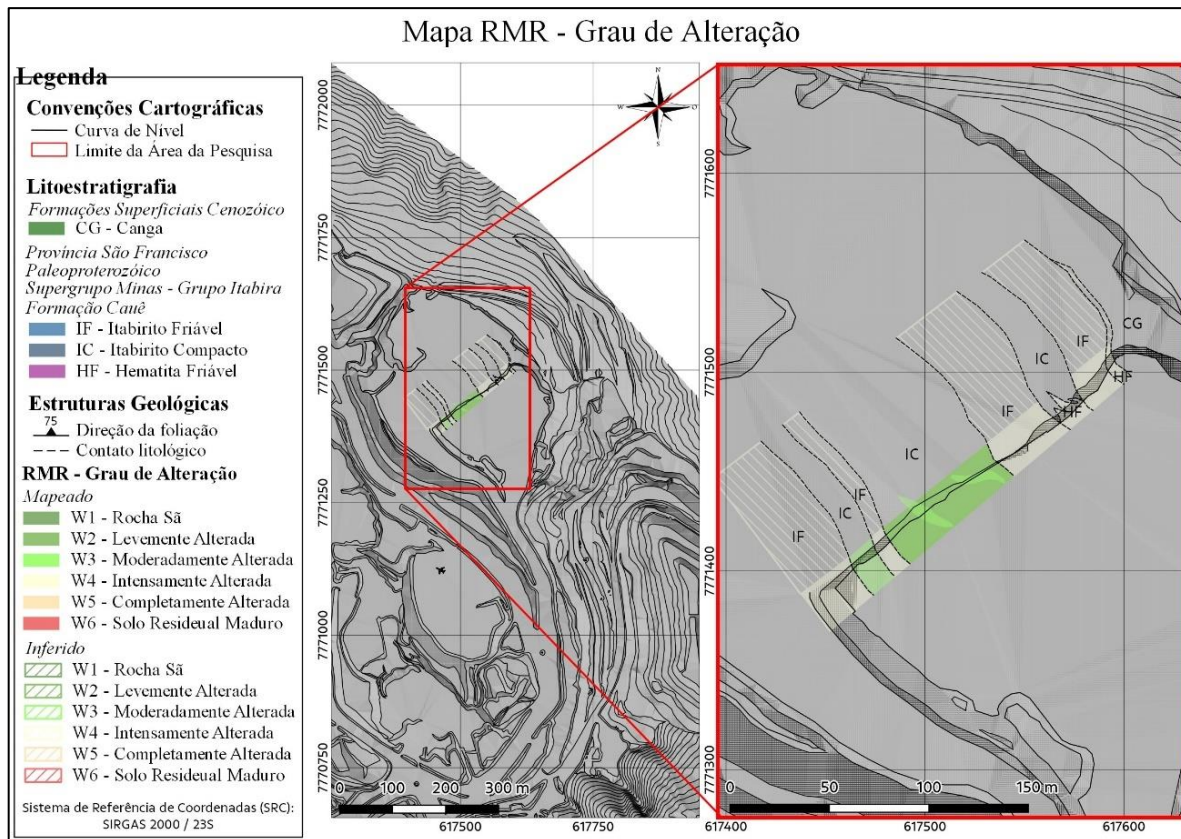
YAGIS, S.; CHEEMA, S. **Review and Comparison of Rock Mass Classification Systems**, Proceedings of the 68<sup>th</sup> Annual Session Pakistan Engineering Congress, [S. l.], v. 68, p. 449-460, 1998.

## APÊNDICES

### APÊNDICE A – Mapa e Modelo do Grau de Resistência – BC 1320 (Q-5)

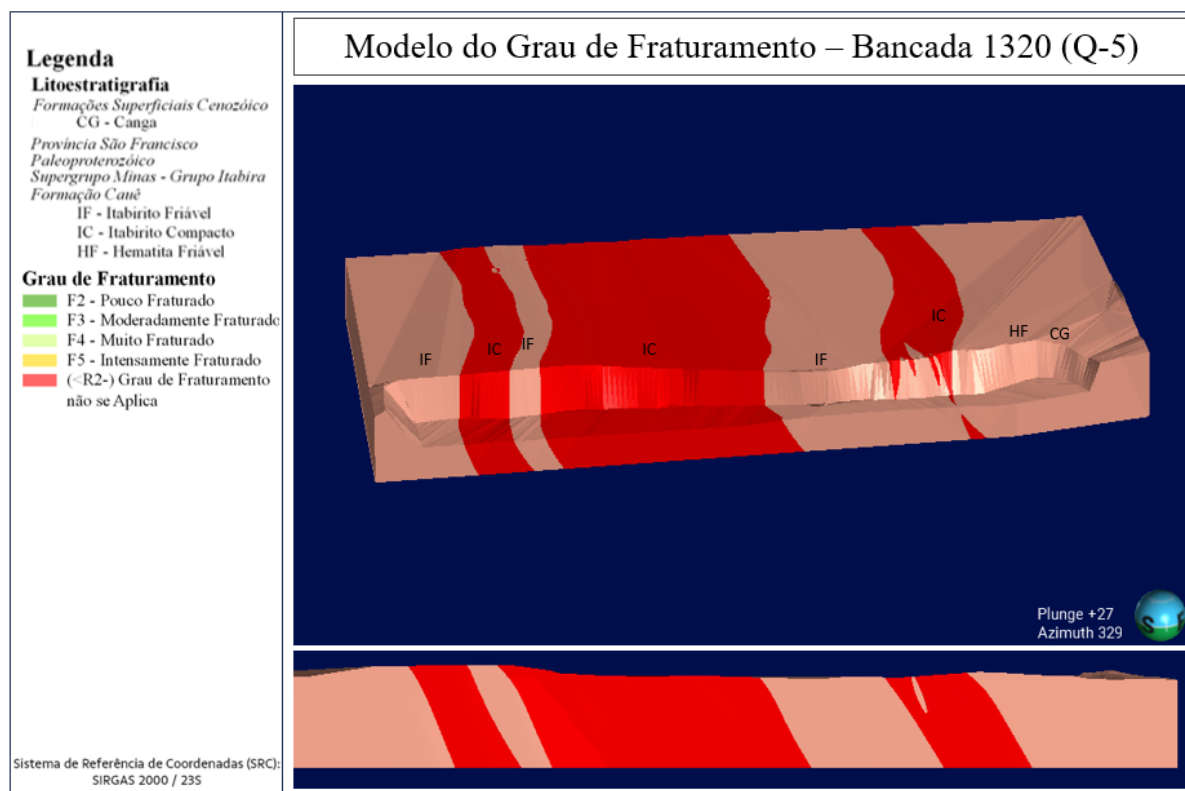
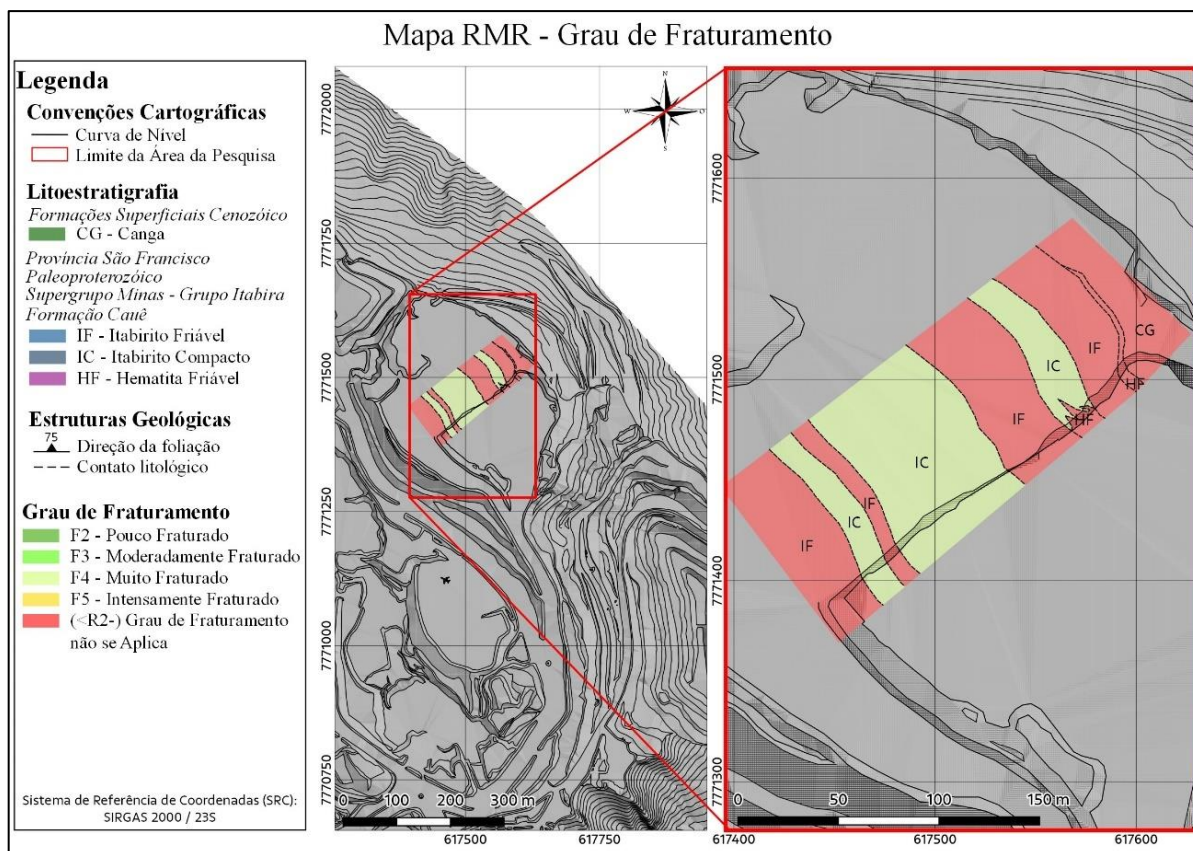


## APÊNDICE B – Mapa e Modelo do Grau de Alteração (RMR) – BC 1320 (Q-5)



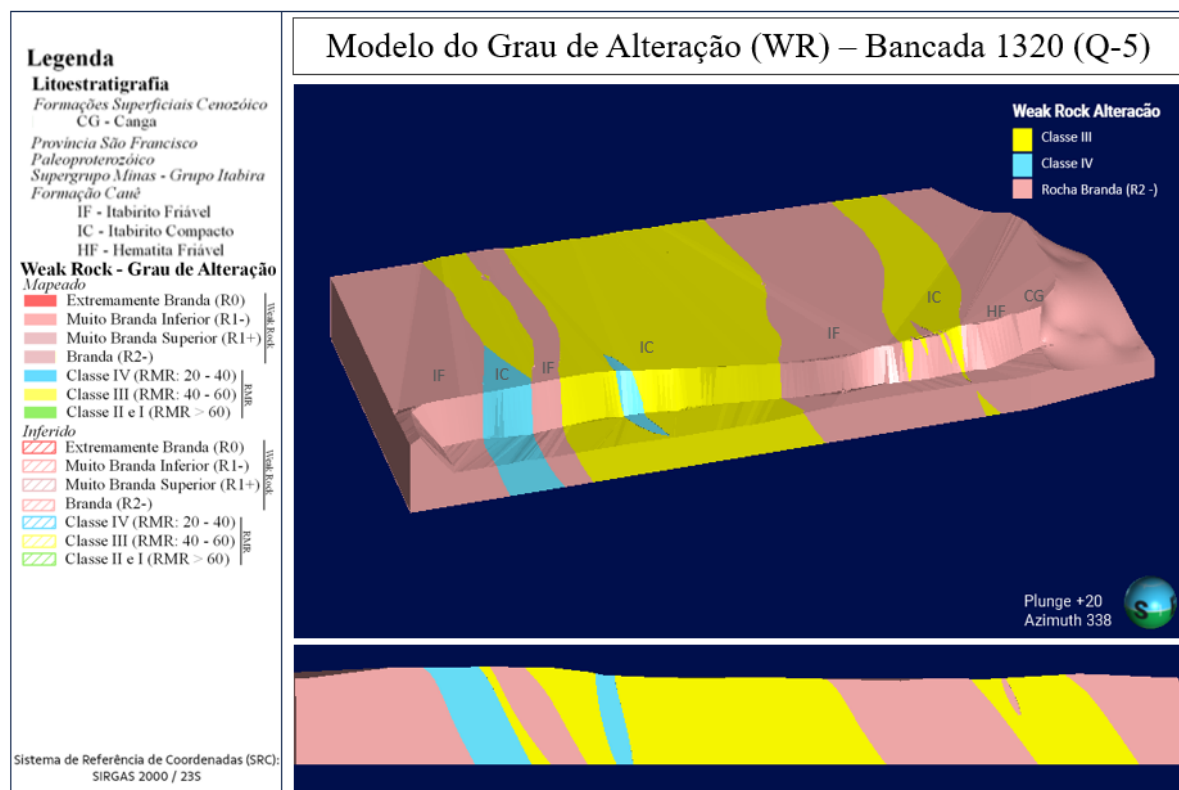
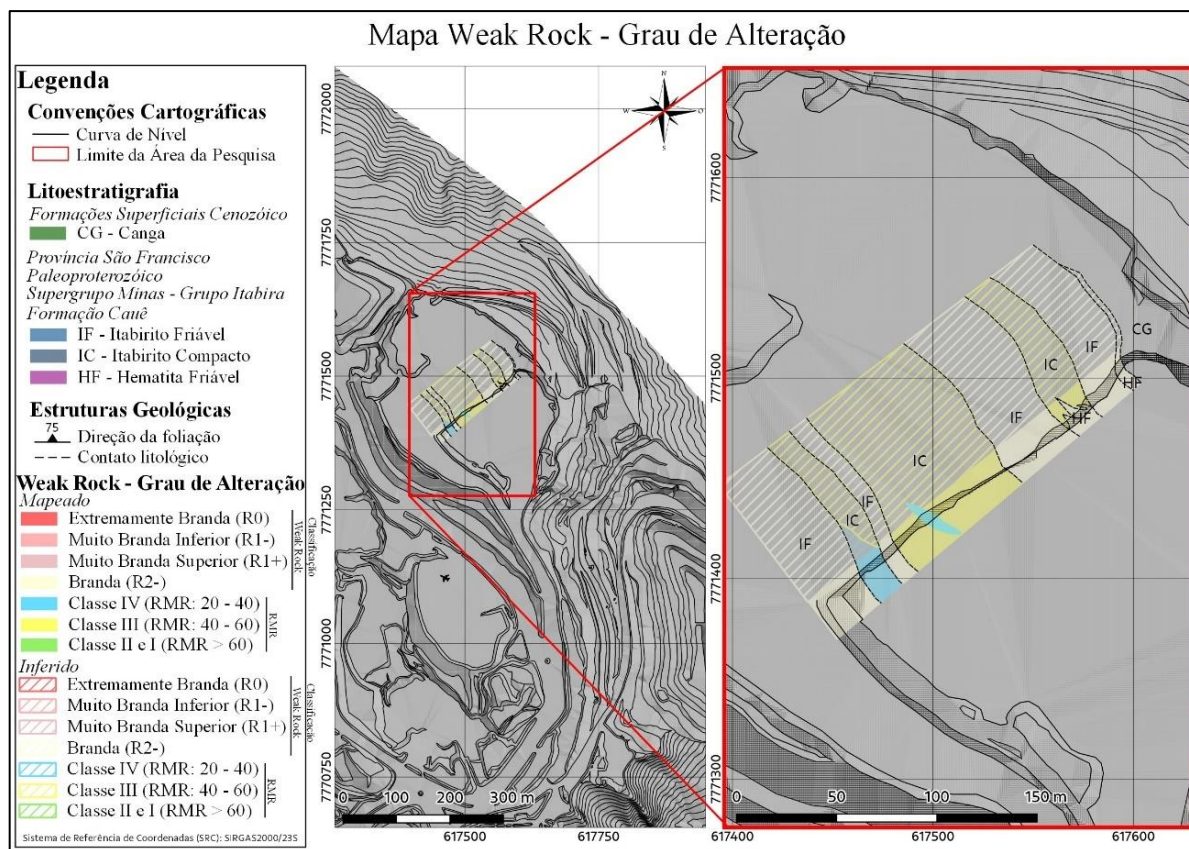


## APÊNDICE C – Mapa e Modelo do Grau de Fraturamento (RMR) – BC 1320 (Q-5)

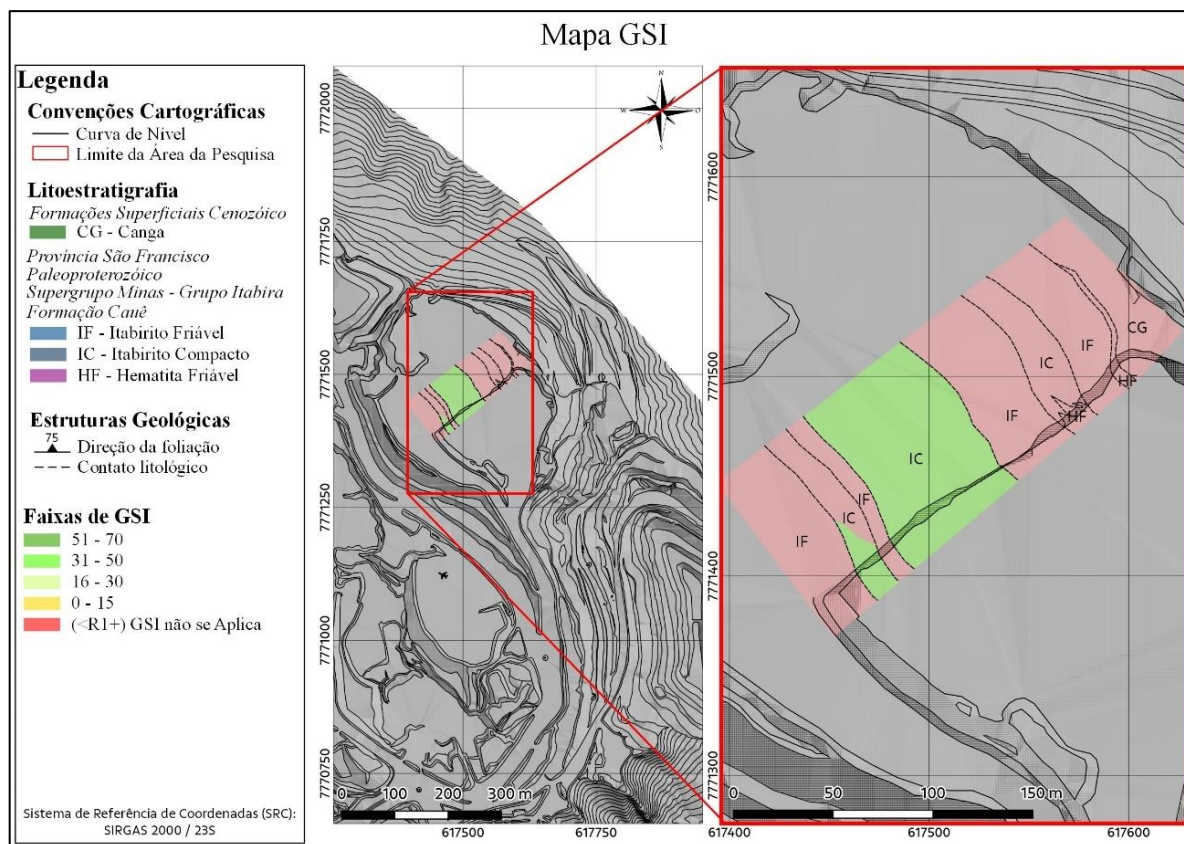




## APÊNDICE D – Mapa e Modelo do Grau de Alteração (WR) – BC 1320 (Q-5)



## APÊNDICE E – Mapa GSI – BC 1320 (Q-5)



## APÊNDICE F – Tabela dos Índices de Rugosidade (JCR) medidos *in situ* – BC 1320

| Ensaio do Índice de Rugosidade das Paredes das Descontinuidades (JRC) |                         |                    |                     |           |                    |                                         |
|-----------------------------------------------------------------------|-------------------------|--------------------|---------------------|-----------|--------------------|-----------------------------------------|
| Bancada Operacional 1320 -Mina - QF - MG                              |                         |                    |                     |           |                    |                                         |
| ID Ponto                                                              | Equipamento             | Litotipo Estrutura | Profundidade Medida | Índice JV | Grau de Rusidade   | Ábaco para Estimar o JRC (BARTON, 1982) |
| 1                                                                     | Pente de Barton (15 cm) | IC - Sn            | 2                   | 8         | Moderamente Rugosa |                                         |
| 2                                                                     | Pente de Barton (15 cm) | IC - Sn            | 2,5                 | 10        | Moderamente Rugosa |                                         |
| 3                                                                     | Pente de Barton (15 cm) | IC - Sn            | 3                   | 11        | Moderamente Rugosa |                                         |
| 4                                                                     | Pente de Barton (15 cm) | IC - Sn            | 3                   | 11        | Moderamente Rugosa |                                         |
| 5                                                                     | Pente de Barton (15 cm) | IC - Sn            | 3                   | 12        | Moderamente Rugosa |                                         |
| 6                                                                     | Pente de Barton (15 cm) | IC - Sn            | 3                   | 12        | Moderamente Rugosa |                                         |
| 7                                                                     | Pente de Barton (15 cm) | IC - Sn            | 3                   | 12        | Moderamente Rugosa |                                         |
| 8                                                                     | Pente de Barton (15 cm) | IC - Sn            | 3                   | 12        | Moderamente Rugosa |                                         |
| 9                                                                     | Pente de Barton (15 cm) | IC - Sn            | 3                   | 12        | Moderamente Rugosa |                                         |
| 10                                                                    | Pente de Barton (15 cm) | IC - Sn            | 3                   | 10        | Moderamente Rugosa |                                         |
| 11                                                                    | Pente de Barton (15 cm) | IC - Fr            | 3                   | 12        | Rugosa             |                                         |
| 12                                                                    | Pente de Barton (15 cm) | IC - Fr            | 3                   | 12        | Moderamente Rugosa |                                         |
| 13                                                                    | Pente de Barton (15 cm) | IC - Fr            | 3,5                 | 12        | Rugosa             |                                         |
| 14                                                                    | Pente de Barton (15 cm) | IC - Fr            | 2,5                 | 10        | Moderamente Rugosa |                                         |
| 15                                                                    | Pente de Barton (15 cm) | IC - Fr            | 3                   | 12        | Moderamente Rugosa |                                         |
| 16                                                                    | Pente de Barton (15 cm) | IC - Fr            | 3                   | 12        | Moderamente Rugosa |                                         |
| 17                                                                    | Pente de Barton (15 cm) | IC - Fr            | 3                   | 12        | Moderamente Rugosa |                                         |

## APÊNDICE G – Dados do mapeamento geológico-geotécnico – BC 1320 (Q-5)

| Código Mapeamento | Ponto | Gríde   | Datum      | X       | Y      | Z    | Descrição do Local | ID - Litologia 1        | ID - Cor Lito 1 | ID - Textura Lito 1 | ID - Resistência Lito 1     |
|-------------------|-------|---------|------------|---------|--------|------|--------------------|-------------------------|-----------------|---------------------|-----------------------------|
| MAP-GEO-ABO-1     | 1     | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771391 | 617454 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R1+ - Muito branda superior |
| MAP-GEO-ABO-1     | 2     | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771392 | 617455 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 3     | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771394 | 617457 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 4     | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771395 | 617458 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 5     | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771398 | 617462 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 6     | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771403 | 617466 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R3 - Mediamente resistente  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 7     | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771403 | 617468 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R3 - Mediamente resistente  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 8     | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771403 | 617470 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R3 - Mediamente resistente  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 9     | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771405 | 617472 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R3 - Mediamente resistente  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 10    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771407 | 617475 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R3 - Mediamente resistente  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 11    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771410 | 617477 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 12    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771412 | 617480 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 13    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771416 | 617484 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 14    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771421 | 617488 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 15    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771424 | 617492 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 16    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771426 | 617497 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 17    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771428 | 617499 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | db - Dobrada        | R3 - Mediamente resistente  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 18    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771430 | 617502 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | db - Dobrada        | R3 - Mediamente resistente  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 19    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771433 | 617504 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 20    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771435 | 617510 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 21    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771439 | 617512 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 22    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771442 | 617517 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 23    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771445 | 617523 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | vm - Vermelho   | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 24    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771449 | 617530 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | vm - Vermelho   | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 25    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771454 | 617537 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 26    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771459 | 617545 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 27    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771464 | 617554 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 28    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771470 | 617561 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 29    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771471 | 617562 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 30    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771474 | 617565 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 31    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771476 | 617570 | 1310 | Talude 1320 ZN     | HF - Hematitito_Friavel | ci - Cinza      | no - Não Observada  | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 32    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771478 | 617572 | 1310 | Talude 1320 ZN     | HF - Hematitito_Friavel | ci - Cinza      | no - Não Observada  | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 33    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771483 | 617577 | 1310 | Talude 1320 ZN     | HF - Hematitito_Friavel | ci - Cinza      | no - Não Observada  | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 34    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771487 | 617581 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | db - Dobrada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 35    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771490 | 617586 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | vm - Vermelho   | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 36    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771495 | 617589 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | vm - Vermelho   | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 37    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771497 | 617590 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 38    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771501 | 617592 | 1310 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | fo - Foliada        | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 39    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771507 | 617596 | 1310 | Talude 1320 ZN     | HF - Hematitito_Friavel | ci - Cinza      | no - Não Observada  | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 40    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771510 | 617600 | 1310 | Talude 1320 ZN     | CG - Canga              | vm - Vermelho   | no - Não Observada  | N - Não se aplica           |
| MAP-GEO-ABO-1     | 41    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771417 | 617441 | 1320 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | no - Não Observada  | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 42    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771425 | 617448 | 1320 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | no - Não Observada  | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 43    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771430 | 617456 | 1320 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 44    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771470 | 617505 | 1320 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 45    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771480 | 617515 | 1320 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 46    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771500 | 617555 | 1320 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 47    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771510 | 617565 | 1320 | Talude 1320 ZN     | IC - Itabirito_Com      | ci - Cinza      | fr - Fraturada      | R4 - Resistente             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 48    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771515 | 617570 | 1320 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | no - Não Observada  | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 49    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771523 | 617585 | 1320 | Talude 1320 ZN     | IF - Itabirito_Friavel  | ci - Cinza      | no - Não Observada  | R2 - - Branda               |
| MAP-GEO-ABO-1     | 50    | UTM-23S | SIRGAS2000 | 7771530 | 617600 | 1320 | Talude 1320 ZN     | CG - Canga              | vm - Vermelho   | no - Não Observada  | N - Não se aplica           |

Continua





## APÊNDICE H – Dados do mapeamento estrutural – BC 1320 (Q-5)

| Código Mapeamento | Sequencial | Ponto              | Estrutura                     | Id Estrutura | Dip Direction | Dip | Observação                            |
|-------------------|------------|--------------------|-------------------------------|--------------|---------------|-----|---------------------------------------|
| MAP-GEO-ABO-1     | 1          | MAP-GEO-ABO-1_0001 | SB - Bandamento Composicional | SB           | 70            | 20  | SB                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 2          | MAP-GEO-ABO-1_0002 | SB - Bandamento Composicional | SB           | 45            | 26  | SB                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 3          | MAP-GEO-ABO-1_0003 | SN - Foliação                 | SN           | 50            | 50  | SN                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 4          | MAP-GEO-ABO-1_0004 | SN - Foliação                 | SN           | 58            | 45  | SN                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 5          | MAP-GEO-ABO-1_0005 | SB - Bandamento Composicional | SB           | 66            | 30  | SB                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 6          | MAP-GEO-ABO-1_0006 | SN - Foliação                 | SN           | 110           | 60  | SN                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 7          | MAP-GEO-ABO-1_0007 | Fr - Fratura                  | FR           | 210           | 40  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 8          | MAP-GEO-ABO-1_0008 | SN - Foliação                 | SN           | 90            | 50  | SN                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 9          | MAP-GEO-ABO-1_0009 | Fr - Fratura                  | FR           | 85            | 40  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 10         | MAP-GEO-ABO-1_0010 | Fr - Fratura                  | FR           | 225           | 35  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 11         | MAP-GEO-ABO-1_0011 | S0 - Acamamento               | S0           | 70            | 28  | S0                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 12         | MAP-GEO-ABO-1_0012 | SN - Foliação                 | SN           | 115           | 42  | SN                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 13         | MAP-GEO-ABO-1_0013 | SN - Foliação                 | SN           | 98            | 40  | SN                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 14         | MAP-GEO-ABO-1_0014 | SN - Foliação                 | SN           | 105           | 40  | SN                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 15         | MAP-GEO-ABO-1_0015 | Fr - Fratura                  | FR           | 150           | 44  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 16         | MAP-GEO-ABO-1_0016 | Fr - Fratura                  | FR           | 238           | 25  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 17         | MAP-GEO-ABO-1_0017 | Fr - Fratura                  | FR           | 58            | 55  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 18         | MAP-GEO-ABO-1_0018 | Fr - Fratura                  | FR           | 195           | 55  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 19         | MAP-GEO-ABO-1_0019 | S0 - Acamamento               | S0           | 60            | 55  | S0                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 20         | MAP-GEO-ABO-1_0020 | SN - Foliação                 | SN           | 100           | 55  | SN                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 21         | MAP-GEO-ABO-1_0021 | Fr - Fratura                  | FR           | 215           | 55  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 22         | MAP-GEO-ABO-1_0022 | Fr - Fratura                  | FR           | 200           | 55  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 23         | MAP-GEO-ABO-1_0023 | Fr - Fratura                  | FR           | 245           | 55  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 24         | MAP-GEO-ABO-1_0024 | Fr - Fratura                  | FR           | 95            | 55  | (Sb: 95/55) (S2: 62/176) (S3: 295/28) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 25         | MAP-GEO-ABO-1_0025 | SB - Bandamento Composicional | SB           | 170           | 55  | SB                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 26         | MAP-GEO-ABO-1_0026 | SB - Bandamento Composicional | SB           | 150           | 55  | SB                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 27         | MAP-GEO-ABO-1_0027 | Veio de Quartzo               | VE           | 95            | 60  | (105/52) (100/50) (92/56)             |
| MAP-GEO-ABO-1     | 28         | MAP-GEO-ABO-1_0028 | SN - Foliação                 | SN           | 40            | 55  | SN                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 29         | MAP-GEO-ABO-1_0029 | SB - Bandamento Composicional | SB           | 150           | 48  | SB                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 30         | MAP-GEO-ABO-1_0030 | CG - Contato Geológico        | CG           | 115           | 55  | CG                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 31         | MAP-GEO-ABO-1_0031 | SN - Foliação                 | SN           | 75            | 55  | SN                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 32         | MAP-GEO-ABO-1_0032 | SN - Foliação                 | SN           | 90            | 55  | SN                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 33         | MAP-GEO-ABO-1_0033 | SN - Foliação                 | SN           | 90            | 55  | SN                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 34         | MAP-GEO-ABO-1_0034 | CG - Contato Geológico        | CG           | 100           | 55  | CG                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 35         | MAP-GEO-ABO-1_0035 | SB - Bandamento Composicional | SB           | 116           | 62  | SB                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 36         | MAP-GEO-ABO-1_0036 | Fr - Fratura                  | FR           | 240           | 55  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 37         | MAP-GEO-ABO-1_0037 | SB - Bandamento Composicional | SB           | 128           | 60  | SB                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 38         | MAP-GEO-ABO-1_0038 | CG - Contato Geológico        | CG           | 110           | 55  | CG                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 39         | MAP-GEO-ABO-1_0039 | CG - Contato Geológico        | CG           | 105           | 56  | CG                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 40         | MAP-GEO-ABO-1_0040 | CG - Contato Geológico        | CG           | 105           | 56  | CG                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 41         | MAP-GEO-ABO-1_0041 | CG - Contato Geológico        | CG           | NA            | NA  | CG                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 42         | MAP-GEO-ABO-1_0042 | CG - Contato Geológico        | CG           | NA            | NA  | CG                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 43         | MAP-GEO-ABO-1_0043 | CG - Contato Geológico        | CG           | NA            | NA  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 44         | MAP-GEO-ABO-1_0044 | CG - Contato Geológico        | CG           | NA            | NA  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 45         | MAP-GEO-ABO-1_0045 | CG - Contato Geológico        | CG           | NA            | NA  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 46         | MAP-GEO-ABO-1_0046 | CG - Contato Geológico        | CG           | NA            | NA  | FR                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 47         | MAP-GEO-ABO-1_0047 | CG - Contato Geológico        | CG           | NA            | NA  | CG                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 48         | MAP-GEO-ABO-1_0048 | CG - Contato Geológico        | CG           | NA            | NA  | CG                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 49         | MAP-GEO-ABO-1_0049 | CG - Contato Geológico        | CG           | NA            | NA  | CG                                    |
| MAP-GEO-ABO-1     | 50         | MAP-GEO-ABO-1_0050 | CG - Contato Geológico        | CG           | NA            | NA  | CG                                    |

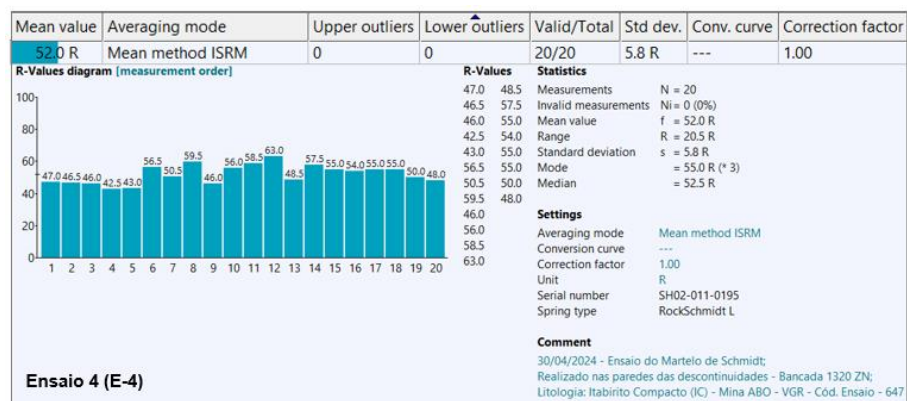
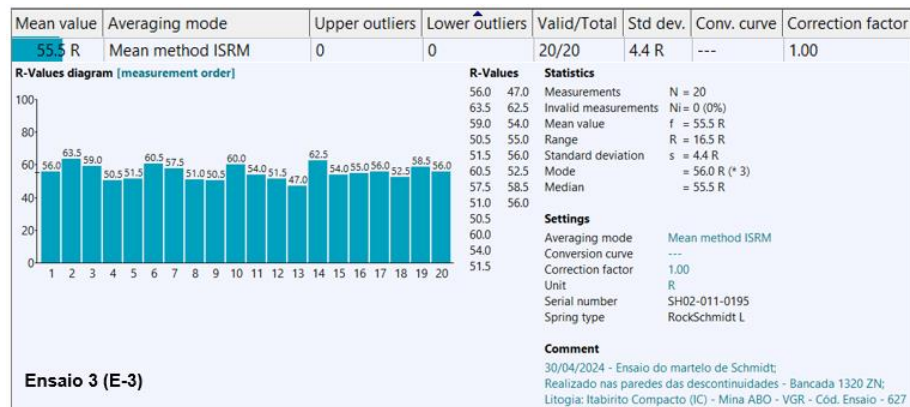
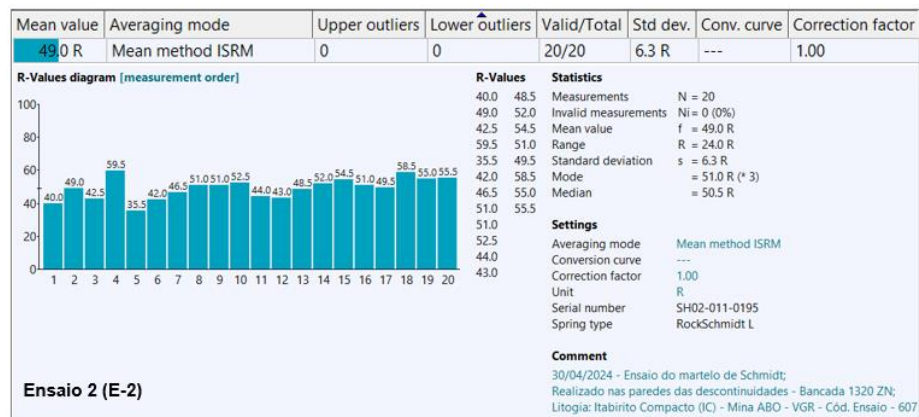
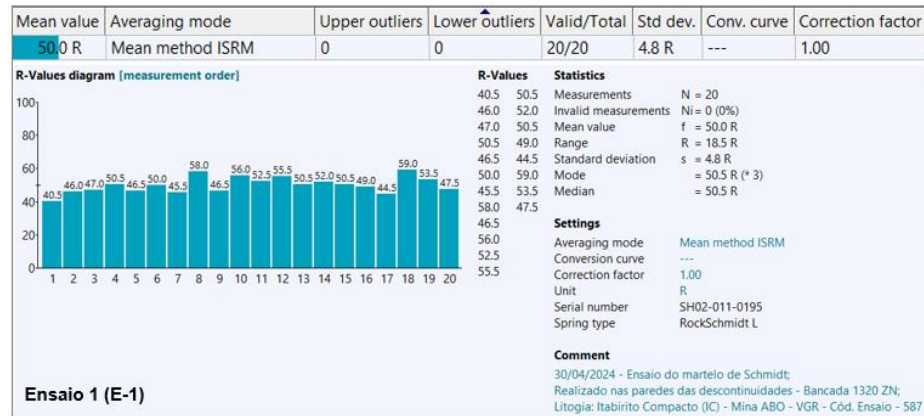
## APÊNDICE I – Descontinuidades BC 1320 (Q-5)

| Código Mapeamento | Ponto | ID - Tipo de Descontinuidade  | Espacamento Medido (m) | ID - Espacamento Classe     | ID - Persistência | ID - Abertura            |
|-------------------|-------|-------------------------------|------------------------|-----------------------------|-------------------|--------------------------|
| MAP-GEO-ABO-1     | 1     | 11 - Bandamento Composicional | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 2 - 1-3m          | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 2     | 11 - Bandamento Composicional | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 2 - 1-3m          | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 3     | 7 - Foliação                  | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 2 - 1-3m          | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 4     | 7 - Foliação                  | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 2 - 1-3m          | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 5     | 11 - Bandamento Composicional | 0,1                    | 2 - Pequeno - 0,06 a 0,2 m  | 2 - 1-3m          | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 6     | 7 - Foliação                  | 0,1                    | 2 - Pequeno - 0,06 a 0,2 m  | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 7     | 6 - Fratura                   | 0,8                    | 4 - Grande - 0,6 a 2m       | 3 - 3-10m         | 4 - Moderada (>=1 e <5)  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 8     | 7 - Foliação                  | 0,2                    | 2 - Pequeno - 0,06 a 0,2 m  | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 9     | 6 - Fratura                   | 1                      | 4 - Grande - 0,6 a 2m       | 3 - 3-10m         | 4 - Moderada (>=1 e <5)  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 10    | 6 - Fratura                   | 2                      | 4 - Grande - 0,6 a 2m       | 3 - 3-10m         | 4 - Moderada (>=1 e <5)  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 11    | 2 - Acamamento                | 0,2                    | 2 - Pequeno - 0,06 a 0,2 m  | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 12    | 7 - Foliação                  | 0,2                    | 2 - Pequeno - 0,06 a 0,2 m  | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 13    | 7 - Foliação                  | 0,2                    | 2 - Pequeno - 0,06 a 0,2 m  | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 14    | 7 - Foliação                  | 0,1                    | 2 - Pequeno - 0,06 a 0,2 m  | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 15    | 6 - Fratura                   | 1                      | 4 - Grande - 0,6 a 2m       | 3 - 3-10m         | 4 - Moderada (>=1 e <5)  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 16    | 6 - Fratura                   | 1                      | 4 - Grande - 0,6 a 2m       | 3 - 3-10m         | 4 - Moderada (>=1 e <5)  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 17    | 6 - Fratura                   | 0,8                    | 4 - Grande - 0,6 a 2m       | 3 - 3-10m         | 4 - Moderada (>=1 e <5)  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 18    | 6 - Fratura                   | 0,8                    | 4 - Grande - 0,6 a 2m       | 3 - 3-10m         | 4 - Moderada (>=1 e <5)  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 19    | 2 - Acamamento                | 0,2                    | 2 - Pequeno - 0,06 a 0,2 m  | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 20    | 7 - Foliação                  | 0,2                    | 2 - Pequeno - 0,06 a 0,2 m  | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 21    | 6 - Fratura                   | 1                      | 4 - Grande - 0,6 a 2m       | 3 - 3-10m         | 4 - Moderada (>=1 e <5)  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 22    | 6 - Fratura                   | 1                      | 4 - Grande - 0,6 a 2m       | 3 - 3-10m         | 4 - Moderada (>=1 e <5)  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 23    | 6 - Fratura                   | 1                      | 4 - Grande - 0,6 a 2m       | 3 - 3-10m         | 4 - Moderada (>=1 e <5)  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 24    | 6 - Fratura                   | 0,9                    | 4 - Grande - 0,6 a 2m       | 3 - 3-10m         | 4 - Moderada (>=1 e <5)  |
| MAP-GEO-ABO-1     | 25    | 11 - Bandamento Composicional | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 26    | 11 - Bandamento Composicional | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 27    | 8 - Veio                      | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 28    | 7 - Foliação                  | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 29    | 11 - Bandamento Composicional | 1                      | 2 - Pequeno - 0,06 a 0,2 m  | 3 - 3-10m         | 3 - Pequena (>=0.1 e <1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 30    | 11 - Bandamento Composicional | 1                      | 2 - Pequeno - 0,06 a 0,2 m  | 3 - 3-10m         | 3 - Pequena (>=0.1 e <1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 31    | 7 - Foliação                  | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 32    | 7 - Foliação                  | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 33    | 7 - Foliação                  | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 34    | 7 - Foliação                  | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 35    | 11 - Bandamento Composicional | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 36    | 6 - Fratura                   | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 37    | 11 - Bandamento Composicional | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 38    | 7 - Foliação                  | 0,05                   | 1 - Muito Pequeno - < 0,06m | 3 - 3-10m         | 2 - Muito Pequena (<0.1) |
| MAP-GEO-ABO-1     | 39    | N - Não se aplica             | N - Não se Aplica      | N - Não se Aplica           | 1 - <1m           | N - Não aplica           |
| MAP-GEO-ABO-1     | 40    | N - Não se aplica             | N - Não se Aplica      | N - Não se Aplica           | 1 - <1m           | N - Não aplica           |
| MAP-GEO-ABO-1     | 41    | N - Não se aplica             | N - Não se Aplica      | N - Não se Aplica           | 1 - <1m           | N - Não aplica           |
| MAP-GEO-ABO-1     | 42    | N - Não se aplica             | N - Não se Aplica      | N - Não se Aplica           | 1 - <1m           | N - Não aplica           |
| MAP-GEO-ABO-1     | 43    | N - Não se aplica             | N - Não se Aplica      | N - Não se Aplica           | 1 - <1m           | N - Não aplica           |
| MAP-GEO-ABO-1     | 44    | N - Não se aplica             | N - Não se Aplica      | N - Não se Aplica           | 1 - <1m           | N - Não aplica           |
| MAP-GEO-ABO-1     | 45    | N - Não se aplica             | N - Não se Aplica      | N - Não se Aplica           | 1 - <1m           | N - Não aplica           |
| MAP-GEO-ABO-1     | 46    | N - Não se aplica             | N - Não se Aplica      | N - Não se Aplica           | 1 - <1m           | N - Não aplica           |
| MAP-GEO-ABO-1     | 47    | N - Não se aplica             | N - Não se Aplica      | N - Não se Aplica           | 1 - <1m           | N - Não aplica           |
| MAP-GEO-ABO-1     | 48    | N - Não se aplica             | N - Não se Aplica      | N - Não se Aplica           | 1 - <1m           | N - Não aplica           |
| MAP-GEO-ABO-1     | 49    | N - Não se aplica             | N - Não se Aplica      | N - Não se Aplica           | 1 - <1m           | N - Não aplica           |
| MAP-GEO-ABO-1     | 50    | N - Não se aplica             | N - Não se Aplica      | N - Não se Aplica           | 1 - <1m           | N - Não aplica           |

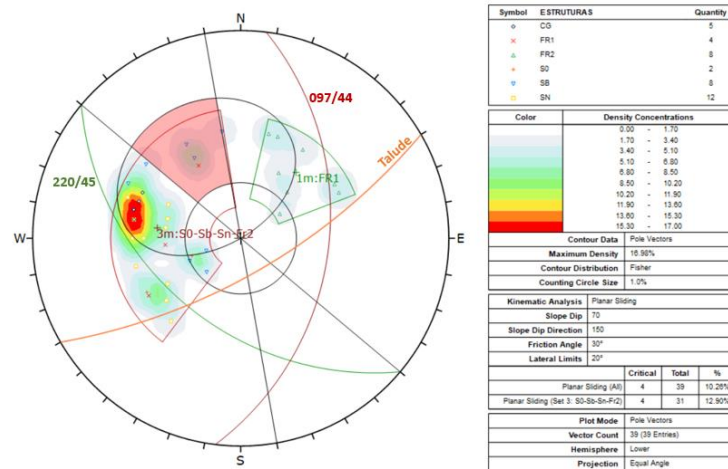
[illegible]



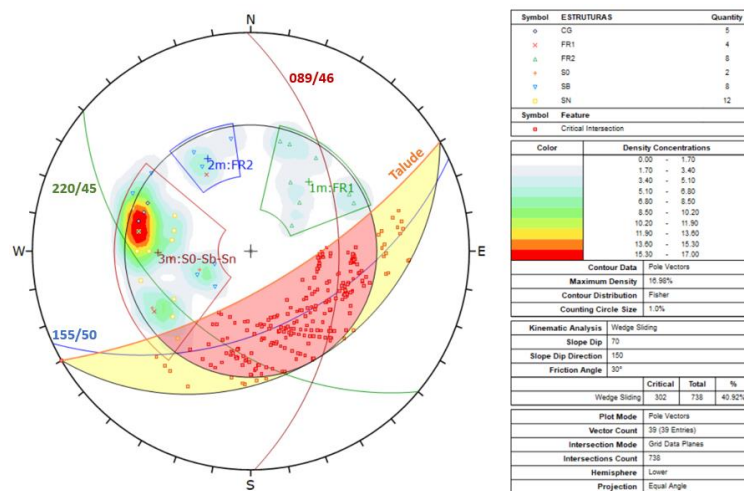
## APÊNDICE J – Ensaios com o martelo de Schmidt – BC 1320 (Q-5)



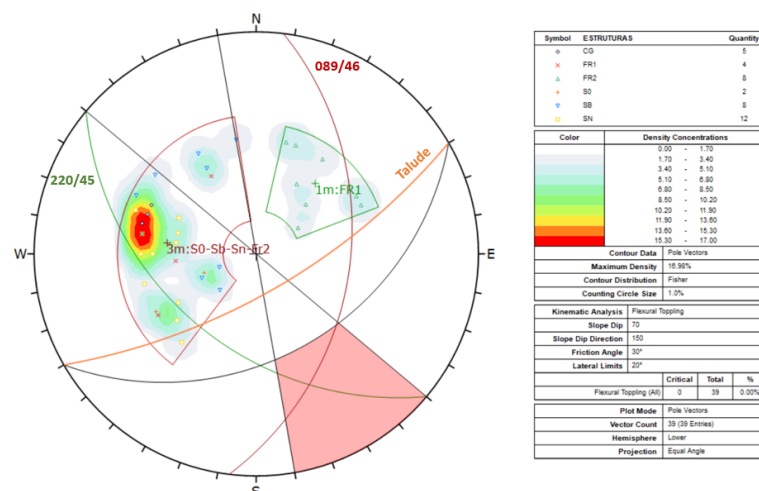
## APÊNDICE K – Análise cinemática para rupturas planares - BC 1320 (Q-5)



## Análise cinemática para rupturas em cunha - BC 1320 (Q-5)

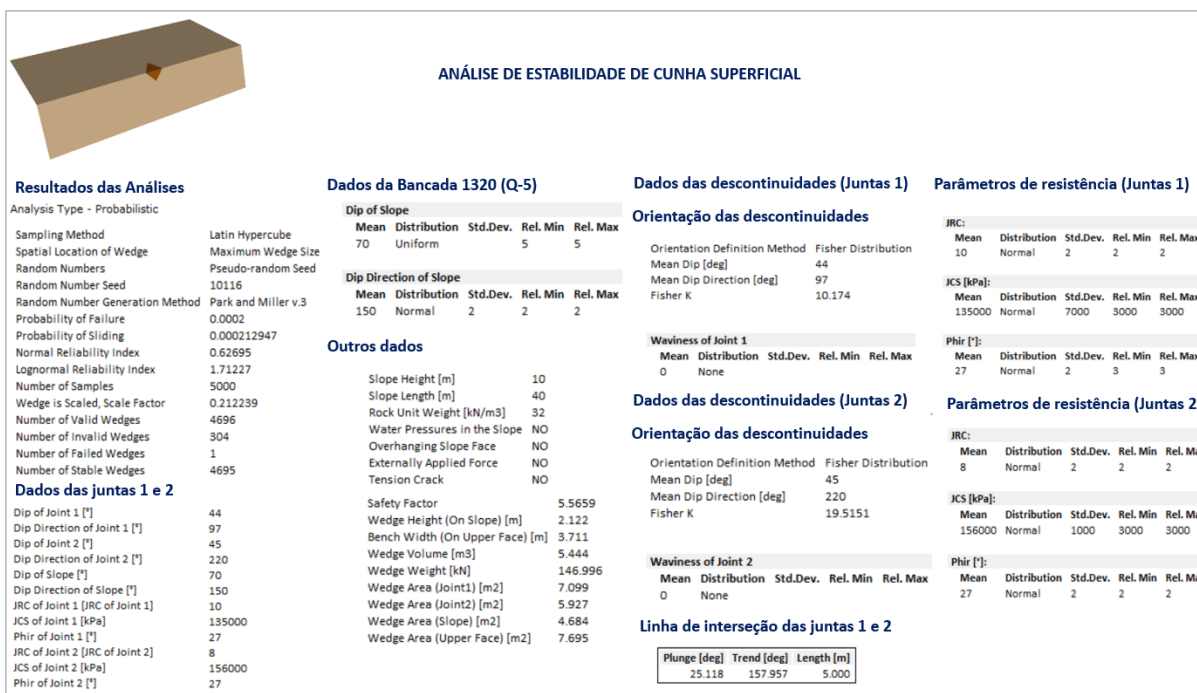


## Análise cinemática para rupturas por tombamento de blocos - BC 1320 (Q-5)

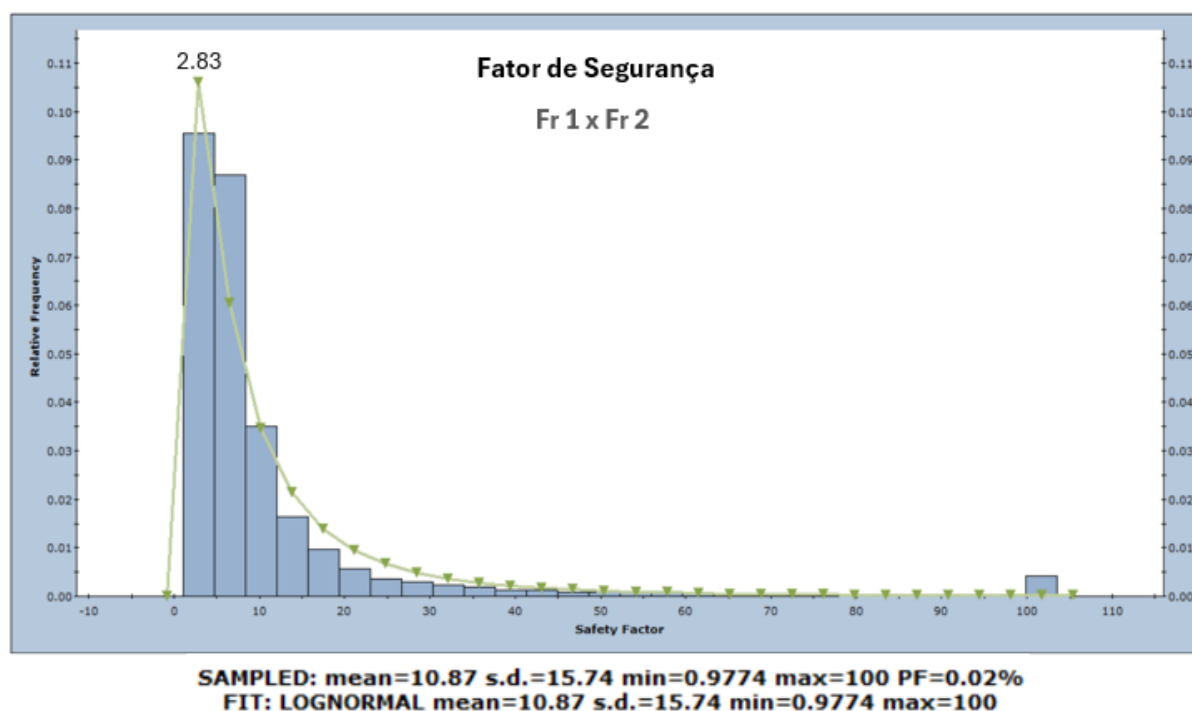


## APÊNDICE L

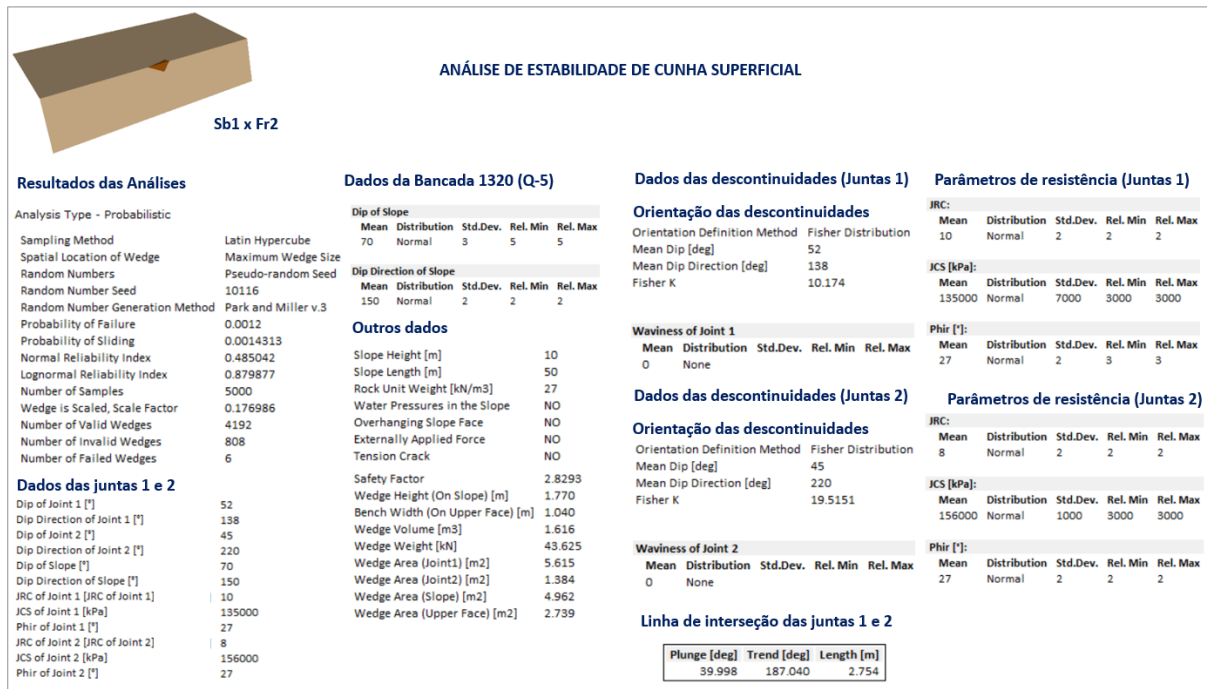
### Análise de estabilidade para rupturas por cunhas (Fr-1 x Fr2)



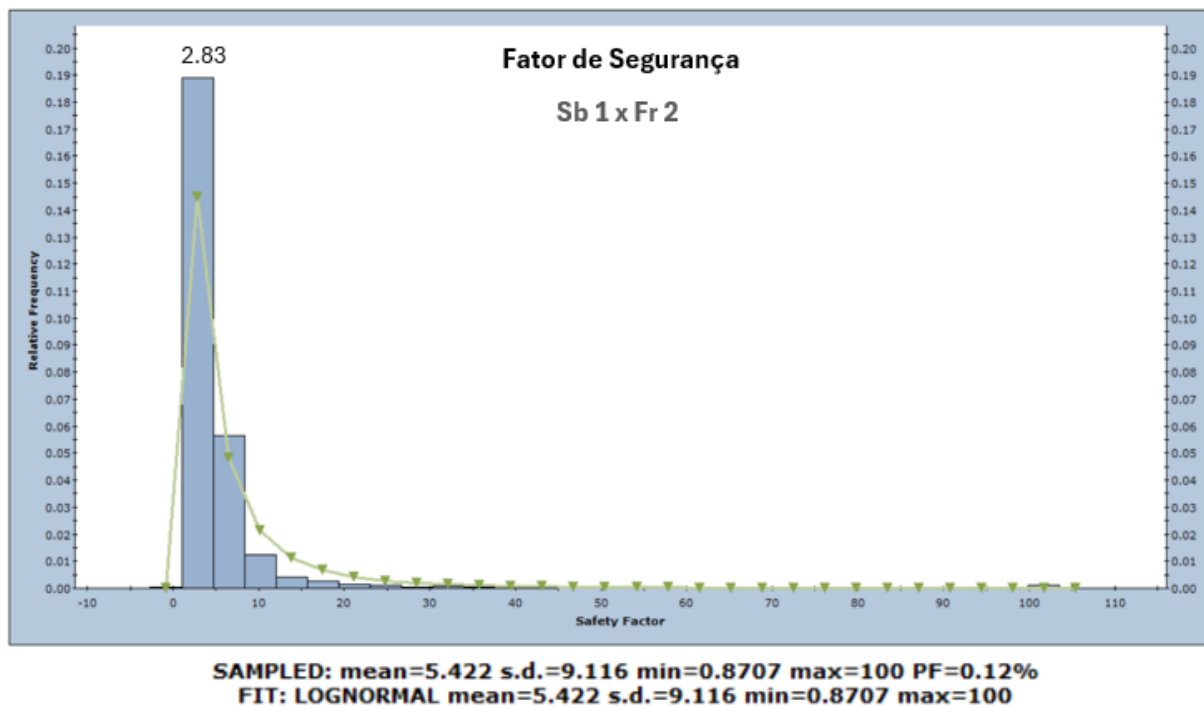
### Histograma do fator de segurança para rupturas (Fr1 x Fr2)



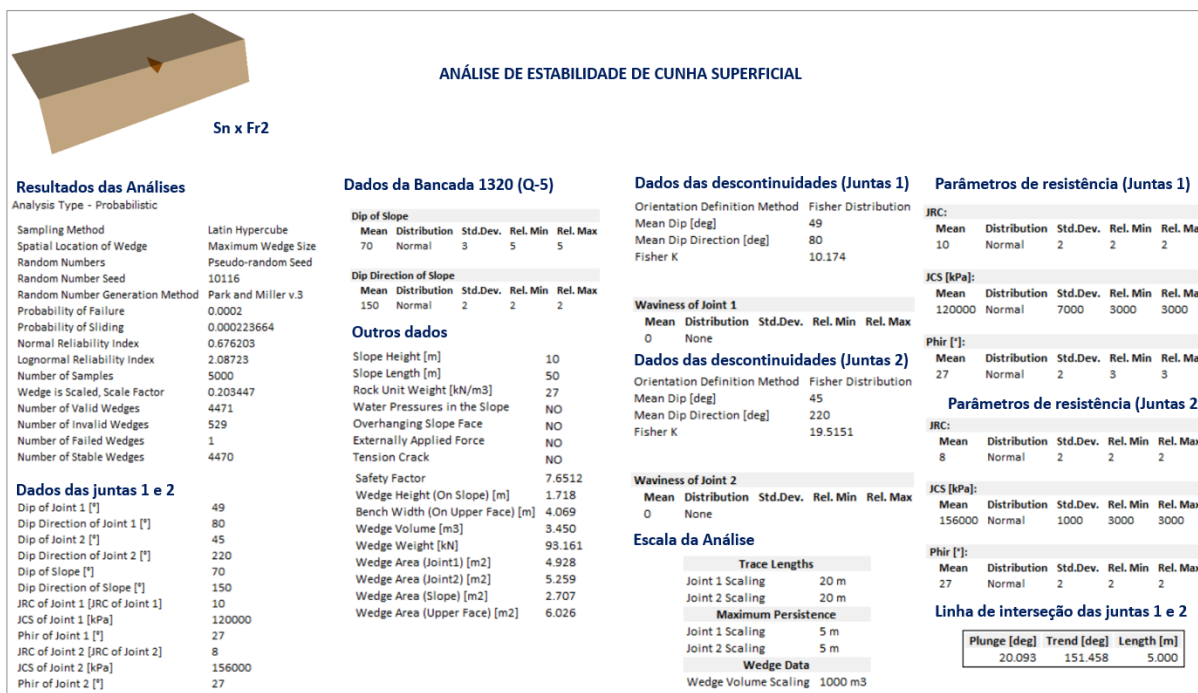
## Análise de estabilidade para rupturas por cunhas (Sb1 x Fr2)



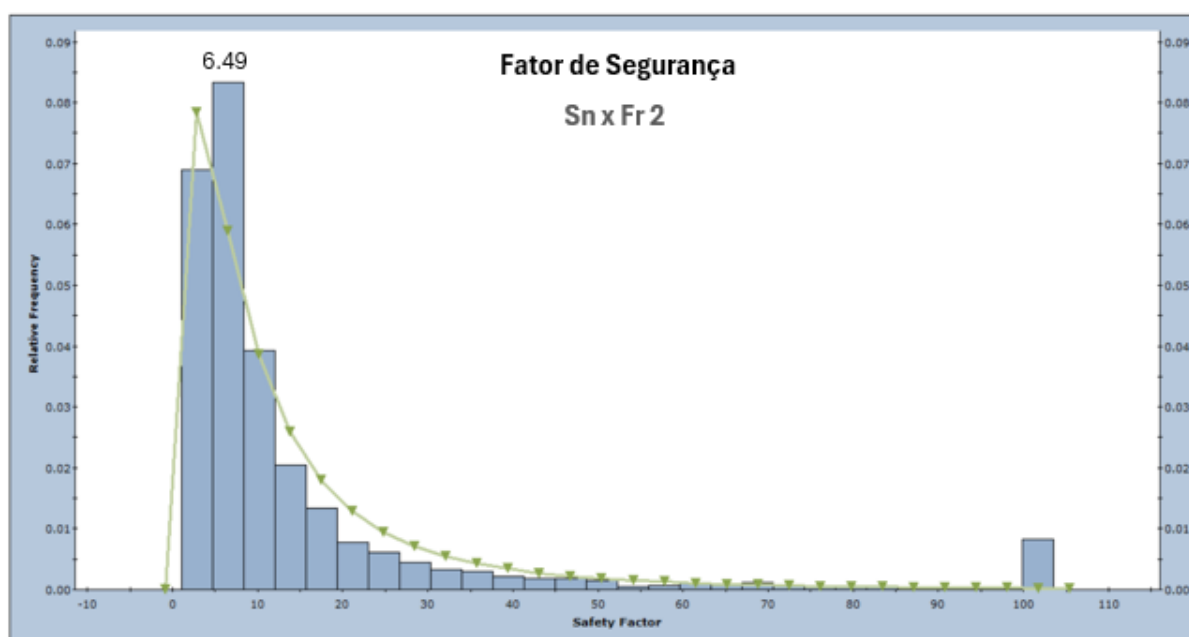
## Histograma do fator de segurança para rupturas (Sb1 x Fr2)



## Análise de estabilidade para rupturas por cunhas (Sn x Fr2)

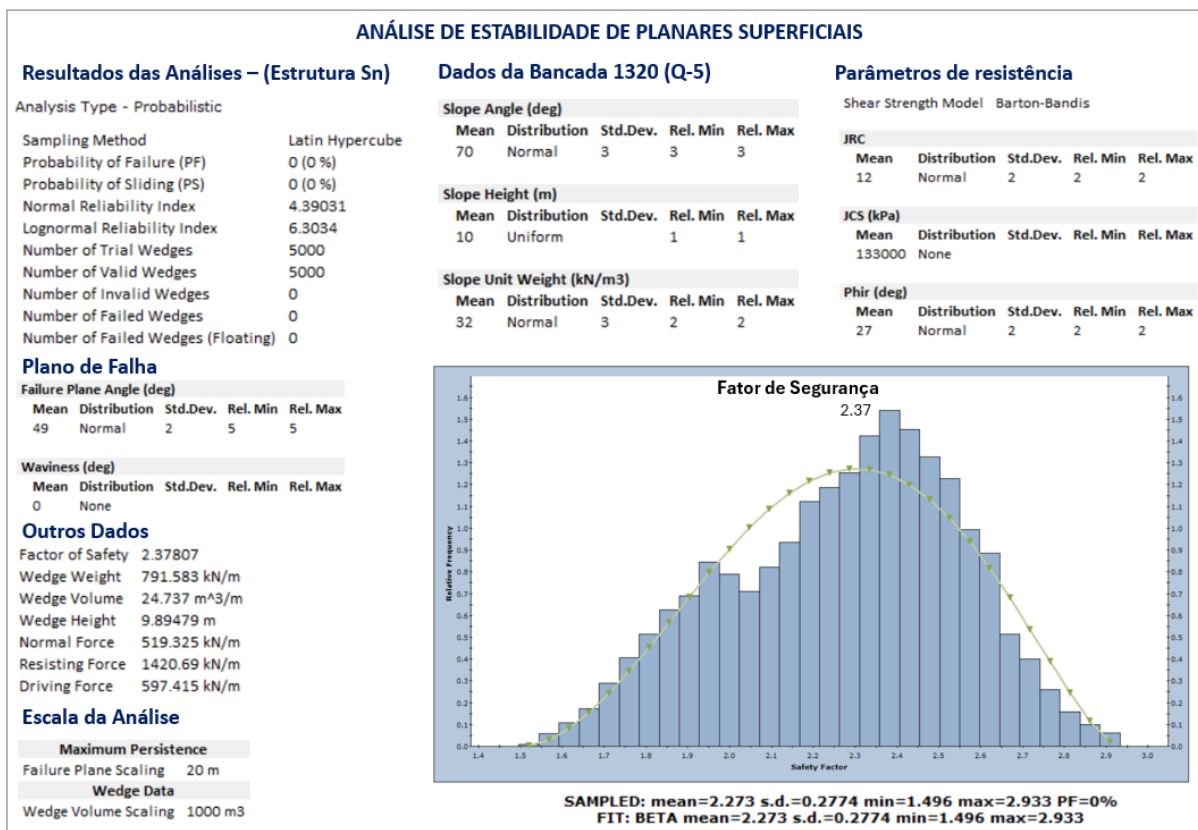


## Histograma do fator de segurança para rupturas (Sn x Fr-2)

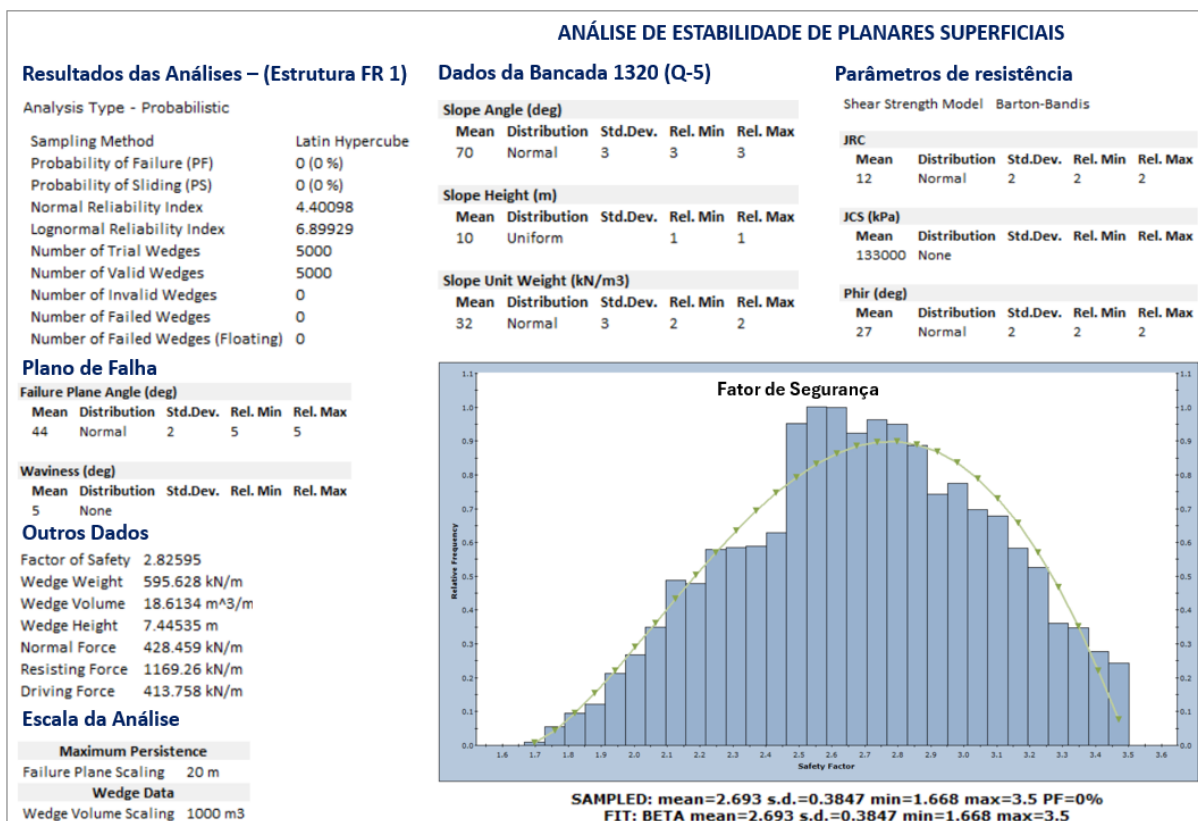




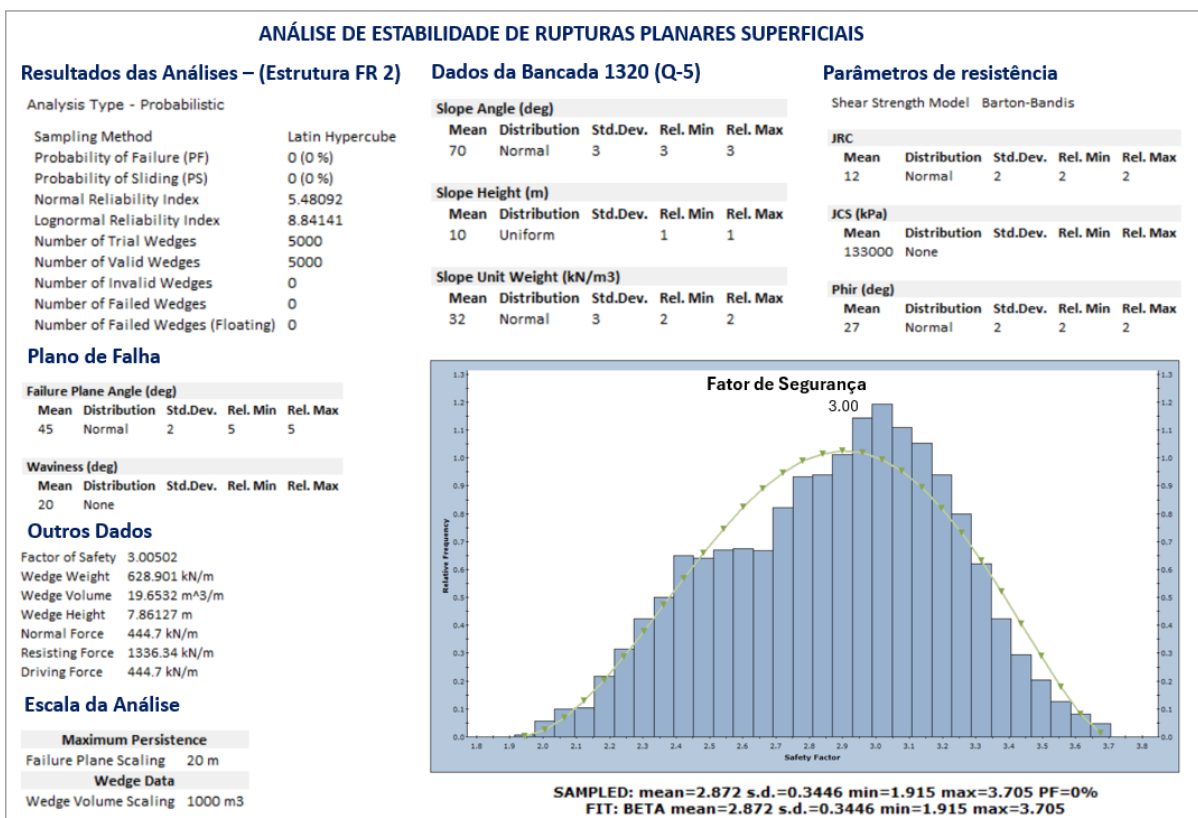
## Probabilidade de rupturas planares pela foliação (Sn) – BC 1320 (Q-5)



## Probabilidade de rupturas planares pelas fraturas (Fr 1) – BC 1320 (Q-5)



## Probabilidade de rupturas planares pelas fraturas (Fr 2) – BC 1320 (Q-5)





## ANEXOS

## ANEXO A – Tabelas para Classificação de Maciços Rochosos – Sistema RMR

| GRAU DE FRATURAMENTO |                         |                                                                                                               |
|----------------------|-------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Índice               | Grau                    | Descrição                                                                                                     |
| 1                    | Maciço                  | - Espaçamento das fraturas > 2 m;<br>- Fratura a cada 3 m (F1).                                               |
| 2                    | Pouco Fraturado         | - Espaçamento das fraturas entre 60 cm e 2 m;<br>- 2 a 3 fraturas a cada 3 m; 0 a 1 fratura por metro (F2).   |
| 3                    | Moderadamente Fraturado | - Espaçamento das fraturas entre 20 e 60 cm;<br>- 4 a 10 fraturas a cada 3 m; 2 a 5 fraturas por metro (F3).  |
| 4                    | Muito Fraturado         | - Espaçamento das fraturas entre 6 e 20 cm;<br>- 11 a 30 fraturas a cada 3 m; 6 a 10 fraturas por metro (F4). |
| 5                    | Intensamente Fraturado  | - Espaçamento das fraturas entre 2 e 6 cm;<br>- 30 a 60 fraturas a cada 3 m; 11 a 20 fraturas por metro (F5). |
| 6                    | Fragmentado             | - Espaçamento das fraturas < 2 cm;<br>- 60 fraturas a cada 3 m; > 20 fraturas por metro (F6).                 |
| -                    | Desagregado             | - Sem grau de fraturamento                                                                                    |

Fonte: Bieniaswki (1989).

| PERSISTÊNCIA DAS DESCONTINUIDADES |                                       |
|-----------------------------------|---------------------------------------|
| Designação                        | Persistência das Descontinuidades (m) |
| Muito Pequena                     | < 1                                   |
| Pequena                           | 1 - 3                                 |
| Média                             | 3 - 10                                |
| Elevada                           | 10 - 20                               |
| Muito Elevada                     | > 20                                  |

Fonte: ISRM (1981).

| CLASSIFICAÇÃO QUANTO À RUGOSIDADE |                                       |                     |                                                                                       |
|-----------------------------------|---------------------------------------|---------------------|---------------------------------------------------------------------------------------|
| Classe                            | Descrição                             |                     | Representação                                                                         |
| Lisa estriada                     | Plana e Regular (lisa ou polida)      | Plana e Polida      |  |
| Lisa estriada                     | Ondulada e Regular (lisa ou polida)   | Ondulada e Polida   |  |
|                                   |                                       | Plana e Lisa        |  |
| Levemente rugosa                  | Ondulada e Irregular (rugosa)         | Ondulada e Lisa     |  |
|                                   |                                       | Plana e Rugosa      |  |
| Rugosa                            | Escalonada e Regular (lisa ou polida) | Escalonada e Lisa   |  |
|                                   |                                       | Escalonada e Polida |  |
| Extremamente rugosa               | Escalonada e Irregular (rugosa)       | Escalonada e Rugosa |  |
|                                   |                                       | Rugosa              |  |

Fonte: Adaptado de ISRM (2007).

| CLASSES DE ABERTURAS DAS DESCONTINUIDADES |                              |
|-------------------------------------------|------------------------------|
| Classe                                    | Descrição                    |
| Fechada                                   | Fechada                      |
| Muito Pequena                             | Abertura > 0,1 mm            |
| Pequena                                   | Abertura entre 0,1 mm e 1 mm |
| Moderada                                  | Abertura entre 1 mm e 5 mm   |
| Larga                                     | Abertura > 5 mm              |

Fonte: Bieniaswki (1989).

| CLASSIFICAÇÃO DO GRAU DE ALTERAÇÃO (GA) |    |                                                                   |
|-----------------------------------------|----|-------------------------------------------------------------------|
| DESIGNAÇÃO                              | GA | CARACTERÍSTICAS                                                   |
| Sã                                      | W1 | Sem sinais de alteração.                                          |
| Pouco Alterado                          | W2 | Poucos sinais de alteração nas proximidades das descontinuidades. |
| Medianamente Alterado                   | W3 | Alteração em todo o maciço rochoso, a rocha não é friável.        |
| Muito Alterado                          | W4 | Alteração em todo o maciço, a rocha é parcialmente friável.       |
| Decomposto (saibro)                     | W5 | Maciço friável com comportamento de solo.                         |

Fonte: ISRM (1981).

| TIPOS DE MATERIAIS DE PREENCHIMENTOS EM DESCONTINUIDADES |                   |             |                 |
|----------------------------------------------------------|-------------------|-------------|-----------------|
| Sigla                                                    | Material          | Resistência | Espessura       |
| SP                                                       | Sem Preenchimento |             |                 |
| AG                                                       | Argila            | Mole        | < 5 mm   > 5 mm |
| HI                                                       | Hidróxidos        | Mole / Duro | < 5 mm   > 5 mm |
| MI                                                       | Mica              | Mole        | < 5 mm   > 5 mm |
| MN                                                       | Manganês          | Mole / Duro | < 5 mm   > 5 mm |
| SE                                                       | Sericita          | Mole        | < 5 mm   > 5 mm |
| OX                                                       | Óxidos            | Mole / Duro | < 5 mm   > 5 mm |
| QZ                                                       | Quartzo           | Duro        | < 5 mm   > 5 mm |
| S                                                        | Sulfeto           | Duro        | < 5 mm   > 5 mm |

Fonte: Acervo do autor (2022).

| INFLUÊNCIA DA ÁGUA |                                                                                        |                                                                          |
|--------------------|----------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------|
| Classe             | Descontinuidade Sem Enchimento                                                         | Descontinuidade Com Enchimento                                           |
| I                  | Fratura muito plana e fechada. Aparece seca e sem possibilidade de circulação de água. | Enchimento muito consolidado e seco. Sem possibilidade de fluxo de água. |
| II                 | Fratura seca, sem evidência de fluxo de água.                                          | Enchimento úmido, sem presença de água livre.                            |
| III                | Fratura seca, com evidência de fluxo de água.                                          | Enchimento úmido, com presença de gotas ocasionais.                      |
| IV                 | Fratura úmida, sem a circulação de água livre.                                         | Enchimento com indícios de lavagem, com fluxo de água contínuo.          |
| V                  | Fratura ocasionalmente gotejando, mas sem fluxo contínuo.                              | Enchimento localmente lavado, com fluxo considerável.                    |
| VI                 | Fratura com fluxo contínuo de água.                                                    | Enchimento completamente lavado, com pressão de água elevada.            |

Fonte: ISRM (1981).

## ANEXO B – Tabelas de Classificação de Maciços Rochosos – Sistema Q

| VALORES DE J <sub>n</sub>             |                           |
|---------------------------------------|---------------------------|
| Compartimentação do Maciço            | Valores De J <sub>n</sub> |
| Fraturas ausentes                     | 0,5 - 1,0                 |
| Uma família de fraturas               | 2                         |
| Uma família de fraturas esparsas      | 3                         |
| Duas famílias de fraturas             | 4                         |
| Duas famílias, mais fraturas esparsas | 6                         |
| Três famílias de fraturas             | 9                         |
| Três famílias, mais fraturas esparsas | 12                        |
| Quatro ou mais famílias de fraturas   | 15                        |
| Rocha completamente fragmentada       | 20                        |

Fonte: Barton, Lien e Lunde (1974).

| VALORES DE J <sub>r</sub>                                                                       |                         |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------|
| Condição de Rugosidade das Paredes                                                              | Valor de J <sub>r</sub> |
| I) Fraturas sem deslocamento relativo – há contato entre a rocha e paredes das fraturas.        |                         |
| II) Fraturas com deslocamento relativo – < 10 cm, contato entre a rocha e paredes das fraturas. |                         |
| A - Fraturas não persistentes                                                                   | 4                       |
| B - Fraturas rugosas ou irregulares, onduladas                                                  | 3                       |
| C - Fraturas lisas, onduladas                                                                   | 2                       |
| D - Fraturas polidas, onduladas                                                                 | 1,5                     |
| E - Fraturas rugosas ou irregulares, planas                                                     | 1,5                     |
| F - Fraturas lisas, planas                                                                      | 1                       |
| G - Fraturas polidas ou estriadas, planas                                                       | 0,5                     |
| III) Fraturas com deslocamento relativo – Não há contato entre rocha e paredes das fraturas.    |                         |
| H - Fraturas com minerais argilosos                                                             | 1                       |
| I - Zonas esmagadas                                                                             | 1                       |

Fonte: Barton, Lien e Lunde (1974).

| VALORES DE J <sub>w</sub>                                                 |                           |                                       |
|---------------------------------------------------------------------------|---------------------------|---------------------------------------|
| Condição de Afluência da Água                                             | Valores de J <sub>w</sub> | Pressão de Água (Kg/Cm <sup>2</sup> ) |
| A - Escavação a seco ou com pequena afluência de água (< 5 l/m)           | 1                         | < 1                                   |
| B - Afluência média, lavagem ocasional do preenchimento das fraturas      | 0,66                      | 1,0 - 2,5                             |
| C - Afluência elevada em rochas competentes, sem preenchimento das juntas | 0,5                       | 2,5 - 10                              |
| D - Afluência elevada, lavagem considerável do preenchimento das fraturas | 0,33                      | 2,5 - 10                              |
| E - Afluência excepcionalmente elevada decaindo com o tempo               | 0,2 - 0,1                 | > 10                                  |
| F - Afluência excepcionalmente elevada, sem decaimento com o tempo        | 0,1 - 0,05                | > 10                                  |

Fonte: Barton, Lien e Lunde (1974).

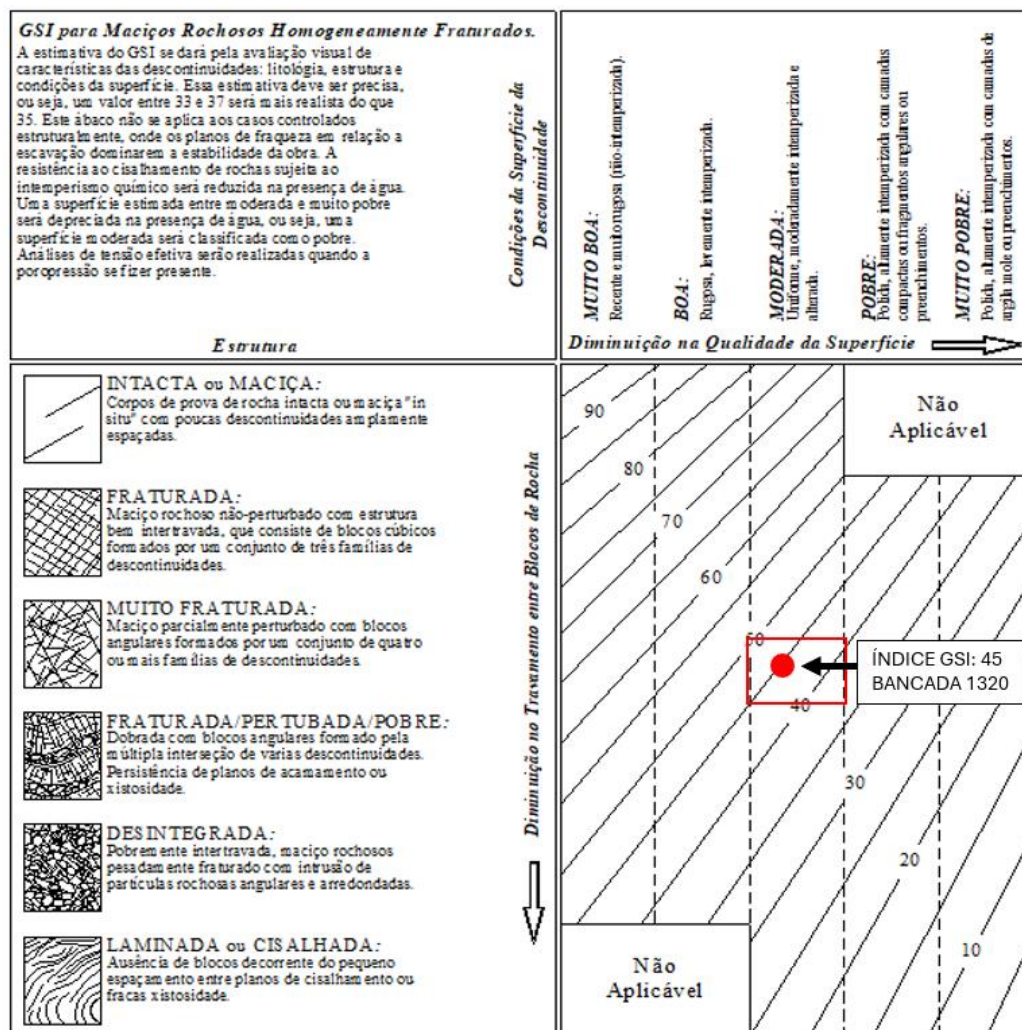
| VALORES DE Ja                                                                                                           |                    |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------|
| Condição de Alteração das Paredes                                                                                       | Valor de Ja        |
| I) Fraturas com deslocamento relativo - Há contato entre a rocha e paredes das fraturas.                                |                    |
| A - Paredes duras, compactas, preenchimentos impermeáveis                                                               | 0,75               |
| B - Paredes sem alteração, leve descoloração                                                                            | 1                  |
| C - Paredes levemente alteradas, com partículas arenosas e rochas desintegradas não-argilosas                           | 2                  |
| D - Paredes com películas siltosas ou areno-argilosas                                                                   | 3                  |
| E - Paredes com películas de materiais moles ou com baixo ângulo de atrito e, pequena quantidade de minerais expansivos | 4                  |
| II) Fraturas com deslocamento relativo (< 10 cm). Há contato entre a rocha e paredes das fraturas.                      |                    |
| F - Paredes com partículas de areia e rochas desintegradas, sem argila                                                  | 4                  |
| G - Fraturas com preenchimento argiloso sobre consolidado (< 5 mm)                                                      | 6                  |
| H - Fraturas com preenchimento argiloso subconsolidado (< 5 mm)                                                         | 8                  |
| I - Fraturas com preenchimento argiloso expansivo (< 5 mm)                                                              | 8 - 12             |
| III) Fraturas com deslocamento relativo - Não há contato entre a rocha e paredes das fraturas.                          |                    |
| J, K, L - Rochas com zonas trituradas ou esmagadas com argila (ver G, H, I para condições do material argiloso)         | 6 - 8<br>8 - 12    |
| M - Zonas siltosas ou areno-argilosas com pequena quantidade de argila                                                  | 5                  |
| N, O, P - Zonas ou bandas contínuas de argila (ver G, H, I para condições do material argiloso)                         | 10 - 13<br>13 - 20 |

Fonte: Barton, Lien e Lunde (1974).

| VALORES DE SRF                                                                          |           |
|-----------------------------------------------------------------------------------------|-----------|
| Condição das Tensões Do Maciço Rochoso                                                  | Valor SRF |
| I) Zonas alteradas.                                                                     |           |
| A - Ocorrência de zonas alteradas contendo argila ou rocha desintegrada em profundidade | 10        |
| B - Zona alterada contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada (escavação ≤ 50m)  | 5         |
| C - Zona alterada contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada (escavação > 50m)  | 2,5       |
| D - Múltiplas zonas esmagadas em rocha competente, sem argila em qualquer profundidade  | 7,5       |
| E - Zona esmagada em rocha competente, sem argila (profundidade da escavação ≤ 50m)     | 5         |
| F - Zona esmagada em rocha competente, sem argila (profundidade da escavação > 50m)     | 2,5       |
| G - Fraturas abertas, fraturamento muito intenso em qualquer profundidade               | 5         |
| II) Rochas competentes, problemas com tensões de rochas.                                |           |
| H - Tensões baixas, próximas à superfície ( $\delta c/\delta 1 < 200$ )                 | 2,5       |
| I - Tensões médias ( $\delta c/\delta 1 = 200$ a 10)                                    | 1         |
| J - Tensões altas ( $\delta c/\delta 1 < 10$ a 5)                                       | 0,5 - 2,0 |
| K - Explosões moderadas de rochas ( $\delta c/\delta 1 < 5$ a 2,5)                      | 5 - 10    |
| L - Explosões intensas de rochas ( $\delta c/\delta 1 < 2,5$ )                          | 10 - 20   |
| III) Rochas incompetentes (comportamento plástico devido aos tipos de deformações).     |           |
| M - Tensões moderadas                                                                   | 5 - 10    |
| N - Tensões elevadas                                                                    | 10 - 20   |
| IV) Rochas expansivas (expansiva na presença de água).                                  |           |
| O - Pressão de expansão moderada                                                        | 5 - 10    |
| P - Pressão de expansão elevada                                                         | 10 - 15   |

Fonte: Barton, Lien e Lunde (1974).

## ANEXO C – Classificação de Maciços Rochosos – GSI



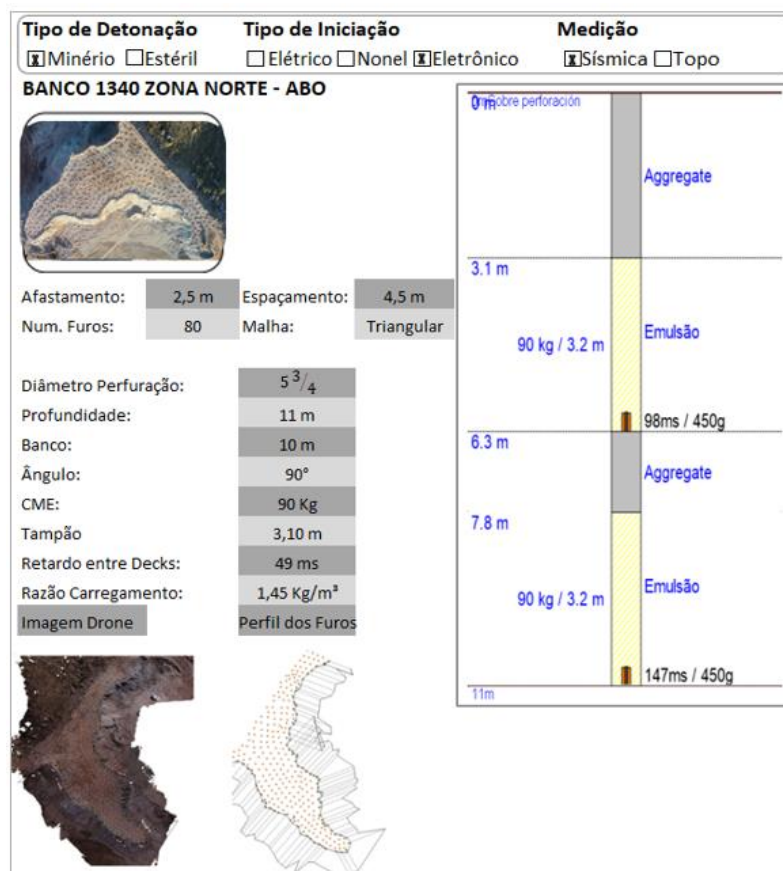
Fonte: Adaptado de Marinis e Hoek (2000).

## ANEXO D – Parâmetros de Resistência utilizados na Área de Estudo

| Litotipo  | ID | Classe RMR<br>Weak Rock | $G_{nat}$<br>(kN/m <sup>3</sup> ) | $g_{sat}$<br>(kN/m <sup>3</sup> ) | Critério de Mohr Coulomb (efetivos) |            |            |            |               |            | Critério de Hoek-Brown |     |    |   | Critério de Barton-Bandis |     |              |       |
|-----------|----|-------------------------|-----------------------------------|-----------------------------------|-------------------------------------|------------|------------|------------|---------------|------------|------------------------|-----|----|---|---------------------------|-----|--------------|-------|
|           |    |                         |                                   |                                   | Isotrópico                          |            | Paralelo   |            | Perpendicular |            | UCS<br>(MPa)           | GSI | mi | D | Estrutura<br>Principal    | JRC | JCS<br>(MPa) | $f_b$ |
|           |    |                         |                                   |                                   | c<br>(kPa)                          | f<br>(kPa) | c<br>(kPa) | f<br>(kPa) | c<br>(kPa)    | f<br>(kPa) |                        |     |    |   |                           |     |              |       |
| Aterro    | AT | -                       | 22                                | 25                                | 10                                  | 28         | -          | -          | -             | -          | -                      | -   | -  | - | -                         | -   | -            | -     |
| Canga     | CG | -                       | 28                                | 30                                | 60                                  | 32         | -          | -          | -             | -          | -                      | -   | -  | - | -                         | -   | -            | -     |
| Hematita  | H  | VW                      | 31                                | 37                                | 58                                  | 35         | -          | -          | -             | -          | -                      | -   | -  | - | -                         | -   | -            | -     |
| Hematita  | H  | W                       | 31                                | 37                                | 115                                 | 34         | 69         | 31         | 161           | 37         | -                      | -   | -  | - | -                         | -   | -            | -     |
| Hematita  | H  | III                     | 49                                | 50                                | -                                   | -          | -          | -          | -             | -          | 295                    | 45  | 15 | 0 | Sb                        | 7   | 145          | 29    |
| Hematita  | H  | II                      | 49                                | 50                                | -                                   | -          | -          | -          | -             | -          | 295                    | 64  | 15 | 0 | Sb                        | 7   | 145          | 29    |
| Hematita  | H  | EW                      | 31                                | 37                                | 42                                  | 33         | -          | -          | -             | -          | -                      | -   | -  | - | -                         | -   | -            | -     |
| Itabirito | I  | II                      | 34                                | 37                                | -                                   | -          | -          | -          | -             | -          | 203                    | 64  | 16 | 0 | Sb                        | 8   | 173          | 27    |
| Itabirito | I  | III                     | 34                                | 37                                | -                                   | -          | -          | -          | -             | -          | 203                    | 45  | 16 | 0 | Sb                        | 8   | 173          | 27    |
| Itabirito | I  | EW                      | 25                                | 27                                | 39                                  | 34         | -          | -          | -             | -          | -                      | -   | -  | - | -                         | -   | -            | -     |
| Itabirito | I  | VW                      | 25                                | 27                                | 49                                  | 36         | -          | -          | -             | -          | -                      | -   | -  | - | -                         | -   | -            | -     |
| Itabirito | I  | W                       | 25                                | 27                                | 65                                  | 34         | 39         | 31         | 91            | 37         | -                      | -   | -  | - | -                         | -   | -            | -     |
| Itabirito | I  | IV                      | 31                                | 34                                | -                                   | -          | 58         | 37         | -             | -          | 75                     | 33  | 11 | 0 | Sb                        | 6   | 78           | 27    |

Fonte: Arquivo interno da área de estudo – não publicado (2020)

## ANEXO E – Esquema do Projeto de Desmonte de Produção – BC 1340 (Q-2)



## Razão da Carga Planejada x Executada – BC 1340 (Q-2)

**Tabela 1 . Variação da Carga Inferior:**

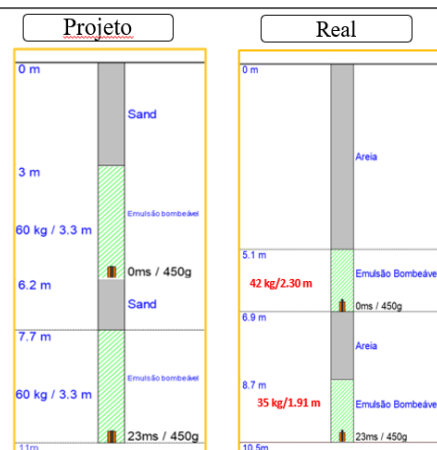
| EXPLOSIVO | CARGA | CARGA INFERIOR (média) |           |          |          |
|-----------|-------|------------------------|-----------|----------|----------|
|           |       | LONG. (m)              | LONG. (m) | DECK (m) | DECK (m) |
| tipo      | kg    | DISEÑO                 | REAL      | DISEÑO   | REAL     |
| E         | 60    | 3.30                   | 1.91      | 1.50     | 1.88     |

Perdida carga linear: aprox. 42%

**Tabela 2 . Variação da Carga Superior:**

| EXPLOSIVO | CARGA | CARGA SUPERIOR (média) |           |            |            |
|-----------|-------|------------------------|-----------|------------|------------|
|           |       | LONG. (m)              | LONG. (m) | Tampão (m) | Tampão (m) |
| tipo      | kg    | DISEÑO                 | REAL      | DISEÑO     | REAL       |
| E         | 60    | 3.30                   | 2.30      | 3.00       | 4.54       |

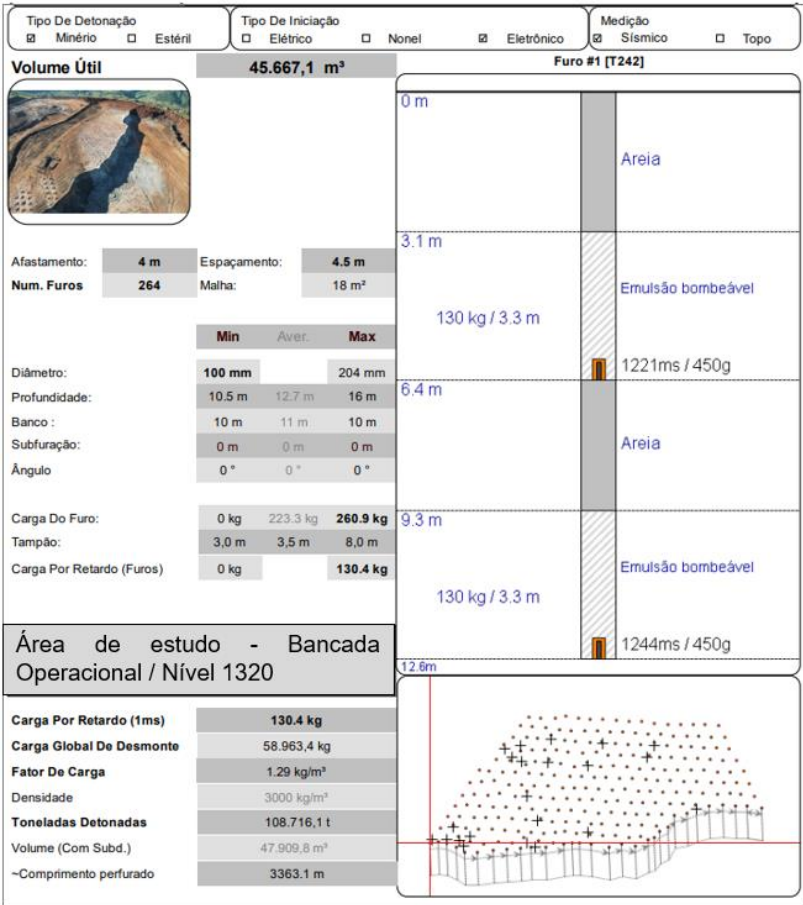
Perdida carga linear: aprox. 29%



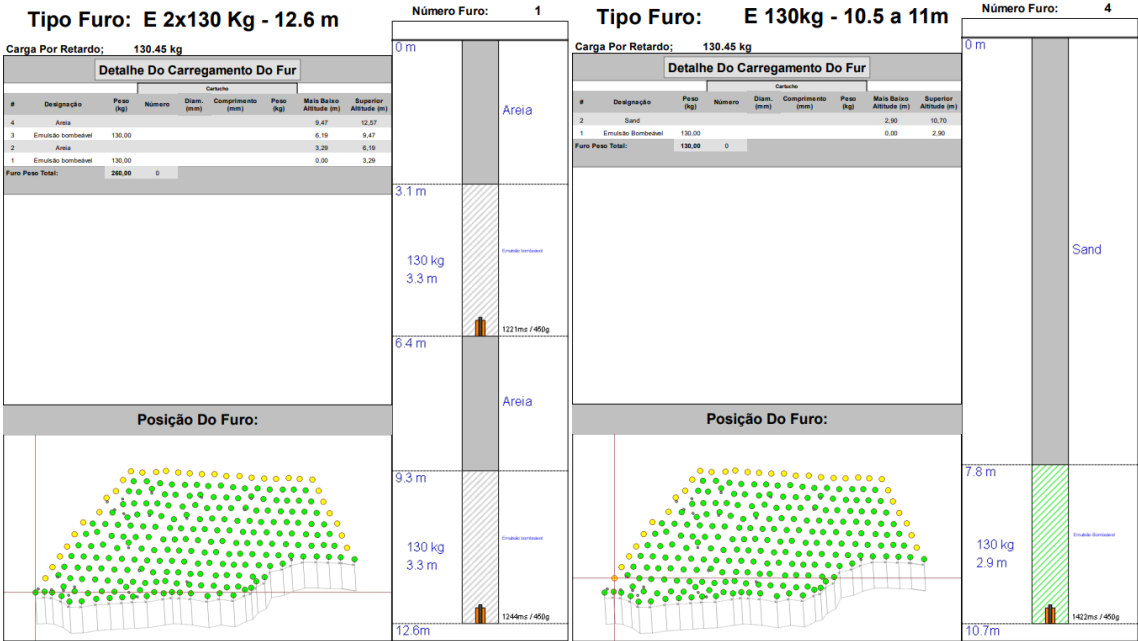
Fonte: DNA Blast (2022).



ANEXO F – Esquema do Projeto de Desmonte de Produção – BC 1320 (Q-5)



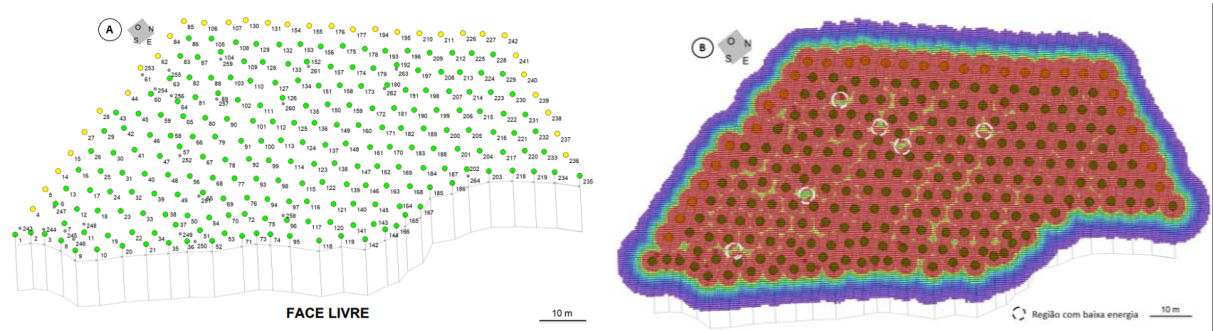
Modelos de Cargas - BC 1320 (Q-5)



Fonte: DNA Blast (2024).

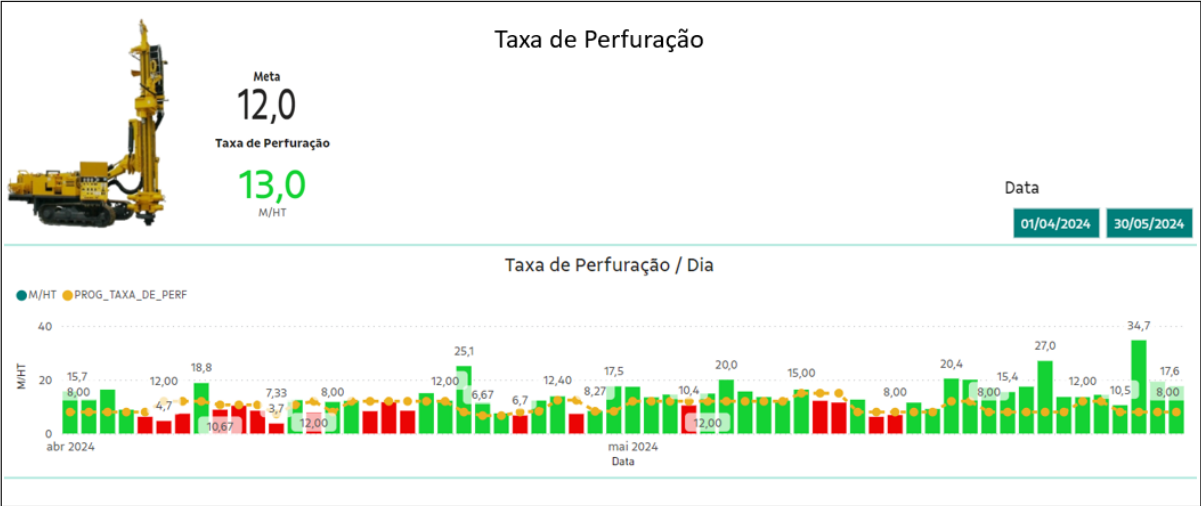


ANEXO G – A) Perfil de Carregamento; B) Energia do Explosivo – BC 1320 (Q-5)



Fonte: DNA Blast (2024).

ANEXO H – Taxa de Perfuração na mina da área de estudo



Fonte: Arquivo interno da área de estudo, não publicado (2024)