

Aristotelina Ferreira da Silva

**CORRELAÇÃO DE DADOS DE MONITORAMENTO GEOTÉCNICO EM
RETROANÁLISE DE TALUDE DE CAVA**

Parauapebas, Pará

2019

Aristotelina Ferreira da Silva

**CORRELAÇÃO DE DADOS DE MONITORAMENTO GEOTÉCNICO EM
RETROANÁLISE DE TALUDE DE CAVA**

Trabalho de conclusão de curso apresentado ao Instituto Tecnológico Vale, como parte dos requisitos para obtenção do título de especialista *lato sensu* em Especialização em Lavra de Minas a Céu Aberto do Instituto Tecnológico Vale, ITV.

Orientador: Dr. Gian Franco Napa García

Parauapebas, Pará

2019

Título:

Correlação de dados de monitoramento geotécnico em retroanálise de talude de cava

Classificação: () Confidencial () Restrita () Uso Interno (X) Pública

Informações Confidenciais - Informações estratégicas para o Instituto e sua Mantenedora. Seu manuseio é restrito a usuários previamente autorizados pelo Gestor da Informação.

Informações Restritas - Informação cujo conhecimento, manuseio e controle de acesso devem estar limitados a um grupo restrito de empregados que necessitam utilizá-la para exercer suas atividades profissionais.

Informações de Uso Interno - São informações destinadas à utilização interna por empregados e prestadores de serviço

Informações Públicas - Informações que podem ser distribuídas ao público externo, o que, usualmente, é feito através dos canais corporativos apropriados

Dados Internacionais de Catalogação na Publicação (CIP)

S586c

Silva, Aristotelina Ferreira da

Correlação de dados de monitoramento geotécnico em retroanálise de talude de cava / Aristotelina Ferreira da Silva - Ouro Preto, 2019.

70 f.: il.

Monografia (Especialização lato sensu) - Instituto Tecnológico Vale, 2019.

Orientador: Gian Franco Napa García

1. Planos de Lavra - Otimização. 2. Monitoramento Geotécnico
3. Retroanálise 4. Talude I. Título

CDD. 23. ed. 624.15136

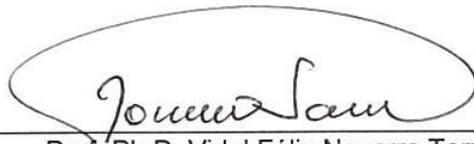
Bibliotecária responsável: Nisa Gonçalves – CRB 2 - 525

Especialização em Lavra de Minas a Céu Aberto

**CORRELAÇÃO DE DADOS DE MONITORAMENTO GEOTÉCNICO EM
RETROANÁLISE DE TALUDE DE CAVA**

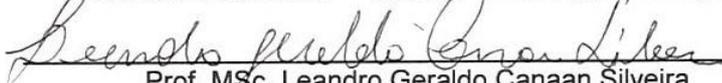
Autora: Aristotelina Ferreira da Silva

Trabalho de Conclusão de Curso defendido e aprovado em 23 de maio de 2019 pela banca examinadora constituída pelos professores:



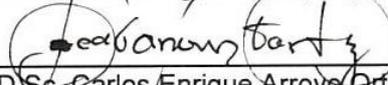
Prof. Ph.D. Vidal Félix Navarro Torres

Orientador substituto – Instituto Tecnológico Vale (ITV)

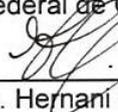


Prof. MSc. Leandro Geraldo Canaan Silveira

Instituto Tecnológico Vale (ITV)



Prof. D.Sc. Carlos Enrique Arroyo Ortiz
Universidade Federal de Ouro Preto (UFOP)



Prof. Ph.D. Hernani Mota de Lima

Dedico este trabalho, ao meu marido Juscelino Gomes, à minha filha Isadora Gomes, ao meu sobrinho Matheus, aos meus pais (*in memoriam*), a meus irmãos e sobrinhos.

AGRADECIMENTOS

À Deus por permitir que coisas maravilhosas aconteçam na minha vida e por sua benção diária.

Ao meu marido Juscelino Gomes e minha filha Isadora, pelo amor e carinho que me dedicam e pela compreensão da minha presença “ausência” em casa durante a elaboração da monografia.

Ao Dr. Gian Franco Napa García, pela orientação, contribuição técnica e disponibilidade na transferência de conhecimento.

Ao Dr. Vidal Torres pelo incentivo e apoio técnico na revisão do texto.

A Ednelson Presotti, pela indicação à essa especialização e confiança técnica no trabalho desenvolvido.

Aos amigos Marcos Pires, Paulo Silva Lopes, Ezequias Souza, Franssuarlei Moragas, Mardon Mendes, Glayce Costa, Deni Souza e Renata Santos pelas constantes e diárias discussões técnicas.

À Karla Baêta Souza pela elaboração da rotina na programação *Python* e pela disposição em ajudar sempre que necessário e a Simone Moreira pela ajuda na revisão do texto.

À minha “galera” da especialização, pelos momentos maravilhosos que tivemos durante o curso.

Ao Instituto Tecnológico Vale (ITV) pela realização deste curso e aos professores pelos conhecimentos compartilhados.

A VALE, pelas oportunidades de crescimento profissional que proporciona a seus funcionários.

O que impede de saber não são nem o tempo,
nem a inteligência, mas somente a falta de
curiosidade.

Agostinho da Silva

RESUMO

O monitoramento geotécnico vem desempenhando papel importante na mineração frente às questões ligada à segurança operacional em taludes de cava. Atualmente, o mercado oferece várias soluções com tecnologias robustas que permitem confiabilidade nos dados bem como maior controle das condições de risco. O tratamento e análise dos dados devem permitir que os resultados sejam trabalhados em vários processos, fornecendo informações para tomadas gerenciamento de ações operacionais, assim como na otimização de planos de lavra ou projetos de engenharia. Desta forma, a proposta deste estudo consistiu nas análises de dados de monitoramento geotécnico e sua correlação com valores calculados por programas através do método de elementos finitos, em cálculos de tensões e deslocamentos de maciços, para situação de ruptura estabelecida. Para otimização da retroanálise foi criada uma rotina em linguagem *Python* que, a partir dos dados de entrada (coordenadas de pontos, matriz de parâmetros, seção), roda o programa RS2 da *Rocscience*, com os parâmetros (coesão, ângulo de atrito, módulo de Young e coeficiente de Poisson) sendo trabalhados através do critério de Mohr-Coulomb, e, empregando a técnica de redução de tensão de cisalhamento (*Shear Strength Reduction*), para encontrar o fator crítico de redução da resistência (*Strength Reduction Factor - SRF*). Os resultados obtidos foram consistentes tanto com os deslocamentos medidos quanto no contorno das máximas deformações, as quais revelaram o possível mecanismo de ruptura, permitindo a calibração dos parâmetros de resistência de acordo com as condições da ruptura ocorrida, também, fornecendo informações sobre a contribuição de cada variável (parâmetro) no evento geotécnico ocorrido na área.

Palavras-chave: Monitoramento. Retroanálise. Talude. Ruptura. Deslocamentos.

ABSTRACT

Geotechnical monitoring has been performed an important role in mining by the operational safety issues in pit slopes. Nowadays, the monitoring companies offer a several solutions with robust technologies that allow data reliability and the greater control of the risk conditions. The processing and analysis of the data must allow the results to be worked in several processes, providing information to management of operational actions and optimization of mining plans or engineering projects. The proposal of this study consisted in the analysis of monitoring data (pore pressure and displacements) and its correlation with values obtained by programs using the finite element method, in calculations of tensions and displacements of mass for established failure slope. In order to optimize the backanalysis, a Python language routine was developed, using the input data (point coordinates, parameter matrix and section), runs the RS2 program by Rocscience, with parameters (cohesion, friction angle, Young's modulus and Poisson's coefficient). For the backanalysis was used the Mohr-Coulomb criterion applying the Shear Strength Reduction technique, to find the critical reduction factor (SRF). The results obtained were consistent with both the measured displacements and the maximum deformation contours, which revealed the possible failure mechanism, allowing the calibration of the strength parameters according to the slope failure conditions, also, providing information about the contribution of each variable (parameters) in the geotechnical event occurred in the area.

Keywords: Monitoring. Backanalysis. Slope. Failure. Displacement

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Os três principais tipos de ruptura em taludes de minas a céu aberto.....	17
Figura 2: Representação gráfica do critério de ruptura de Mohr Coulomb.....	20
Figura 3: Representação gráfica do critério de Hoek & Brown nos espaços de Mohr e das tensões principais.....	23
Figura 4: Estimativa do JRC – Coeficiente de rugosidade da junta.	24
Figura 5: Principais tipos de ruptura de talude e condições geológicas estruturais (a) Ruptura Planar em rocha (b) Ruptura em cunha (c) Tombamento (d) Ruptura circular.....	26
Figura 6: Resistência ao cisalhamento e resistência mobilizada	28
Figura 7: Forças atuantes e o polígono de forças em uma fatia.	29
Figura 8 Velocidades inversa versus a relação de tempo precedente à ruptura do talude.....	36
Figura 9: Comparações da variação do nível d'água em taludes de solo e de rocha.....	39
Figura 10: Representação esquemática dos estágios de movimentação/deslocamento (<i>creep</i>) em talude de cava.	41
Figura 11: Divisões da ruptura de taludes de cava em três períodos de movimentos – Pré-Ruptura, Ruptura e Pós-Ruptura.....	42
Figura 12: Distribuição dos instrumentos e equipamento geotécnicos no flanco leste da Cava Central de N4E	48
Figura 13 Posicionamento do radar, <i>pixels</i> e seção crítica.	52
Figura 14: Seção crítica e posicionamento dos <i>pixels</i>	52
Figura 15: Localização da área de estudo na Mina de N4E - Cava Central Leste	53
Figura 16: (a) situação antes da ruptura em fev/17 e (b) situação pós-ruptura (mar/17)	56
Figura 17: Situação da área presente em janeiro/19	57
Figura 18: Estágios representativo dos deslocamentos na área de estudo.....	60
Figura 19: Deformações e velocidades inversas e predição de colapso.....	61
Figura 20: Contribuição das variáveis (parâmetros) na instabilidade do talude da Cava Central Leste de N4E.	63
Figura 21: Resultado das máximas deformações obtidas com a calibração do modelo.....	63

LISTA DE TABELAS

Tabela 1: Desenvolvimento de deslizamentos curvilíneos.....	18
Tabela 2: Características de alguns métodos de equilíbrio limite rigorosos e não rigorosos ...	30
Tabela 3: Critério de aceitação para talude em rochas brandas (R0-R2) e para rochas duras (R3-R6).....	31
Tabela 4: Principais instrumentações e equipamentos e parâmetros obtidos no monitoramento geotécnico.....	37
Tabela 5: Definições de parâmetros hidrogeológicos e descrição de instrumentação geotécnica.....	40
Tabela 6: Instrumentação analisada e período de monitoramento.....	48
Tabela 7: Parâmetros de resistência dos materiais utilizados na retroanálise	50
Tabela 8: Limites de calibração dos parâmetros de resistência e elasticidade	50
Tabela 9: Detalhes dos <i>pixels</i> e valores máximos medidos no monitoramento geotécnico	51
Tabela 10: Resultados estatísticos do monitoramento geotécnico.....	59
Tabela 11: Resultados das retroanálises de séries com deslocamento mais próximos dos valores medidos.....	61
Tabela 12: Parâmetros encontrados na retroanálise para calibração do modelo da ruptura do flanco leste da cava central de N4E.....	62

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	13
1.1	Justificativa	14
2	Objetivo.....	15
2.1	Objetivo geral	15
2.2	Objetivos específicos	15
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	16
3.1	Modos e Mecanismos de Ruptura.....	16
3.2	Critérios de Ruptura.....	19
3.3	Análises de Estabilidade de Taludes.....	25
3.3.1	Análises Cinemáticas.....	26
3.3.2	Análises por Equilíbrio Limite	27
3.3.3	Análises por Elementos Finitos	32
3.3.4	Retroanálises.....	33
3.4	Monitoramento Geotécnico	35
3.4.1	Monitoramento - Poropressões e Nível freático	38
3.4.2	Monitoramento - Deslocamentos e Deformação	40
3.4.3	Monitoramento – Pluviometria.....	44
4	METODOLOGIA	46
4.1	Revisão Bibliográfica	46
4.2	Coleta, Tratamento e Análise dos dados.....	46
5	ESTUDO DE CASO	53
5.1	Localização	53
5.2	Aspectos Geológico, Estrutural e Geomecânico.....	54
5.3	Aspectos Hidrogeológicos	55
5.4	Evento Geotécnico 2017	55
6	RESULTADOS E DISCUSSÕES	58
6.1	Monitoramento geotécnico	58
6.2	Retroanálise	61
7	CONCLUSÕES.....	65
	REFERÊNCIAS	66

ANEXO A – Tabela com os resultados das retroanálises para calibração dos parâmetros de resistência	71
--	----

1 INTRODUÇÃO

A extração de bens minerais utilizando métodos de escavação a céu aberto é uma atividade muito praticada no mundo, projetando, em alguns casos, minas de grande porte, com taludes muito altos e íngremes, que permitem ganhos econômicos, porém, com situações que podem promover instabilidades em âmbito global, além de consequências sociais, econômicas e ambientais críticas, principalmente, na eventualidade de perdas de vidas humanas. Deste modo, há necessidade da busca pelo equilíbrio entre segurança operacional e economicidade de lavra, e, neste sentido os estudos geotécnicos desempenham papel importante na indústria de mineração.

No processo de lavra, as escavações modificam as tensões iniciais do maciço, e, na busca pelo equilíbrio estas tensões podem potencializar eventos de ruptura, com possibilidade de ocorrer tanto em escala de bancada, interrampas e/ou global. Assim, devido as modificações impostas ao maciço, os estudos geotécnicos, devem considerar, principalmente na fase operacional, fatores contribuintes para instabilidades como o aumento das tensões de cisalhamento com a remoção de suporte lateral (erosão, queda de blocos, subsidências), alteração de nível d'água e aumento da poropressão, adição de sobrecarga ao talude, chuvas, vibrações externas e mecanismos naturais de alívio de tensões com movimentações/deslocamento do talude.

A avaliação do comportamento do maciço frente aos esforços requeridos durante a lavra pode ser feita através do monitoramento geotécnico com radares de solo, prismas topográficos, piezômetros e indicadores de nível d'água, os quais permitem a aquisição de dados de deformação/deslocamentos, poropressão e identificação do nível freático. Atualmente, com os avanços tecnológicos, vem trazendo maior confiança nos dados e rapidez nas análises.

Em retroanálise de eventos de ruptura ocorridos, a correlação de dado de monitoramento (deslocamentos, poropressões, elevações de nível freático) para calibração de parâmetros de resistência configura uma ferramenta e que auxilia nos estudos geotécnicos para análises mais detalhadas, bem como, otimizações de geometria que possam permitir ganhos operacionais e financeiros para empresa.

1.1 JUSTIFICATIVA

Em mineração, é comum se trabalhar mais na correção que com prevenção quando o tema está relacionado a ruptura de talude, onde a paralisação temporária de lavra, mobilização de pessoas e equipamentos para limpeza e retaludamento são uma constante quando o evento de ruptura ocorre.

Atualmente, as inovações tecnológicas em termos de monitoramento geotécnico (radares, estações robóticas, piezômetros de corda vibrante, inclinômetros, etc.) aliados a um plano de automação robusto, permitem confiabilidade nos dados bem como maior controle das condições de risco, ajudando a geotecnia na atuação preventivista em relação a potencialidade de um evento de ruptura.

Desta forma, a proposta deste trabalho consistiu na realização de retroanálises, cuja calibração dos parâmetros de resistência dos materiais envolvidos na ruptura do talude teve como base os dados de monitoramento geotécnico obtidos no período da ocorrência do evento. Os resultados da calibração vão permitir estudos mais criterioso de projetos futuros em área com históricos de eventos de ruptura, caso da cava central leste de N4E, que é a mina de referência deste trabalho.

2 OBJETIVO

2.1 OBJETIVO GERAL

Calibrar os parâmetros de resistências dos materiais envolvidos na ruptura de talude com dados de monitoramento geotécnico através de retroanálises.

2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- i. Analisar as variações obtidas nos dados de monitoramento geotécnico.
- ii. Identificar qual material foi mais relevante para o desencadeamento de eventos geotécnicos
- iii. Discutir a contribuição dos parâmetros de resistência do material mais relevante para instabilidade ocorrida na área.

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Para o embasamento técnico foram abordados três temas que tratam diretamente sobre o assunto que se pretende expor neste estudo.

3.1 MODOS E MECANISMOS DE RUPTURA

A definição dos modos e mecanismos de ruptura feita por Bieniawski (1967 *apud* Zea, 2004) que descreve o modo de ruptura como sendo a caracterização dos aspectos ou das formas geométricas formadas no evento e o mecanismo como sendo os processos e seus componentes físicos durante a movimentação do material, cujo resultado é a materialização da ruptura.

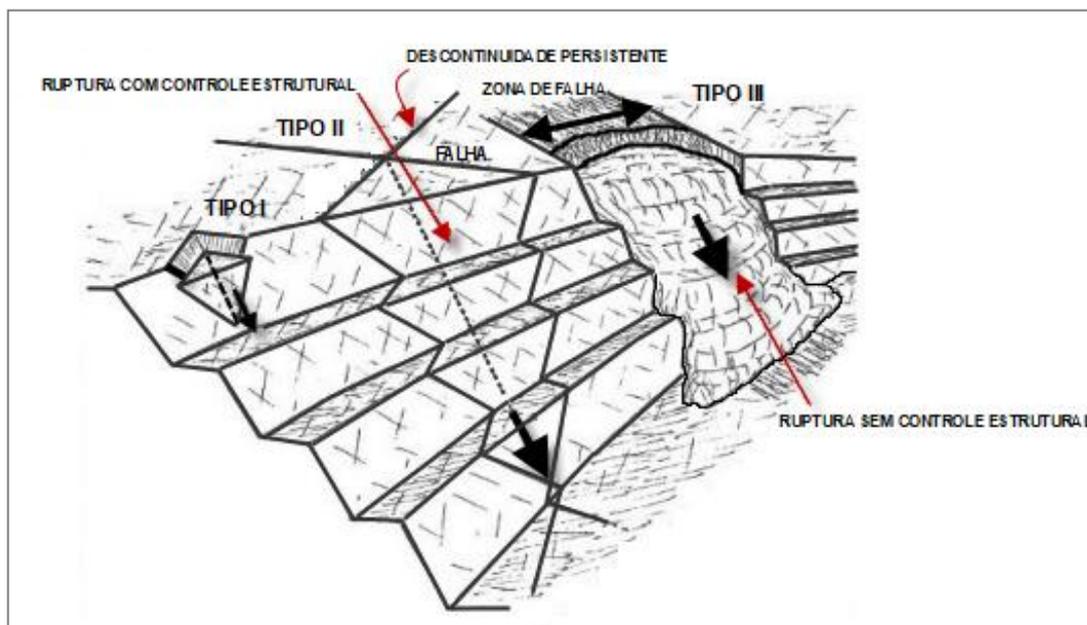
Os modos e mecanismos de ruptura precisam ser detalhadamente compreendidos nos estudos geotécnicos para que se possa desenvolver geometrias de mina com fatores de riscos minimizados. Segundo Sjöberg (2000), deve-se considerar como sendo assuntos mais urgentes a serem trabalhados com relação às rupturas: o conhecimento das condições para ocorrência de diferentes tipos, as condições para a sua deflagração, forma e localização da superfície de ruptura.

Patton e Deere (1971), sugerem três tipos de problemas que podem ser encontrados na escavação de uma mina a céu aberto, sendo estes de origens diferentes e comumente relevantes para a geometria e operação da cava. Desse modo, para estes autores, dependendo da geometria da ruptura, altura do talude e grau de fraturamento do maciço, os eventos de ruptura podem ocorrer em várias escalas (Figura 1) e sendo classificados em:

- **Tipo I - Rupturas locais:** ocorrem em nível de bancada, controladas por juntas e falhas dessas mesmas magnitudes.
- **Tipo II - Rupturas de maior escala:** são aquelas controladas por discontinuidades persistentes, tais como sistemas de juntas combinadas com falhas. Este tipo de ruptura envolve um grande volume de massa rochosa. Podem ocorrer de acordo com a configuração geométrica das discontinuidades pré-existentes em relação ao talude, com geração de rupturas tipo planar ou cunha.

- **Tipo III - Rupturas em rochas fraturadas:** estão associadas ao alto fraturamento, típico de rochas brandas e alteradas influenciando a estabilidade devido a sua baixa resistência. Pode envolver várias bancadas ou até o talude global.

Figura 1: Os três principais tipos de ruptura em taludes de minas a céu aberto



Fonte Adaptado de Patton e Deere (1971).

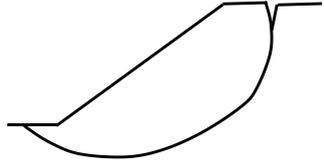
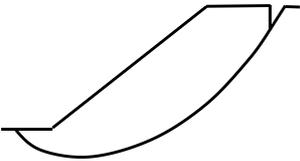
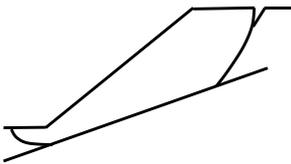
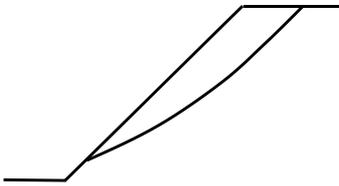
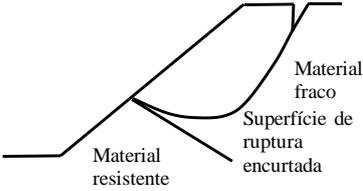
Para rupturas sem controle estrutural, onde estão incluídas as circulares e não circulares, os estudos de Hoek *et al.* (2000) e Tejada-Cervantes (2007), descrevem que não há nenhum padrão estrutural definido ou orientações críticas das descontinuidades ou planos de fraqueza, sendo estas típicas de maciços de solos ou rochosos em estado muito fraturado. Para rupturas com controle estrutural, enfatizam a realização de estudos envolvendo análise cinemáticas para discriminação dos modos de rupturas possíveis de ocorrer.

Para deslizamento curvilíneo, Hudson e Harrison (1997), com base nos estudos de Hoek e Bray (1981), apresentam cinco diagramas de circunstâncias geológicas, na qual esta situação pode se desenvolver, sendo que a forma e localização da superfície de ruptura dependem das características de resistência do maciço, que por sua vez depende da estrutura como indicado na tabela 1.

Martin *et al.* (2018), discorrem sobre os mecanismos de rupturas em rochas duras (R3-R6) e brandas ($\leq R2$), considerando que para as primeiras a ruptura de talude é controlada pelas estruturas geológicas e nas últimas pela matriz. Para esses autores, a

instabilidade em rochas brandas pode envolver uma combinação de ruptura ao longo de uma estrutura, se presente no maciço, progredindo para matriz intacta, ou de forma mais complicada, da matriz progredido para estrutura geológica.

Tabela 1: Desenvolvimento de deslizamentos curvilíneos

<p>Material Isotrópico Se o maciço é razoavelmente isotrópico, a superfície tende a ser de seção circular</p>		<p>Trinca de tração Superfície quase circular Ex. Rochas altamente fraturadas, rochas alteradas, rejeitos</p>
<p>Material Anisotrópico Se o maciço é tem estruturas acamadadas ou laminadas ou alguma outra característica que o torne anisotrópico. A superfície de ruptura tende a ser alongada em direção paralela a feição estrutural.</p>		<p>Superfície de ruptura alongada e paralela a anisotropia Ex. Rochas bem laminadas, rochas com fraturas regulares, solos laminados.</p>
<p>Feições estruturais de maior importância presente no maciço Se o maciço conter uma importante descontinuidade, falhas ou outra estrutura importante, a superfície de ruptura tenderá a seguir esta feição tanto quanto possível.</p>		<p>Superfície de ruptura segue a feição estrutural Ex. Planos de acamamento, fraturas, falhas, zona de cisalhamento.</p>
<p>Baixa coesão, Materiais granulares Se o maciço tiver uma natureza granular, com baixa resistência coesiva, a curvatura da superfície de ruptura é menos marcada (isto é a superfície tende a ser planar) e as trincas de tração são pequenas ou não existentes.</p>		<p>Superfície de ruptura muito próxima de uma superfície de ruptura planar Ex. Rochas muito fraturadas/quebradas, rejeitos e alguns solos</p>
<p>Material não homogêneo A presença de um uma camada mais resistente (dura) pode limitar a extensão da ruptura</p>	 <p>Material resistente Superfície de ruptura encurtada Material fraco</p>	<p>Ex. Mudanças de litologia, intrusões ígneas, mineralização</p>

Fonte: Adaptado de Hudson e Harrison (1997).

A partir de vários estudos de casos de rupturas envolvendo rochas brandas em minas a céu aberto, Martin *et al.* (2018) dividem os modos de ruptura que ocorrem neste tipo de rocha em primários e secundários, os quais são descritos a seguir:

- **Modo Primário com ocorrência de deslizamento ao longo de uma interface/camada fraca:** comum em rochas acamadadas e que apresentam resistência de anisotropia, onde camadas pouco espessas podem controlar a estabilidade do talude.

- **Modo Primário com a ocorrência de deslizamento ao longo de uma superfície cisalhada desenvolvida através do maciço brando:** comum em maciço que se comporte como uma massa contínua (não apresenta acamamentos distintos) com deslizamento ocorrendo pela zona de cisalhamento, onde a distribuição das tensões no talude permite a formação de uma superfície “curva” (ruptura circular).
- **Modo Secundário com a ocorrência de deslizamento envolvendo estruturas reliquias existentes no maciço:** a estabilidade é controlada pelas estruturas.

3.2 CRITÉRIOS DE RUPTURA

Os critérios de ruptura buscam determinar através de equacionamento de tensões máximas que um material pode suportar antes de romper, fato corroborado por Pinto (2006) que afirma que estes são formulações que buscam refletir as condições em que ocorre a ruptura dos materiais. Ainda segundo este autor, há critérios que estabelecem máximas tensões podendo estas serem de compressão, de tração ou de cisalhamento e há ainda outros que levam em consideração a máximas deformações.

Para Giani (1992), os critérios de ruptura expressam a relação entre as componentes de tensão, de forma que a resistência ao cisalhamento de pico desenvolvida sob vários níveis de tensão possa ser prevista.

Dentre os principais critérios pode-se citar: Mohr Coulomb, Hoek & Brown, Barton & Bandis.

Critério de Mohr Coulomb

O critério mais simples e mais conhecido de ruptura para rochas é o critério de Mohr-Coulomb, que consiste em uma envoltória linear tangenciando todos os círculos de Mohr, representando uma combinação crítica das tensões principais. Se aplica a materiais em que a resistência à compressão excede em muito a resistência a tração (GOODMAN, 1989 p.80-81)

Neste critério, para a determinação da resistência ao cisalhamento (τ), é necessário a realização de ensaios aplicando valores diferenciado de tensão principal menor (σ_3) e aumentando o valor de σ_1 (tensão principal maior) até que a ruptura ocorra.

Chácara (2017), explica que a envoltória de ruptura, no espaço das tensões normal e cisalhante, é traçada a partir dos círculos de Mohr que representam o estado de tensão principal no instante da ruptura de cada ensaio. No caso do critério de Mohr-Coulomb, a envoltória é definida como uma linha reta que tangencia os diversos círculos. O coeficiente linear desta reta é definido como a coesão (S_i) e o coeficiente angular está relacionado ao ângulo de atrito do material (ϕ).

Vieira da Costa (2009), corrobora com a interpretação acima, comentando que a resistência ao cisalhamento é definida pelo valor da coesão e do ângulo de atrito em função da tensão cisalhante e tensão normal atuantes no plano de ruptura, representado pelo ponto de tangência de uma reta ao círculo de Mohr, definindo a envoltória de ruptura ou envoltória de Coulomb. A expressão que define o critério de Mohr Coulomb em termo de tensões é dada ela expressão abaixo e representada pela figura 2:

$$\tau = S_i + \sigma \tan \varphi \quad (\text{Eq. 1})$$

onde:

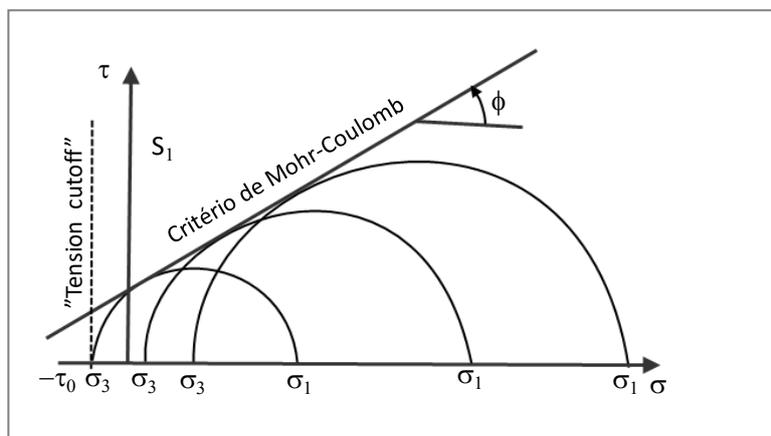
τ = Tensão cisalhante

S_i = Coesão ou intercepto da coesão

σ = Tensão normal

φ = Ângulo de atrito

Figura 2: Representação gráfica do critério de ruptura de Mohr Coulomb.



Fonte: Goodman (1989).

Fiori e Carmignani (2001 *apud* Lopes, 2006), relatam que o critério de Mohr-Coulomb também pode ser utilizado na representação da resistência residual, que corresponde a resistência mínima experimentada pelo material após o pico devido à deformação, onde a coesão pode aproximar-se de zero, enquanto o ângulo de atrito residual (ϕ_r) poderá variar entre zero e o ângulo de atrito de pico.

De um modo geral, é o critério de resistência mais conhecido e simples de ser empregado, sendo utilizado em solos, alguns tipos de rochas intactas e em superfície planas e lisas.

Critério de Hoek & Brown

A origem deste critério está ligada aos estudos de resistência à ruptura da rocha intacta desenvolvidos por Hoek (1968), e nos resultados dos estudos de Brown (1970) baseados na modelagem do comportamento das descontinuidades em maciço rochoso, propondo, desta forma, em 1980, um critério de resistência para ajuste de dados típicos de rochas duras, sendo aplicável também em maciços rochosos. De acordo com Penido (2006), estes autores procuraram estabelecer uma relação entre o critério empírico e as observações geológicas, através de classificações geomecânicas.

É uma metodologia que estima os parâmetros de resistência do maciço rochoso, considerando os parâmetros da rocha intacta e das características das descontinuidades.

Segundo Hoek *et al.* (2002), para calcular os parâmetros de resistência do maciço rochoso, deve-se primeiramente determinar as propriedades da rocha intacta, sendo posteriormente introduzidos no cálculo, os fatores para redução destas propriedades, com base nas características das descontinuidades do maciço rochoso.

Quando a linearidade no gráfico ($\sigma \times \tau$) não ocorrer de acordo com o critério de Mohr-Coulomb, Hoek & Brown (1980 *apud* Sá, 2010) sugerem uma curva $\sigma_1 \times \sigma_3$ para ruptura de maciços rochosos e rocha intacta, definida pelas seguintes equações:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m\sigma_3\sigma_c + s\sigma_c^2} \quad (\text{Eq. 2})$$

$$\tau = A\sigma_c + (\sigma/\sigma_c + \sigma_t/\sigma_c)^B \quad (\text{Eq. 3})$$

onde:

σ_1 = Tensão principal maior na ruptura;

σ_3 = Tensão principal menor na ruptura;

σ_c = Resistência à compressão uniaxial da rocha intacta;

m = Constante do material que controla a curva t_1 versus t_3 ;

s = Constante do material que controla a localização no espaço da curva σ_1 versus σ_3

τ = Resistência ao cisalhamento sob dada condição de tensão normal σ ;

A e B = Constantes do material.

Penido (2006), esclarece que nas equações (2) e (3) os valores de σ_1 e σ_3 são tensões aplicadas, responsáveis pela ruptura nos ensaios triaxiais sobre rochas intactas e quando se usa os valores de σ_3 versus $(\sigma_1 - \sigma_3)^2$, a equação gera uma reta e a partir de regressão linear pode-se obter os parâmetros de resistência m e s de Hoek & Brown. Este autor ainda relata sobre as hipóteses assumidas pelo critério, que são:

- O critério é válido para tensões efetivas confinantes de valor máximo igual à resistência à compressão simples;
- No caso de material saturado, a resistência à compressão não-confinada (σ_c) pode ser reduzida em até 50%;

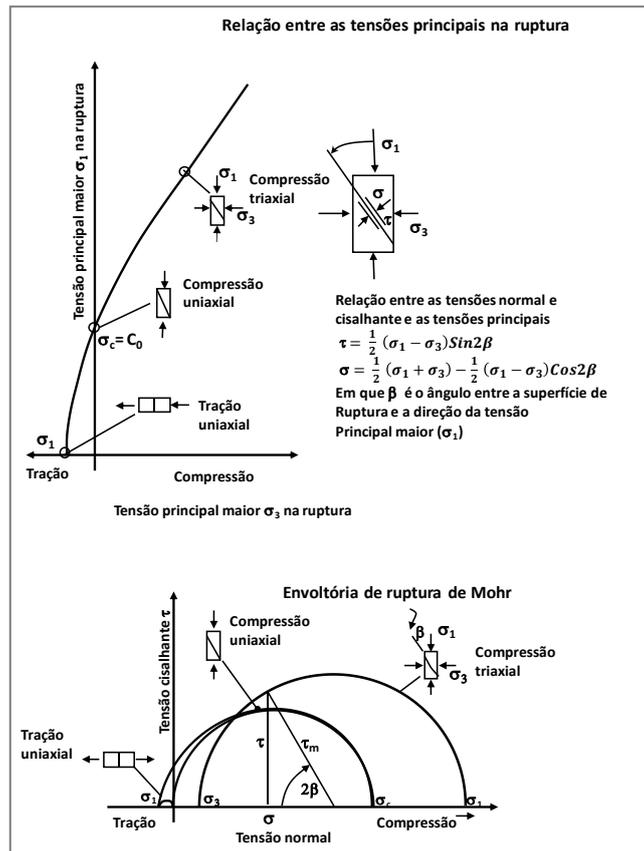
A resistência da rocha intacta, como se sabe, é influenciada pelo tamanho do espécime; assim, a mesma deve ser determinada em corpos de prova de tamanho padronizado (diâmetro = 50mm e relação altura/diâmetro entre 2 e 3); do contrário, deve ser corrigida, através de relação empírica, para tal padrão.

Vieira da Costa (2009), ressalta que para as rochas intactas adota-se $s = 1$, obtendo-se os valores de m e σ_c através de ensaios de laboratório e para maciços fraturados o valor de σ_c deve ser determinado em laboratório através de ensaio de compressão uniaxial ($\sigma_3=0$) ou correlações com outros ensaios, como o de carga puntiforme ou martelo de Schmidt.

Sá (2010), considera que a questão do “efeito escala” está diretamente relacionado ao método, pois não há como transportar os dados da escala de laboratório para um maciço rochoso por não haver representatividade, ocorrendo assim, problemas de correlação dos parâmetros de resistência. Quando isto ocorre, o método de Hoek & Brown propõe que os parâmetros de resistência sejam obtidos por meio de

classificações geomecânicas. A figura 3 apresenta a representação gráfica do critério de Hoek&Brown no espaço de Mohr.

Figura 3: Representação gráfica do critério de Hoek & Brown nos espaços de Mohr e das tensões principais.



Fonte: Vargas Jr. *et al.* (1992 *apud* Penido, 2006)

Critério de Barton & Bandis

Santos (2015) relata que este critério foi criado em 1982 por Barton-Bandis, de forma empírica, através de análises de ensaios de cisalhamento em juntas artificiais para determinação da resistência ao cisalhamento de discontinuidades que apresentam rugosidade.

A equação representativa deste critério é expressa em:

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} [JRC \log_{10} (JCS/\sigma) + \varphi] \quad (\text{Eq. 4})$$

onde:

σ = tensão normal τ = Resistência ao cisalhamento

JCS (*Joint Compressive Strength*) = resistência à compressão uniaxial da rocha intacta adjacente à descontinuidade

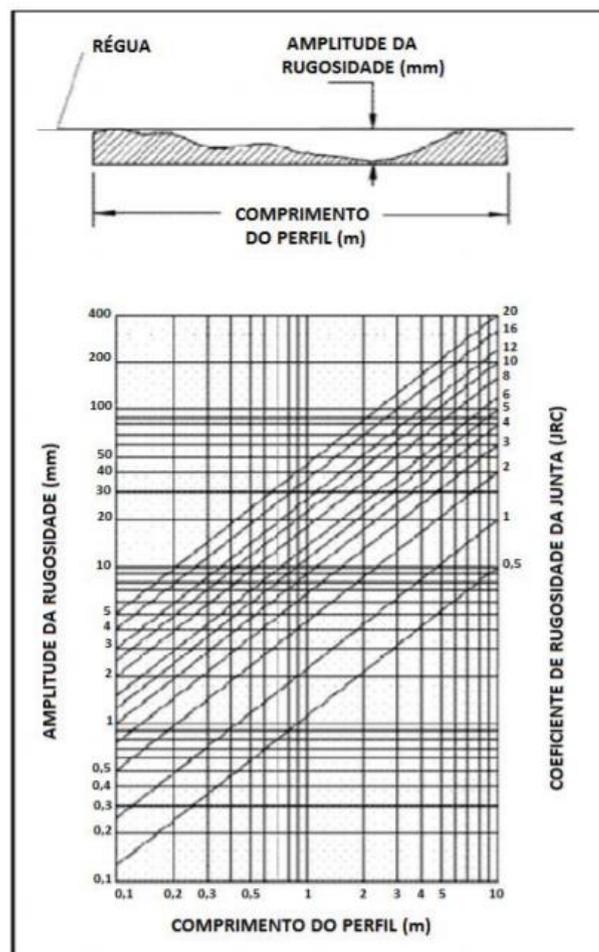
ϕ = ângulo de atrito básico da rocha intacta

JRC (*Joint Roughness Coefficient*) = coeficiente de rugosidade da junta.

O ábaco de Barton (1982) é utilizado para determinar o JRC através dos valores de amplitude e rugosidade verificados nas juntas observadas em campo (Figura 4).

Barton e Choubey (1997 *apud* Lopes, 2006) relatam que uma junta rugosa alterada, ou seja, com JRC alto e JCS baixo, sofre maior dano durante o cisalhamento do que uma junta resistente e mais lisa, isto é, com JCS alto e JRC baixo.

Figura 4: Estimativa do JRC – Coeficiente de rugosidade da junta.



Fonte: Adaptado de Barton (1982)

3.3 ANÁLISES DE ESTABILIDADE DE TALUDES

Taludes de minas a céu aberto são definidos em função das orientações dos corpos mineralizados, das características geológicas da rocha encaixante, do tipo de equipamentos e logística de transporte, e, principalmente das propriedades geomecânicas do maciço. Porém, o fator economicidade sempre é o mais considerado, implicando nos dias atuais, em cavas com taludes operacionais e finais cada vez mais íngremes (SÁ, 2010, p. 13).

A verificação do comportamento geotécnico da geometria de taludes, seja em obras civis ou de mineração é realizada através da análise de estabilidade, que avalia se estas obras se encontram em condição estável, através da determinação do fator de segurança (FS) associado a uma superfície potencial de ruptura. Se o FS for igual a 1, considera-se a situação do equilíbrio-limite. No caso de ser maior que 1, pode-se dizer que o talude está estável.

Pimenta Júnior (2005), afirma que a análise de estabilidade envolve um conjunto de procedimentos, visando à determinação de um índice ou de uma grandeza que permita quantificar o quão próximo da ruptura um determinado talude ou encosta se encontra, para um determinado conjunto de condicionantes atuantes (pressões neutras, sobrecargas, geometria, etc.).

Cavalcante (1997), assinala que os primeiros métodos de análise de estabilidade desenvolvidos, que eram considerados como convencionais, buscavam prever a possibilidade de rupturas pelo estudo das forças que atuam ao longo de uma superfície potencial de ruptura, considerando que taludes estáveis seriam aqueles onde a relação entre as forças e/ou momentos resistentes e atuantes é maior ou igual a 1 (um).

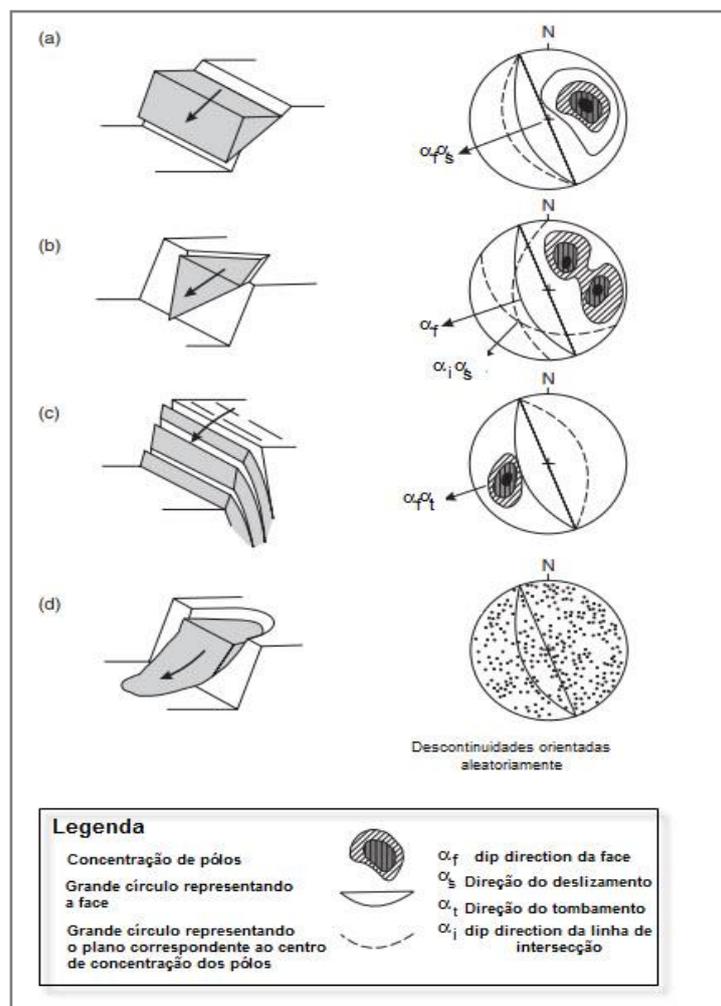
De acordo com Niday (2015), as técnicas convencionais de análises de estabilidade podem ser divididas em métodos cinemáticos, equilíbrio limite, retroanálises e, mais recentemente, técnicas usando elementos finitos ou modelos numéricos de elementos discretos, sendo que estes últimos apresentam cálculo de fatores de segurança mais rigorosos. Ainda segundo este autor, os métodos utilizando elementos finitos são mais complexos em termos de uso, pois requerem informações muito mais detalhadas da superfície de ruptura. Também são utilizados para detalhamento das análises métodos com abordagem probabilística.

3.3.1 Análises Cinemáticas

O método utilizando análise cinemática para avaliação das condições de estabilidade de talude são inteiramente qualitativos, não produzindo fatores de segurança e levam em consideração a presença de estruturas geológicas, como planos de fraqueza na criação de blocos instáveis.

Hoek & Bray (1981), corroborado por Wyllie e Mah (2004), levando em consideração critérios geométricos e cinemáticos, definiram quatro modos de rupturas: circular, planar, em cunha e por tombamento. Além dessas supracitadas, deve-se considerar a possibilidade de ocorrência de rupturas complexas. A Figura 5 mostra a representação das projeções estereográficas e modos de ruptura associados.

Figura 5: Principais tipos de ruptura de talude e condições geológicas estruturais (a) Ruptura Planar em rocha (b) Ruptura em cunha (c) Tombamento (d) Ruptura circular.



Fonte: Adaptado de Wyllie e Mah (2004)

Hoek *et al.* (2000), afirmam que as rupturas de taludes rochosos são eventos geológicos controlados por processos físicos naturais, onde os modelos geológicos-geotécnicos usados para entender e analisar esses processos devem incluir informações sobre litologia, mineralização, alteração, intemperismo, hidrogeologia, características do maciço rochosos, como persistência e condição das discontinuidades, principais estruturas e domínios estruturais, com dados suficientemente detalhados para que tendências estatísticas significativas possam ser derivadas e usadas em modelos analíticos.

3.3.2 Análises por Equilíbrio Limite

Nas análises por equilíbrio limite se utiliza o Método das fatias ou Método Sueco, que de acordo com Pimenta Júnior (2005), não considera a massa deslizada como um todo, porém, divide esta massa em pequenas fatias que são analisadas individualmente como um único bloco de escorregamento, que podem ser interpretados como acomodamentos complexos na geometria do talude, variáveis nas condições do solo e a influência de carregamentos.

De acordo com Rezende (2013), por não apresentar restrições quanto à heterogeneidade do solo, geometria do talude e tipo de análise (em termos de tensões totais ou efetivas), este método é o mais utilizado em estudos de estabilidade. Além disso, permite também a inclusão da distribuição de poropressão.

As análises utilizando equilíbrio limite fornecem uma avaliação quantitativa, onde o fator de segurança (FS) é obtido através da razão entre a resistência ao cisalhamento do solo (S) e a tensão cisalhante atuante ou resistência mobilizada (τ), conforme pode ser observada na figura 6, sendo sua equação definida por:

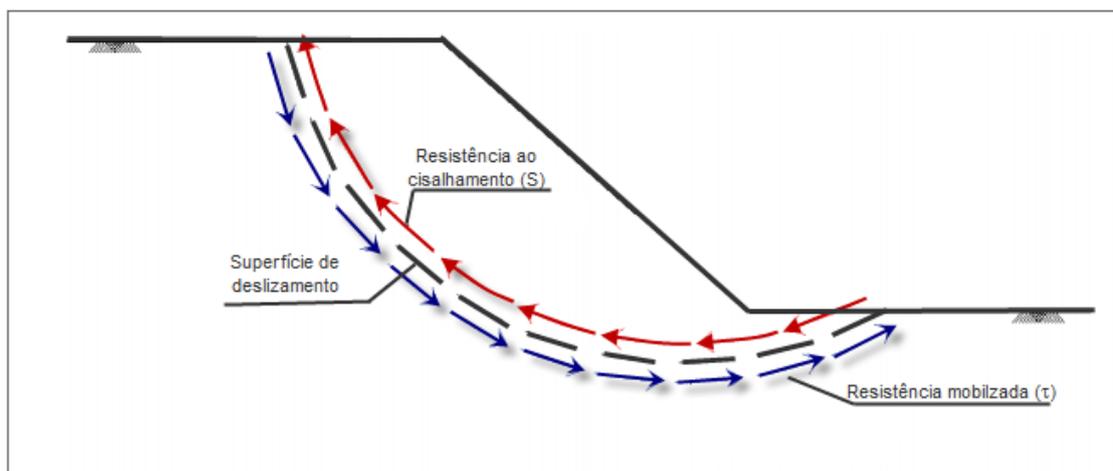
$$FS = \frac{S}{\tau} \quad (\text{Eq. 4})$$

Onde:

S= resistência ao cisalhamento

τ = tensão cisalhante atuante

Figura 6: Resistência ao cisalhamento e resistência mobilizada



Fonte: Adaptado de Gerscovich (2009)

Segundo Campos (1985), o fator de segurança é assumido neste método como sendo constante ao longo desta superfície, sendo resolvido a partir de equações que satisfaçam o equilíbrio estático de forças em duas direções ortogonais e/ou de momentos.

De acordo com Silva (2011), as componentes das forças bem como dos momentos resistentes são consideradas positivas se constituem um impedimento ao movimento da massa de solo. No entanto, essas mesmas componentes são por vezes incluídas com sinal negativo no denominador, por se considerar que impõem uma redução do valor da ação instabilizadora sobre o talude. Estas duas possibilidades de análise podem conduzir a fatores de segurança diferentes, problema que não acontece se for utilizada a Eq. 7, em que o numerador é definido pelo critério de ruptura a ser utilizado. Apesar disso, grande parte dos métodos de equilíbrio limite definem FS a partir da equação de equilíbrio de momentos.

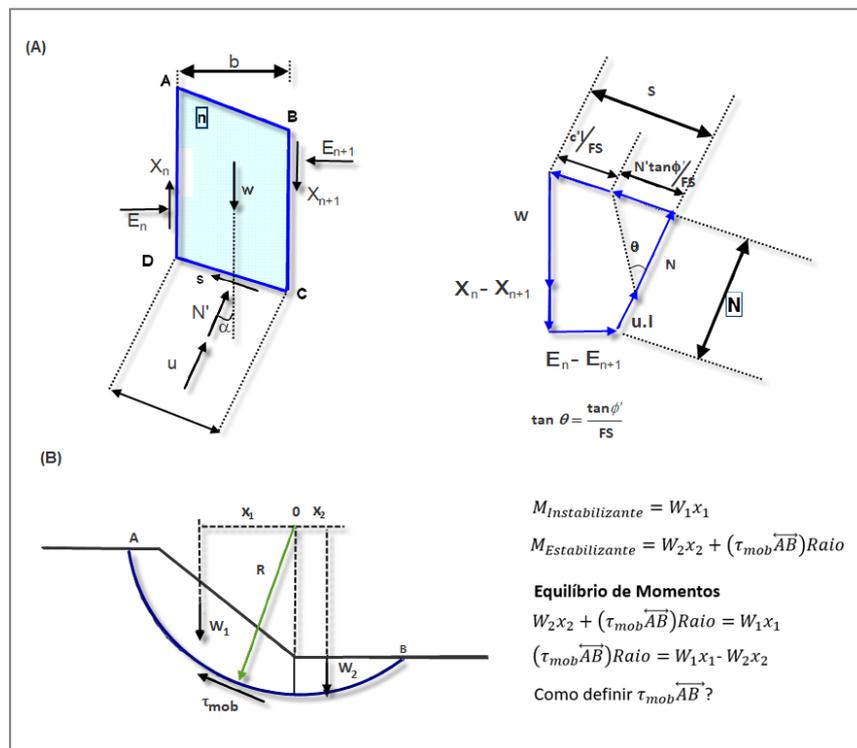
Para Campos (1985), como estes elementos de estática juntamente com o critério de ruptura adotado, não são suficientes para tornar a análise determinada, devido a um maior número de incógnitas presentes nas equações que solucionam o problema, foram desenvolvidas diferentes hipóteses na tentativa de resolver a indeterminação existente. Esse fato deu origem a vários métodos, dentre os quais pode-se citar: Fellenius, Bishop Simplificado, Janbu Simplificado, Janbu generalizado, Spencer, GLE/Morgenstern-Price e Sarma.

Todos os métodos de equilíbrio limitem dividem a massa que irá deslizar em um número 'n' de fatias menores, onde cada fatia faz parte de um sistema de forças, conforme descrito abaixo:

- O talude é subdividido em fatias, assumindo a base da fatia como linear.
- É realizado o equilíbrio de forças em cada fatia, assumindo que as tensões normais na base da fatia sejam geradas pelo peso de solo contido na fatia. A resistência na base (s) pode ser definida em termos de tensões totais (Su) ou efetivas (c' e θ') (Figura 7A).
- É calculado o equilíbrio do conjunto por meio da equação de equilíbrio de momentos em relação ao centro do conjunto por meio da equação de equilíbrio de momentos em relação ao centro do círculo, considerando os pesos e as forças tangenciais na base das fatias (Figura 7B).

As equações de equilíbrio e de resistência ao cisalhamento são aplicadas a todas as fatias. As incógnitas envolvem não só o FS, como também os esforços atuantes na base e no contato entre as fatias, além do ponto de aplicação dessas resultantes (REZENDE, 2013, p. 28).

Figura 7: Forças atuantes e o polígono de forças em uma fatia.



Fonte: Adaptado de Gerscovich (2009)

Alvares (2004), relata que de uma maneira geral, estes métodos podem ser divididos em dois grandes grupos, dependendo se as premissas adotadas nos métodos satisfazem ou não todos os requisitos de equilíbrio global e para cada fatia individualmente:

- **Não rigorosos:** métodos que não satisfazem integralmente as premissas de equilíbrio estático global ou para as fatias individuais;
- **Rigorosos:** métodos que satisfazem integralmente estas condições de equilíbrio e, assim, teoricamente fornecem resultados mais confiáveis.

Campos (1985) resume os principais métodos de equilíbrio limite, tipo de rigorosidade, hipóteses adotadas (Tabela 2).

Tabela 2: Características de alguns métodos de equilíbrio limite rigorosos e não rigorosos

MÉTODO	TIPO	HIPÓTESE ADOTADAS	SUPERFÍCIE DE RUPTURA/COMENTÁRIOS
Fellenius (1923)	Não Rigorosos	Desconsidera forças entre fatias	Circular
Bishop Simplificado (1955)	Não Rigorosos	A resultante das forças entre fatias é horizontal, ou seja, as forças cisalhantes entre as fatias é nula.	Circular – n hipóteses sobre o ponto de aplicação da força normal e (n-1) sobre a magnitude das forças cisalhantes entre fatias (uma hipótese em excesso). FS é determinado a partir de equilíbrio de momentos.
Janbu Simplificado (1968)	Não Rigorosos	A resultante das forças entre fatias é horizontal. Um fator de correção empírico é usado para levar em conta as forças cisalhantes entre fatias.	Qualquer – Valores de FS sugeridos para condições de solos homogêneos. FS é determinado a partir de equilíbrio de forças.
Janbu Generalizado (1968)	Não Rigorosos	Localização da força normal entre fatias definida por uma linha de empuxo arbitrária.	Qualquer – n hipóteses sobre o ponto de aplicação da força normal e (n-1) sobre o ponto de aplicação das forças normais entre fatias (uma hipótese em excesso). O equilíbrio de momentos da última fatia não é satisfeito já que a posição da última força normal não é utilizada. FS é determinado a partir de equilíbrio de momentos.
Spencer (1967)	Rigorosos	A resultante das forças entre fatias tem inclinação constante através da massa de solo.	Circular ou qualquer. Método igual ao de Morgenstern – Price com $f(x)=1$
GLE/Morgenstern-Price (1967)	Rigorosos	A direção da resultante das forças entre fatias é definida usando uma função arbitrária $f(x)$. A porcentagem da função, λ , requerida para satisfazer equilíbrio de forças e momento é calculada.	Qualquer – n hipóteses sobre o ponto de aplicação da força normal e (n-1) sobre o relacionamento relativo entre a magnitude das forças entre fatias. Incógnita λ introduzida. Fatias de espessura finita no GLE e infinitesimais no Morgenstern – Price.
Sarma (1973)	Rigorosos	A resistência interna entre fatias é mobilizada. A distribuição da resultante das forças cisalhantes entre fatias é definida usando uma função arbitrária. A % da função requerida para satisfazer o equilíbrio estático é calculada.	Qualquer – n hipóteses sobre o ponto de aplicação da força normal e (n-1) sobre a magnitude relativa das forças cisalhantes entre fatias. Incógnita λ introduzida.
Sarma (1979)	Rigorosos	A resistência ao cisalhamento é mobilizada nos lados de todas as cunhas. Utiliza cunhas em vez de fatias com inclinação variada das interfaces para reproduzir condições críticas.	Qualquer – (n-1) hipóteses sobre o relacionamento relativo entre as forças entre cunhas e (n-1) hipóteses sobre o ponto de aplicação da força normal ou da força cisalhante entre cunhas. Solução na forma de um fator de aceleração crítico.

Fonte - Adaptado de Campos (1985)

De acordo com Ávila (1978 *apud* Vieira da Costa, 2009), para seções mais complexas, as diferenças entre os métodos ficam evidentes. Portanto, a escolha dos métodos deve ser criteriosa, escolhendo-se sempre os mais rigorosos, mesmo que alguns apresentem deficiências numéricas que dificultem a convergência da solução.

Sobre a definição do critério de aceitabilidade do fator de segurança, Martin *et al.* (2018), comentam que este permite aos *stakeholders* a definição do nível de desempenho requerido para o talude na eventualidade de uma instabilidade ou ruptura.

A tabela 3 apresenta o critério de aceitabilidade do fator de segurança para rochas brandas e para rochas duras de acordo com Martin *et al.* Modificado de Read e Stacey (2009).

Tabela 3: Critério de aceitação para talude em rochas brandas (R0-R2) e para rochas duras (R3-R6)

Escala de talude	Consequência da falha	Critério de Aceitação	
		FoS (min., estático)	PoF (max., $P[FoS \leq 1]$)
Bancada	Baixa-Alta	1.1	25-50%
Interrampa	Baixa	1.15-1.2	25%
	Média	1.2	20%
	Alta	1.2-1.3	10%
Global	Baixa	1.2-1.3	15-20%
	Média	1.3	5-10%
	Alta	1.3-1.5	$\leq 5\%$

Fonte – Martin *et al.* (2018, modificado de Read e Stacey, 2009).

Niday (2015), sugere que para estruturas permanentes este fator deve ficar na faixa de 1.3 a 1.5, mas, para taludes temporários de mina e que são extensivamente monitorados este valor pode ser estabelecido entre 1.0 a 1.1.

Apesar da importância da análise de estabilidade dentro do estudo de taludes e encostas, deve-se sempre ter em mente que a qualidade e a confiabilidade dos resultados obtidos com estes métodos são diretamente dependentes dos parâmetros que alimentam os diferentes modelos de análise, reforçando a importância da caracterização geológica-geotécnica e do correto entendimento dos agentes, causas, geometria, etc, do escorregamento analisado. (PIMENTA JUNIOR, 2005, p.9).

3.3.3 Análises por Elementos Finitos

Cavalcante (1997), comenta que a evolução tecnológica ocorrida na indústria de mineração fez surgir a necessidades de estudos mais robustos de taludes com alturas elevadas, principalmente em relação ao estado deformaçionais, visto que as deformações sofridas pelo maciço podem gerar tantas perdas quanto a ruptura do talude.

Ainda segundo este autor, o desenvolvimento de métodos com base em princípios tensão e deformação utilizando métodos numéricos, modelos constitutivos dos materiais que compõem o maciço e do estado de tensões atuantes, simulando as condições ideais do talude, analisando seu comportamento deformacional e possíveis rupturas.

As análises com MEF (Método de Elementos Finitos) permitem avaliar as deformações do maciço, tendo em conta o estado de carregamento inicial e final, além de considerar a distribuição das tensões e deformações resultantes de uma maneira mais realista, que, por sua vez, não é levada em conta nos métodos de equilíbrio limite. Adicionalmente, permitem analisar a evolução das rupturas (rupturas progressivas) à medida que a plastificação se expande pelo maciço (VIEIRA DA COSTA, 2009, p. 10).

Para Martin *et al.* (2018), a aplicação de modelamento numérico nas análises de estabilidade em minas a céu aberto aumentou significativamente nos últimos 10 anos, principalmente devido ao avanço tecnológico, bem como o desenvolvimento de softwares mais amigáveis. Esses autores sugerem que para as configurações de talude para minas em rochas brandas, um modelo numérico que prediz deformação e/ou estabilidade para um grau aceitável de confiabilidade deve incluir:

- Relações representativas de tensão-deformação, incluindo o comportamento residual de pico de tensões cisalhantes;
- Anisotropia;
- Distribuição de Poropressões;
- Não homogeneidade decorrente da variação das propriedades do material com a profundidade, acamamento e/ou descontinuidades;
- Influência das tensões iniciais *in situ*;

- Sequencia fase/bancada.

Ainda de acordo com Martin *et al.* (2018), os métodos por equilíbrio limite assumem o material com comportamento rígido/perfeitamente plástico e são, portanto, incapazes de calcular o deslocamento e/ou deformação. Por outro lado, os modelos numéricos calculam deslocamento e deformação, podendo usar uma variedade de tipos de material para simular o comportamento de taludes em rochas brandas previamente identificado (por exemplo, perda de coesão).

3.3.4 Retroanálises

Quando um talude sofre um colapso, admite-se que o fator de segurança no momento da ruptura, tenha alcançado o valor da unidade, então, busca-se reconstruir as condições do talude pré-ruptura, quer seja nas condições de geometria, quer seja nas principais forças atuantes (GUIDICINI e NIEBLE, 1984, p.112).

Este método de avaliação de estabilidade é conhecido como retroanálise e permite a obtenção de parâmetros de resistência que podem ser empregados em projetos na mesma área.

De acordo com Serra Jr. e Ojima (1998), a retroanálise utilizada em análise de estabilidade de taludes compreende basicamente o estudo das condições em que ocorreu determinada ruptura. A reconstituição do mecanismo de instabilidade e a aplicação das técnicas de retroanálise configuram um ensaio em escala natural, que complementado por ensaios de laboratório ou *in situ*, permitem a determinação dos parâmetros de resistência com maior confiança.

A análise da condição estabelecida na ruptura requer a reconstrução geométrica, sendo utilizados no caso de taludes de mineração, dados de levantamento topográfico de avanço de lavra, a partir do qual, serão elaboradas seções críticas, onde a superfície de ruptura está delimitada. A realização de retroanálises, então, permite a identificação da existência, ou não, de participação de estruturas geológicas (descontinuidades que possam ter sido importantes no mecanismo de ruptura).

Para Guidicini e Nieble (1984), existem basicamente 3 incógnitas a serem compreendidas que são a coesão, ângulo de atrito ao longo do plano de movimentação e as pressões exercidas pela água no interior do talude, por ocasião do colapso.

Augusto Filho e Virgili (1998), ressaltam que a técnica da retroanálise consiste na realização de cálculos tentativos do fator de segurança, até ajustar os parâmetros de resistência do maciço (coesão e ângulo de atrito) à situação de $FS = 1,0$. Ainda segundo esses autores, como os valores típicos de ângulo de atrito para diferentes classes de terrenos apresentam menores dispersões, eles são preestabelecidos e a coesão é obtida por decorrência.

Em um entendimento mais observacional dos resultados da retroanálises, Wolle (1980 *apud* Gomes, 2003), esclarece que a predominância da coesão sobre o ângulo de atrito tendem a gerar superfícies de ruptura mais profundas no maciço, enquanto que, no caso inverso (elevados valores do ângulo de atrito e baixa coesão), tendem a provocar superfícies de rupturas mais rasas, isto é, nas regiões do maciço na qual as tensões de confinamento sejam mínimas.

Segundo Vieira da Costa (2009), as retroanálises típicas dos métodos por equilíbrio limite baseiam-se em três principais pontos:

- Existência de uma superfície de menor fator de segurança por onde as forças são mobilizadas e por onde provavelmente se dará a ruptura;
- As condições geológicas, topográficas e de nível de água devem ser conhecidas;
- O campo de tensões envolvidas na superfície de ruptura segue o critério de Mohr-Coulomb.

Para Martin *et al.* (2018), em minas a céu aberto, as maiores incertezas trabalhadas na retroanálises de taludes dizem respeito a geometria da superfície de ruptura, visto que muitas vezes, apenas a localização do pé e crista do talude rompido ou das trincas de tensão são conhecidas com certa confiabilidade.

A retroanálise é uma importante ferramenta de observação e análise de rupturas em taludes, que permite identificar as condições a que estes eventos foram impostos, obtendo resultados relevantes a serem aplicados na estabilização de taludes e/ou em novos projetos.

3.4 MONITORAMENTO GEOTÉCNICO

Catwood e Stacey (2006), fazem uma consideração relevante sobre monitoramento de taludes quando relatam que este é tratado como uma operação auxiliar, pois não contribui diretamente para a produção da mina, contudo tem um benefício econômico definitivo quando fornece alertas antecipados para evitar perda de vida, danos ao equipamento, perda de produção e possivelmente o fechamento da mina.

De acordo com Carla *et al.* (2017), a detecção dos processos de deformação de um talude, que podem levar à sua ruptura é um aspecto crítico nos campos da geomecânica e geologia de engenharia. A mitigação do risco de ruptura de talude requer conhecimento da geologia estrutural, das propriedades da massa rochosa, da influência da água e outras forças externas na área monitorada. O tópico é particularmente preocupante em minas a céu aberto, onde as operações de produção devem prosseguir em alta taxa e, ao mesmo tempo garantir a segurança de pessoas e a integridade dos equipamentos de mineração.

Severin *et al.* (2014), afirmam que o monitoramento de taludes com o uso de radares, prismas geodésicos, observações visuais e outras instrumentações geotécnicas formam uma componente chave nos programas modernos de gerenciamento de risco para maioria das companhias de mineração. Ainda segundo esses autores, os programas de gerenciamento de risco são planejados com foco em avisos antecipados de uma ruptura iminente, permitindo a minimização de riscos de acidentes pessoais e a maximização da produção em virtude da redução de tempo ocioso da mina.

Moore *et al.* (1991), assinalam que um monitoramento de talude efetivo precisa levar em consideração duas etapas: monitoramento de investigação e monitoramento de previsão.

- **Monitoramento de investigação:** deve fornecer entendimento de como o talude se comporta no tempo de respostas típicas a eventos externos (precipitações e variações sazonais).

- **Monitoramento de previsão:** deve fornecer avisos de mudanças no comportamento, permitindo a delimitação do dano ou intervenção para prevenir deslizamentos perigosos.

De acordo com Eberhardt *et al.* (2008), as técnicas utilizadas para prevenção de rupturas iminentes (previsão temporal) são fenomenológicas baseadas em medições

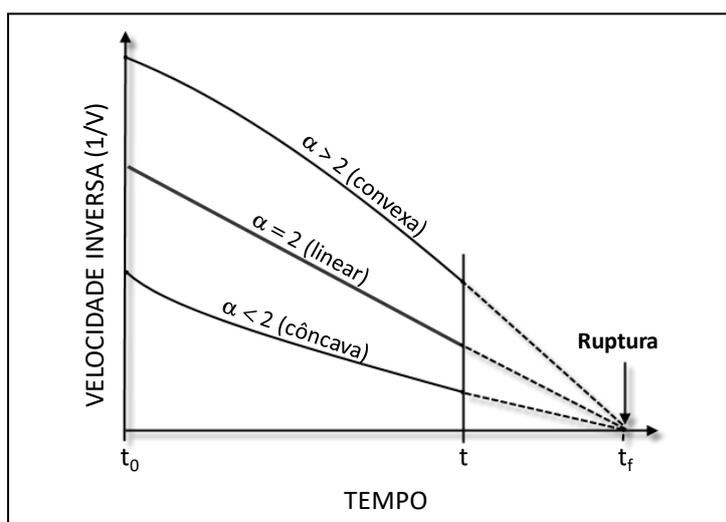
de deslocamentos de superfície monitoradas, que se extrapoladas ou analisadas, geram acelerações que excederam o limite estabelecido com base em padrões anteriores.

O método da velocidade inversa proposto por Fukuzono em 1985 é citado para o monitoramento de previsão por Rose e Hungr (2007), que demonstraram em seu estudo, com dados de monitoramento, que o método da velocidade inversa é uma ferramenta importante na análise da previsão de rupturas de talude. De acordo com estes autores, a técnica consiste em calcular a taxa de deformação do talude (velocidade) e traçar o inverso da taxa de deformação em função do tempo (velocidade inversa em função do tempo). À medida que a velocidade ou taxa de deformação aumenta, o inverso tenderá a zero, e com uma regressão de linha reta pode ser usada para encontrar a intersecção no eixo horizontal, sendo esta interceptação o tempo esperado de colapso (Figura 8).

Segundo Venter *et al.* (2013), a previsão do tempo esperado de colapso é um aspecto importante da gestão da estabilidade do talude a céu aberto, uma vez que determina as ações apropriadas a serem tomadas.

As medidas de deformação, deslocamentos e poropressões obtidas com a instrumentação, segundo Augusto Filho e Virgili (1998), traduzem indiretamente as condições de estabilidade e devem ser analisadas e tratadas com a utilização de modelos matemáticos, correlações e experiência anterior acumulada.

Figura 8 Velocidades inversa versus a relação de tempo precedente à ruptura do talude.



Fonte: Adaptado de Fukuzono (1985 apud Rose e Hungr, 2007).

Atualmente, existem vários tipos de equipamentos e instrumentação que auxiliam a geotecnia no trabalho de monitoramento geotécnico, sejam em obras civis ou de mineração. A tabela 4 apresenta os principais tipos e os parâmetros medidos para o comportamento do maciço.

Tabela 4: Principais instrumentações e equipamentos e parâmetros obtidos no monitoramento geotécnico.

Instrumentação	Parâmetros
Marcos superficiais Estações Totais/Prismas ópticos GPS Extensômetros Medidores de recalque Radares Terrestre Radar Interferométrico (InSar) <i>Laser Scanner</i> Sismógrafo Inclinômetros	Deslocamento/Deformação
Piezômetros (Casagrande, pneumático, elétrico, corda vibrante) Tensiômetros (pressões negativas de sucção)	Poropressão
Indicadores de nível d'água	Nível d'água
Medidores de vazão	Vazão d'água

Fonte: Autor (2019)

Stacey *et al.* (2018), consideram que a principal diferença na aplicação dos métodos de monitoramento gira em torno dos tipos de ruptura que pode ser antecipada, assim, rochas duras, fraturadas são propensas ao desenvolvimento de rupturas rápidas e quedas de blocos, enquanto taludes de rochas brandas tendem a desenvolver uma ruptura mais lenta, refletindo o começo de deformações plásticas.

Para Severin *et al.* (2014), os falsos alarmes ou incertezas nos dados da instrumentação são um problema, visto que, se o alarme é acionado e a ruptura acontece, o procedimento é um sucesso, caso contrário, o procedimento resulta em custos de paradas e atrasos de produção, bem como, a perda na confiabilidade do sistema.

A maioria das companhias de mineração vem modernizado seus monitoramentos convencionais, automatizando-os e/ou implantando tecnologias avançadas como utilização de radares (terrestres e InSar), GPS (GNSS), estações

robóticas, piezômetros (elétricos, corda vibrante, pneumáticos, etc.) e outras instrumentações que permitem a redução de tempo na coleta de dados, bem como na maior confiabilidade dos mesmos, além da não exposição de pessoas em área consideradas de risco.

3.4.1 Monitoramento - Poropressões e Nível freático

Um programa robusto de monitoramento de águas subterrâneas e superficiais é importante para assegurar uma operação segura, produção sustentável, confirmação de premissas de projeto e a capacidade de tomar ações corretivas no caso de instabilidade STACEY *et al.*, 2018, p. 360).

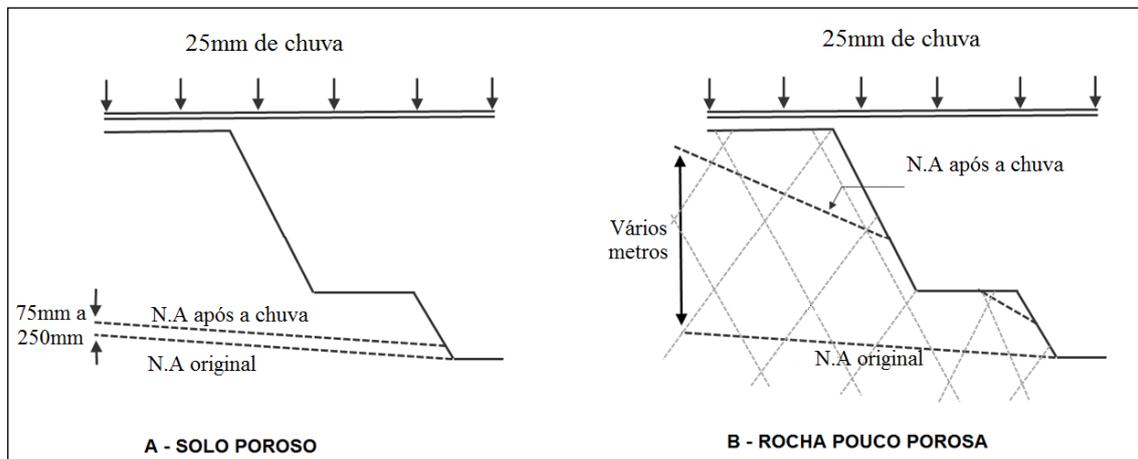
Em relação a dinâmica das águas superficiais e subsuperficiais no maciço entende-se que esta atua diretamente no processo de deflagração de rupturas, pois a sua participação incrementa as forças solicitantes e reduzem a resistência do maciço, fato corroborado por Azevedo e Albuquerque Filho (1998) que afirmam que nas condições dinâmicas, a força que a água exerce durante a percolação pode causar instabilidades, com alteração das características de resistência e deformabilidade dos maciços e ratificam o papel da hidrogeotecnia como ferramenta para entendimento do efeito mecânico da água diretamente (subpressões, força de percolação) ou indiretamente (alteração) nos maciços.

Augusto Filho e Virgili (1998), destacam os principais mecanismos de atuação das águas subsuperficiais no desencadeamento de rupturas:

- **Diminuição da coesão aparente:** em maciços terrosos, com a permeabilidade crescente com a profundidade tendem a formar linhas de fluxos subverticais que aumentam o grau de saturação, diminuindo os efeitos da coesão aparente com o avanço em profundidade da frente de umedecimento. Este processo pode levar a ruptura mesmo sem formação ou elevação do nível d'água.
- **Variação do nível piezométrico em massas homogêneas:** nestas condições aumenta as pressões neutras (poropressões), reduzindo as tensões efetivas e a resistência ao cisalhamento.
- **Elevação da coluna d'água em descontinuidades:** as elevações diminuem tanto as tensões efetivas, como podem gerar esforços laterais cisalhantes (descontinuidades ortogonais a superfícies de ruptura), contribuindo em ambos os casos para ruptura do

talude. O nível d'água sofre elevação mais intensa em taludes rochosos, do que nos terrosos em virtude de sua porosidade relativa (Figura 9).

Figura 9: Comparações da variação do nível d'água em taludes de solo e de rocha



Fonte: Adaptado Patton e Deere (1971).

Cerqueira (2017), considera que o monitoramento e observações de magnitude e variação da piezometria em um determinado meio podem ser vistos e especificados em relação a várias abordagens diferentes, sendo que cada uma destas abordagens do comportamento do fluxo da água subterrânea é caracterizada pela adoção de diferentes parâmetros de medição, diferentes tecnologias de aquisição das leituras e dos dados, diferentes métodos de instalação dos instrumentos e diferentes tempos de resposta às variações.

É importante ressaltar a diferença de nível do lençol freático ou nível d'água, carga piezométrica e poropressão. Estas diferenças foram bem definidas por Cerqueira (2017) e para melhor apresentação deste estudo foram colocados na tabela 5, bem como os instrumentos utilizados na sua medição.

Os piezômetros tipo Casagrande são os mais utilizados para o monitoramento de poropressões em taludes de mina, porém recentemente, aumentou o número de piezômetros tipo corda vibrante (VWP), que permitem que várias zonas do talude possam ser monitoradas, utilizando somente um furo para sua instalação, sendo possível medir além das poropressões, também avaliar o gradiente hidráulico.

Tabela 5: Definições de parâmetros hidrogeológicos e descrição de instrumentação geotécnica.

Parâmetro	Definição	Instrumento	Descrição do instrumento
Nível d'água (N.A)	O nível do lençol freático é definido como o nível da superfície de um corpo d'água, que apresenta pressão atmosférica.	Indicador de Nível d'Água (INA)	Tubo em PVC, tubo metálico ou tubo geomecânico, ranhurado ou perfurado na totalidade ou na grande maioria de seu comprimento, inserido em um furo de sondagem pelo qual água subterrânea percola através das ranhuras do tubo, e o nível da água do solo é medido pelo nível da água dentro deste tubo.
Carga Piezométrica	É a altura da coluna de um líquido que pode ser suportada pela pressão em um ponto específico	Piezômetros Casagrande	Tubo em PVC, tubo metálico ou tubo geomecânico, ranhurado ou perfurado em um ou mais trechos de geralmente 1 metro cada, inserido em um furo de sondagem. O fluxo da água subterrânea através das ranhuras do tubo submetida à uma determinada carga piezométrica faz com que o nível da água no interior da tubulação suba ou desça conforme a variação das condições deste fluxo.
Poros Pressão	É pressão da água subterrânea atuantes nos poros do solo e da rocha.	Piezômetros de corda vibrante (VWP)	Sensor piezométrico de corda vibrante, inserido em um furo de sondagem pré-perfurado por meio de uma estrutura de suporte, ou até mesmo, em determinadas ocasiões, cravados em solo mole.

Fonte: Autor (2019) adaptado para tabela a partir de Cerqueira (2017)

De acordo com Stacey, *et al.* (2018), um programa de monitoramento abrangente deve, idealmente, vincular a hidrogeologia e o monitoramento das poropressões com o monitoramento da deformação do talude. Segundo estes autores, a frequência das leituras de poropressão é frequentemente modificada para coincidir com a frequência de monitoramento de outros instrumentos geotécnicos, e há uma tendência crescente de integrar gráficos de parâmetros geotécnicos de radar, prisma ou extensômetros com gráficos de poropressão.

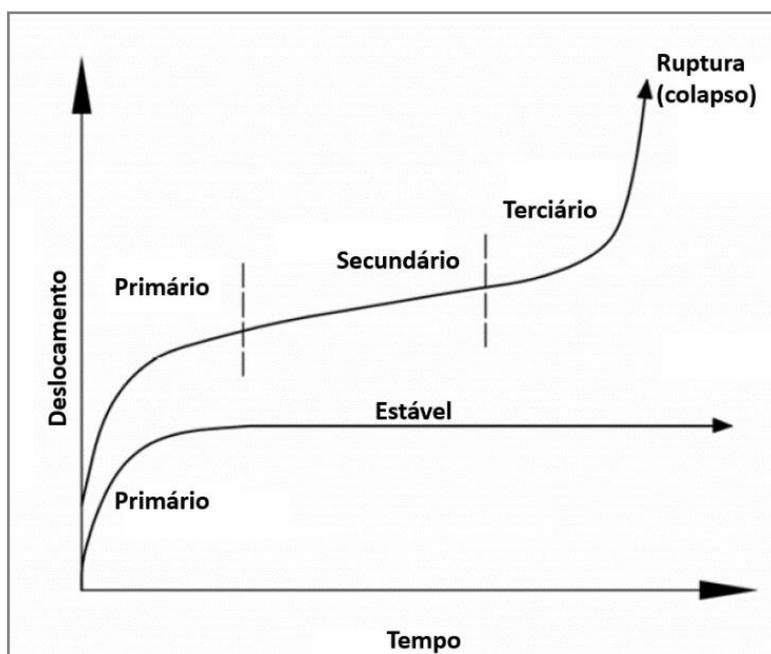
3.4.2 Monitoramento - Deslocamentos e Deformação

De acordo com Sullivan (2003 *apud* Sullivan, 2007), experiências tem mostrado que a maior parte das rupturas em talude passam por quatro estágios: Resposta Visco-Elástica, Rastejo (*creep*), Fraturamento e Deslocamento, Colapso ou Ruptura.

Fell *et al.* (2000 *apud* Sullivan, 2007), distinguiram os três primeiros estágios em primário, secundário e terciário de acordo com a taxa de deformação. No primeiro estágio há redução da taxa de deformação, no segundo estágio essa taxa permanece constante e no terceiro sofre aumento. A Figura 10 representa esses estágios de movimento do talude em direção ao colapso.

De acordo com Sullivan (2007), para explicar essa variedade de movimentos experimentados pelos taludes de cava é necessário dividir os movimentos em três períodos: movimentos pré-ruptura, movimentos de ruptura e movimentos pós ruptura. Esse sistema apresenta três benefícios, tais como permitir uma descrição completa dos tipos de movimentos que podem ocorrer no início de movimento de ruptura, identificação dos períodos de aceleração e mostrar o comportamento da deformações pós-ruptura.

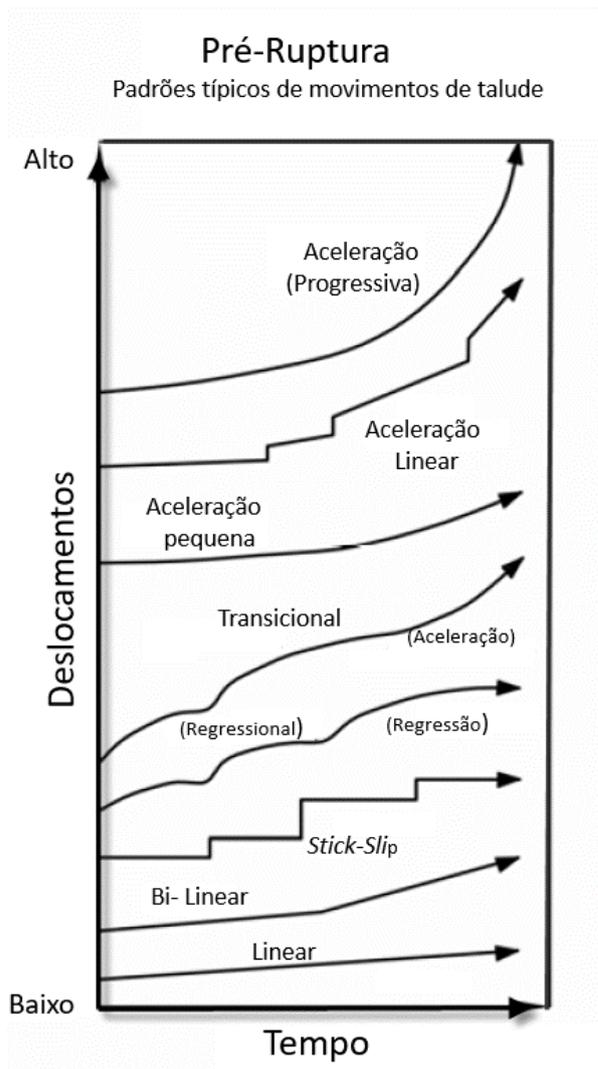
Figura 10: Representação esquemática dos estágios de movimentação/deslocamento (*creep*) em talude de cava.



Fonte: Fell *et al.* (2000 apud Sullivan, 2007)

Pela experiência de autores como Broadbent e Zavodni (1982), Sullivan (2003) e Zavodni (2001), todos citados em Sullivan (2007), foi possível reconhecer tipos de padrão de movimentos pré-ruptura como: Linear, Bi-linear, Stick-Slip, Regressivo, Progressivo, Transicional, Aceleração lenta, Aceleração linear e Aceleração progressiva. A figura 11 ilustra esse sistema.

Figura 11: Divisões da ruptura de taludes de cava em três períodos de movimentos – Pré-Ruptura, Ruptura e Pós-Ruptura.



Fonte: Adaptado de Sullivan (2007).

Para Brown *et al.* (2007), o fato do uso de prismas geodésicos no monitoramento de taludes ser mais empregado se deve ao fato de sua confiabilidade, baixo custo e de fácil execução. Atualmente, é rotina de monitoramento de numerosos prismas e várias bancadas, a utilização de estações robóticas, com recentes esforços de combinação deste sistema com o GPS.

O monitoramento de taludes, usando estações totais robóticas (RTS) para leituras de prismas distribuídos ao longo dos taludes da cava, é uma técnica padrão de monitoramento estratégico, que tem a capacidade de detectar relativamente pequenos movimentos, bem como, magnitudes totais (3D) e vetores (Stacey *et al.*, 2018, p. 359).

Severin *et al.* (2014), consideram que os dados de monitoramento de prismas são suscetíveis às incertezas relacionadas as condições geológicas e a cinemática do talude controlando o mecanismo de instabilidade, assim, a detecção do comportamento do talude em termos de aceleração do movimento pode ser um aviso prévio de ruptura iminente ou um alarme falso relativo a movimentos locais nas proximidades do prisma. Segundo estes autores, os dados de prismas devem ser utilizados em conjunto com os dados de radar no suporte a delimitação da área onde os deslocamentos estão sendo incrementados.

O monitoramento por RTS e prismas é uma técnica muito utilizada para calibrar outros tipos de monitoramentos e não devem ser descartados em prol de tecnologias mais avançadas, pois serve de complemento a estas.

O monitoramento utilizado o radar interferométrico de abertura sintética (InSar) está se tornando comum, principalmente, para diagnóstico de deformações de longo prazo. De acordo com Stacey, *et al.* (2018), não é adequado para alarmes em tempo real devido às aquisições fixas das imagens de satélite serem em 4, 8, 11 ou 16 dias repetidos, mas o verdadeiro benefício vem dos gráficos de deslocamento temporal e análise de tendências de alta precisão.

Outros tipos de radares como os terrestres se desenvolveram e apresentam-se como sistemas avançados, que fornecem medições de alta densidade e precisão sub-milimétricas, com capacidade de cobrir uma área ampla simultaneamente sem a utilização de refletores ou prismas, não sendo afetado por chuva, poeira, neblina, fumaça e vibrações externas. O sistema funciona escaneando a face do talude e comparando a medições feitas nos *pixels* com o escaneamento anterior, calculando a quantidade de deformações que ocorrem na área.

De acordo com Stacey, *et al.* (2018), a vantagem do monitoramento por radar terrestre sobre o sistema RST/prismas está relacionado ao fato do primeiro ser capaz de escanear a parede toda da cava, registrando áreas tão pequenas quanto alguns poucos metros quadrados, dependendo do tipo de equipamento e do alcance. Isto permite a detecção de movimentos que afetam áreas de superfície relativamente pequenas, bem como a delineação detalhada, rápida e frequente das taxas de movimento dentro de uma zona de deformação. Adicionalmente, Eberhardt *et al.* (2008), citam como outra vantagem o fato da aquisição dos dados em áreas amplas ser mais rápida e atualizada, em oposição a medições pontuais com a colocação de prisma ao usar o

sistema tradicional de monitoramento geodésico. Contudo, Stacey; *et al.* (2018), afirmam que em virtude do radar monitorar o movimento da sua linha de visão, não fornecerá tendências de movimento de vetor 3D, necessárias para analisar o mecanismo de instabilidade em potencial, não sendo assim, normalmente usados como o principal sistema estratégico de monitoramento de taludes.

Em área com vegetação, a capacidade de monitoramento via radar é reduzida e ruídos, algumas vezes, não são corrigidos. Neste caso, a utilização de outro tipo de monitoramento é sugerida, como por exemplo a aplicação do *Laser Scanner*.

3.4.3 Monitoramento – Pluviometria

É fato que as águas pluviais têm relação direta com a dinâmica das águas superficiais e subsuperficiais, sendo em alguns casos gatilhos, para o desenvolvimento de instabilizações de talude. A medição do volume de chuva (pluviometria) é feita através do pluviômetro, que é um aparelho simples que armazena a água da chuva, e quantifica o total precipitado por unidade de área em um determinado tempo.

Azevedo e Albuquerque Filho (1998), afirmam que as rupturas em rochas tendem a ocorrer quando ocorrem chuvas concentradas, enquanto em solo, vão depender também dos índices pluviométricos acumulados nos dias anteriores. Os índices pluviométricos críticos para deflagração dos escorregamentos variam com o regime de infiltração no terreno, a dinâmica das águas subterrâneas e o tipo de instabilização.

A presença de chuvas e sua contribuição no processo de infiltração faz com que haja um aumento da poropressão, permitindo uma redução das tensões efetivas do solo e com isso, diminuindo a resistência deste ao cisalhamento.

Segundo Parizzi, *et al.* (2009), a ação da água infiltrada no maciço desencadeia movimentos de massa através da criação da frente de saturação. Fato corroborado por Araújo *et al.* (2017), que afirma que o aumento do grau de saturação do solo em taludes, o que ocorre principalmente em épocas de chuvas, influencia diretamente na estabilidade do talude, ocasionando uma redução do fator de segurança.

Oliveira (2012), em seu estudo para correlacionar a pluviometria, piezometria e movimentos de massa nos quilômetros 87 e 101 da rodovia BR-116/RJ, percebeu que os piezômetros elétricos foram sensíveis às chuvas acumuladas maiores

que 100 mm/96h e que aproximadamente sete dias após estes registros, os piezômetros registraram picos nas medidas de poropressão. Os picos pluviométricos com intensidades menores que 50 mm em 96 horas basicamente não foram sentidos diretamente pelos piezômetros, no entanto, verifica-se que os acumulados mensais durante o período de baixos índices pluviométricos são responsáveis pelo aumento das cotas piezométricas antes do período considerado chuvoso. Este autor ainda ressalta que as correlações diretas entre picos piezométricos e chuvas antecedentes foram satisfatórias apenas para as chuvas acumuladas de 30 dias maiores que 150 mm.

Na literatura há muitos estudos que buscaram determinar a chuva mínima ou intensidade requerida para causar rupturas de taludes. De acordo com Oliveira (2012), existe uma extensa gama de valores e métodos de análise que é sugerida por diversos autores. Este autor também destaca o papel da permeabilidade na resposta dada aos escorregamentos precedidos de chuvas, visto que mesmo que a maior parte das pesquisas concorde que chuvas antecedentes são fatores importantes no desencadeamento de escorregamentos, existe um pequeno consenso no período crítico de chuva acumulada antecedente e na intensidade horária crítica para a ocorrência de deslizamentos. A comparação direta entre chuvas e deslizamentos é uma tarefa difícil, visto que são obtidas utilizando dados muito heterogêneos, que variam de país, região, cidade e local específico.

4 METODOLOGIA

A elaboração desta monografia foi sistematizada pelas etapas compreendidas em: revisão bibliográfica, coleta de dados (eventos ocorridos, mapeamento geotécnico, dados geológico-estruturais, monitoramento geotécnico e pluviométrico), tratamento e análises dos dados, retroanálise e correlações integradas.

4.1 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Nesta fase foram realizadas pesquisas para melhor embasamento das ideias a serem trabalhadas, principalmente aquelas relacionadas ao modo e mecanismo de rupturas, principais critérios, tipos de análises de estabilidades e retroanálises e os monitoramentos geotécnicos que estão sendo realizados atualmente e sua contribuição para a tomada de decisão na eventualidade de ruptura de grande porte.

4.2 COLETA, TRATAMENTO E ANÁLISE DOS DADOS

As informações pertinentes ao estudo foram coletadas levando-se em consideração históricos de rupturas, levantamento topográficos, mapeamento geotécnico, dados geológicos-estruturais, ensaios de laboratório, dados de monitoramento geotécnico (piezométricos, nível freático, prismas e de radares de superfície) e pluviométrico.

A aquisição dos dados de monitoramento geotécnico é feita tanto pelo método convencional (rede de prismas/estação total, piezômetros Casagrande e indicadores de nível d'água) quanto *on line* (radar, piezômetro de corda vibrante).

Os dados foram trabalhados levando-se em consideração suas variações ao longo do último período chuvoso (2017) e/ou quando da disponibilidade de dados.

Para os dados dos prismas, foi calculada a resultante XY para se trabalhar o vetor deslocamento horizontal e realizar a filtragem para analisar possíveis erros de medição e/ou ruídos obtidos durante a leitura dos instrumentos, sendo estes retirados para melhor tratamento dos mesmos.

No caso da taxa de deslocamento (velocidade) a filtragem foi realizada através da análise de regressão linear como sugerido por Rose e Hungr (2007) e mostrado a seguir.

Os resultados do monitoramento de deslocamento são coletados como séries temporais, $t_1 \dots t_i$, $d_1 \dots d_i$, onde t_i e d_i são o tempo e o deslocamento mais recentes, respectivamente e N o número de observações conforme apresentadas nas equações Eq.8, Eq. 9 e Eq.10.

Assim, a taxa atual de deslocamento é dada por:

$$Vi = \frac{Std}{St} \quad (\text{Eq. 8})$$

Onde:

$$Std = \frac{1}{N-1} \left[\sum_{j=i-N}^i t_j d_j - \frac{1}{N} \left(\sum_{j=i-N}^i t_j \right) \left(\sum_{j=i-N}^i d_j \right) \right] \quad (\text{Eq. 9})$$

$$St = \frac{1}{N-1} \left[\sum_{j=i-N}^i t_j^2 - \frac{1}{N} \left(\sum_{j=i-N}^i t_j \right)^2 \right] \quad (\text{Eq. 10})$$

Para os dados do radar de monitoramento, não foi realizada filtragem em nenhuma das variáveis (deformação, velocidade e velocidade inversa), pois estes são retiradas diretamente das análises produzidas no software SSRVIEWER. Nestes dados foi aplicada a técnica da velocidade inversa, cujos dados foram limitados àqueles disponíveis quando as previsões seriam necessárias. Assim, o estabelecimento dos prováveis períodos de colapso foi realizado através de análises de gráficos, e, posteriormente, comparados com as datas reais de colapso.

Na figura 12 apresenta a distribuição dos instrumentos e equipamentos geotécnicos no flanco leste da cava central de N4E e na tabela 6 estão relacionados quais instrumentos foram utilizados na retroanálise e o período de medição considerado para este estudo.

Vulcan 10.1 da MAPTEK, utilizando modelos geológicos com atualização de curto prazo, dados geotécnicos e dados geológicos-estruturais levantados pela BVP (2008 e 2011) e pela VALE no período deste projeto.

Para este estudo foi elaborada uma rotina escrita em linguagem de programação *Python*, desenvolvida para rodar o programa RS2, da *Rockscience*, n vezes, para n conjuntos de variáveis a serem calibradas, c (coesão), ϕ (ângulo de atrito), E (módulo de Young) e ν (coeficiente de Poisson) da hematita friável e do sill, e, fornece como resposta os valores dos deslocamentos dos *pixels* do radar na linha de visão deste equipamento, e não os deslocamentos horizontais e verticais que são as respostas obtidas pelo programa RS2. Para a realização do cálculo dos deslocamentos, a rotina utiliza as coordenadas X, Y e Z das posições superior e inferior da seção, dos *pixels* e da posição do radar.

Pela sua importância no processo de ruptura, foram trabalhados os parâmetros dos materiais hematita friável (HF) e sill de máfica decomposta (MD), com a utilização do *software* RS2 9.0 da *Rocscience*, através do método de elementos finitos (MEF) para cálculos de tensões e deslocamentos em maciços, tendo sido empregada a técnica de redução de tensão de cisalhamento (*Shear Strength Reduction – SSR*), que consiste em encontrar o fator de redução da resistência (*Strength Reduction Factor – SRF*), onde quanto maior o fator, mais reduzida fica a resistência do material, e, maior é o deslocamento apresentado. O SRF crítico fica definido no ponto de não convergência da análise, quando as deformações sofrem aumento muito rapidamente.

Os parâmetros de resistências adotados foram baseados no estudo de Sá (2010) que apresentou uma avaliação dos resultados dos ensaios de laboratório realizados na máfica decomposta e hematita friável, entre 2006 e 2009 pelo Laboratório da CESP de Ilha Solteira. Os módulos de Young para a hematita friável e máfica decomposta foram obtidos no *software RocData* da *Rocscience*, a partir dos dados tratado por Sá (2010). Os demais parâmetros adotados têm como fonte os relatórios da CESP (2012) e Geoestrutural (2007) e Lima *et al.* (2013). Na tabela 7 são apresentados os parâmetros de resistência adotados inicialmente neste estudo.

Tabela 7: Parâmetros de resistência dos materiais utilizados na retroanálise

Litotipo	ID	γ (Seco) (MN/m ³)	γ (Sat) (MN/m ³)	Coesão (MPa)	ϕ (°)	E (MPa)	ν
Máfica Sã	MS	29	29	3.20	50	70080	0.25
Máfica Semi Decomposta	MSD	30	30	0.24	36	5719.3	0.30
Máfica Decomposta	MD	18.5	20	0.09	26	244.95	0.272
Hematita Friável	HF	37	38	0.12	38	450.56	0.289
Jaspelito Compacto	JPC	37	37	3.75	48	92080	0.177
Canga	Canga	30	30	0.07	43	22280	0.245
Zona de Cisalhamento	ZC_MS	19	20	1.00	18	-	-

Fonte: CESP (2012), Geoestrutural (2007), Lima *et al.* (2013) e Sá (2010)

Na retroanálise utilizou-se o critério de ruptura de Mohr-Coulomb, com os materiais estabelecidos dentro da superfície de ruptura (hematita friável e *sill* de máfica decomposta) sendo considerados perfeitamente plásticos enquanto os demais materiais foram adotados como elásticos. Adotou-se que as tensões horizontais são menores que as verticais, estabelecendo K igual a 0.05.

Os limites de calibração (Tabela 8) foram estabelecidos em concordância com os valores máximo e mínimos tratados por Sá (2010), tendo sido gerado uma matriz com 100 séries de combinações para os parâmetros de coesão, ângulo de atrito, módulo de Young e coeficiente de Poisson (Apêndice A) como valores de entrada para serem trabalhados na rotina desenvolvida para este estudo.

Tabela 8: Limites de calibração dos parâmetros de resistência e elasticidade

Material	c (MPa)	ϕ (°)	E (MPa)	ν
<i>Sill</i> (MD)	[0.098;0.085]	[26;18]	[244;240]	[0.23;0.29]
HF	[0.123;0.114]	[42;38]	[450;445]	[0.177;0.21]

Fonte: Autor (2019)

Na calibração dos parâmetros foi gerada matrizes com os valores contendo conjunto de parâmetros dos materiais HF e *Sill* de máfica decomposta, respeitando os limites de calibração. Com os resultados obtido na rotina de análise, foi realizado a

comparação dos deslocamentos previstos com os deslocamentos medidos. Esse processo acontece até que para um dado conjunto de parâmetros de entrada, os deslocamentos previstos se aproximem dos deslocamentos medidos, com aceitação de erro de aproximadamente 5%.

Para este estudo foi gerado uma matriz contendo 100 conjuntos de parâmetros, cujos resultados de todas as análises se encontra no (Apêndice A).

O nível piezométrico considerado foi aquele referente a última leitura do piezômetro PZCV02 que se encontrava mais próximo da região afetada. No dia 13/03/2017 às 08:27h apresentou valor de poropressão 45.202 mH₂O, estabelecendo a nível piezométrico em 646.901m.

Para calibração dos deslocamentos foram escolhidos os *pixels* A3, A4, A6 e A8 por estarem na linha da seção crítica (Figura 13) e analisado seus comportamentos (tendências, ciclos e oscilações) de acordo com a disponibilidade de dados até a data da ruptura. A tabela 9 apresenta as informações acerca do tamanho dos pixels, distância para o radar e valores medidos nos mesmos em momento próximo ao colapso.

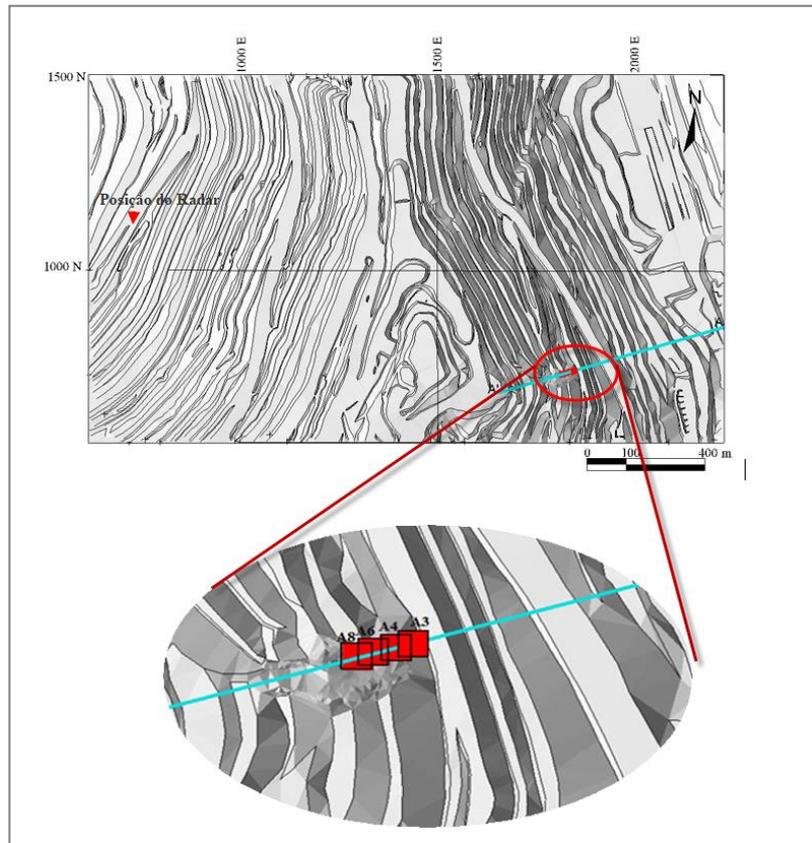
Tabela 9: Detalhes dos *pixels* e valores máximos medidos no monitoramento geotécnico

A3	(10.28x10.24)m	1180.21m	Def.: 97.869 mm	12/03/2017 08:50h
A4	(10.14x10.11)m	1164.53m	Def.: 127.864 mm	12/03/2017 08:50h
A6	(9.97x9.93)m	1144.75m	Def.: 156.281mm	12/03/2017 08:50h
A8	(9.96x9.92)m	1143.39m	Def.: 140.681mm	12/03/2017 08:50h

Fonte: Autor (2019)

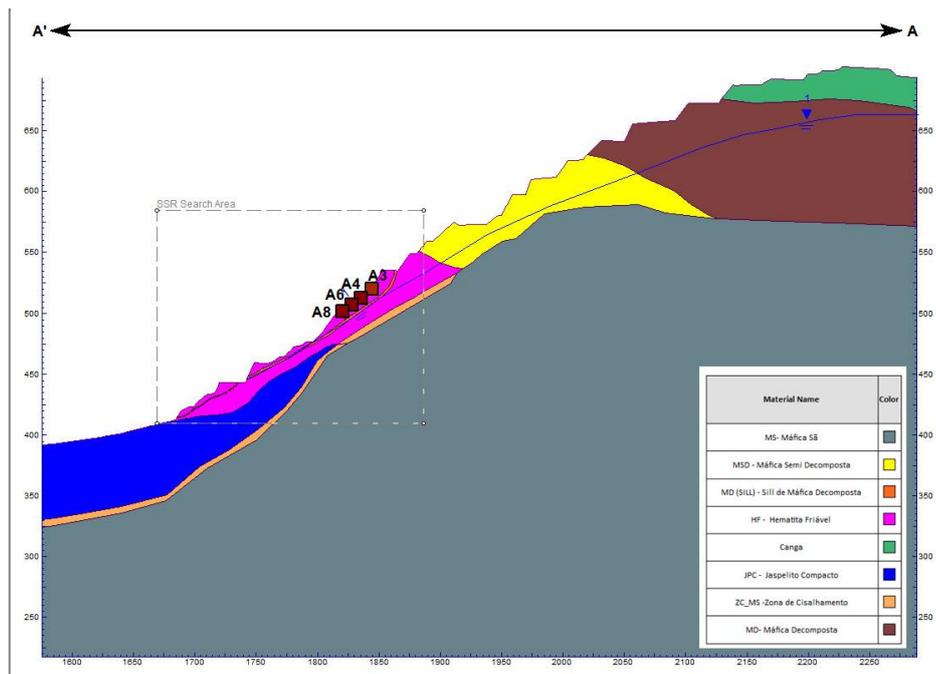
Na figura 14 é apresentada a seção crítica modelada com os materiais presentes na área, dados obtidos com mapeamento geotécnico e observações de campo, sendo possível definir a superfície de ruptura com envolvimento do *sill*, com espessura aproximada de 2m, e o pacote de minério (HF). Nesta seção também estão representados o posicionamento dos *pixels* analisados.

Figura 13 Posicionamento do radar, *pixels* e seção crítica.



Fonte: Autor (2019)

Figura 14: Seção crítica e posicionamento dos *pixels*.



Fonte: Autor (2019)

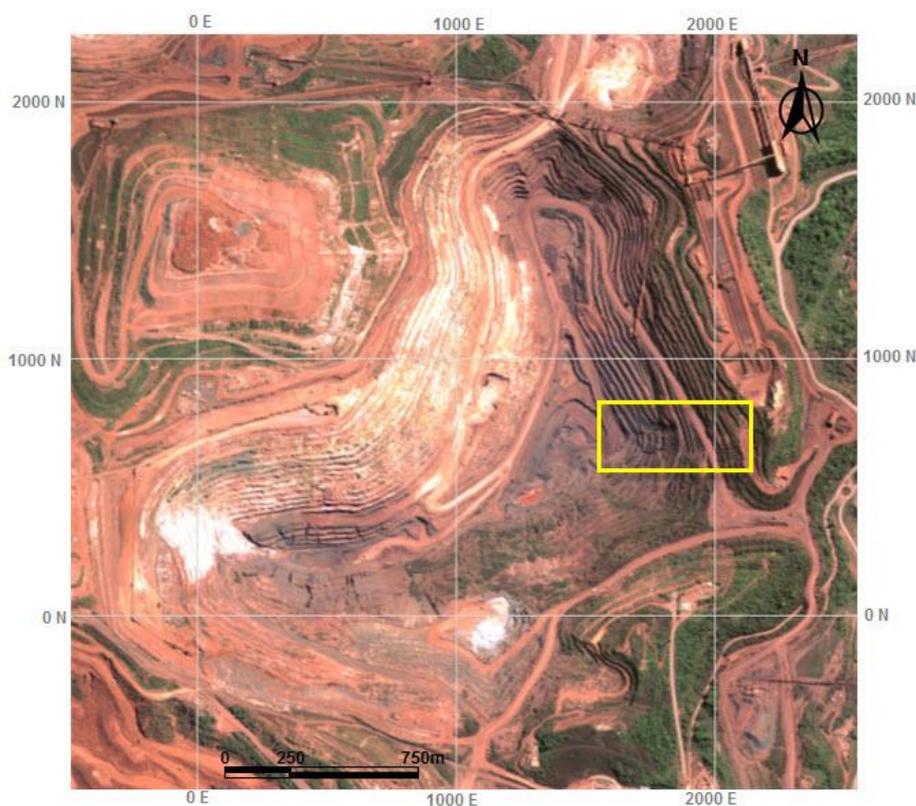
5 ESTUDO DE CASO

5.1 LOCALIZAÇÃO

A Mina de N4E está localizada no Complexo Minerador de Carajás, a cerca de 50km do município de Parauapebas. Suas atividades mineiras foram iniciadas em 1985, sendo reconhecida internacionalmente pela excelente qualidade do minério, que contém altas concentrações de ferro.

Neste estudo será abordado a área denominada Cava Central na porção leste (Figura 15), onde em 2017 ocorreu uma ruptura de talude envolvendo aproximadamente 4 bancadas com movimentação de material para as bancadas inferiores.

Figura 15: Localização da área de estudo na Mina de N4E - Cava Central Leste



Fonte: Autor (2019), adaptada de imagem concedida por VALE (2016).

5.2 ASPECTOS GEOLÓGICO, ESTRUTURAL E GEOMECÂNICO

A área abordada neste estudo está inserida no domínio geológico das formações Parauapebas e Carajás, pertencentes ao Grupo Grão Pará, sendo a primeira constituída por rochas vulcânicas de caráter básico metamorfisadas, metabasaltos e metadiabásios, em geral alterados (Geoestrutural, 2007) e a segunda constitui o minério, representada por intercalações entre espessas camadas de jaspelitos e lentes de hematita macia e dura (minério de ferro), cortadas por diques e *sills* de rocha básica (BVP, 2011). As rochas da Formação Parauapebas são denominadas na mina como “Máfica Decomposta” (MD), “Máfica Semidecomposta” (MSD) e “Máfica Sã” (MS) e são em geral recobertas por cobertura laterítica (canga). Os diferentes tipos de minério da Formação Carajás são classificados na mina de acordo com seus parâmetros físicos e químicos em “Jaspelito” (JP), “Hematita Friável” (HF), “Hematita Compacta” (HC) e “Minério de Baixo Teor” (MBT) (BVP, 2011).

O setor leste da Cava Central apresenta como principal condicionante geológico-estrutural, de acordo com BVP (2008 e 2011), uma zona de cisalhamento de caráter dúctil a dúctil-rúptil, com direção geral E-W a NE-SW, que dispõe concordantemente ao contato de lapa entre a formação ferrífera e o maciço metabásico, sendo esta estrutura muito importante do ponto de vista geotécnico, visto que pode possibilitar eventos de rupturas na mina. Também são verificados diques (discordantes e com espessura de até 20m e direções em torno de N e NE) e *sill* (concordantes com a estruturação das hematitas e de espessuras variando de 0,5m à 3,0m), sendo este último com participação relevante no evento de ruptura ocorrido em 2017 na área.

Em relação às classes geomecânicas, os estudos da BVP (2008 e 2011), utilizando o sistema de classificação RMR (Bieniawski, 1989), verificaram, de uma maneira geral, que os corpos de rocha máfica são, jaspelitos e hematitas compactas concentram-se predominantemente na Classe II e, em alguns casos, na Classe III. Os corpos de consistência friável classificam-se predominantemente na Classe V e, secundariamente, na Classe IV, sendo representados pelas hematitas friáveis e rochas máficas decompostas. Já as rochas máficas semidecompostas classificam-se normalmente na Classe III. As cangas do tipo estrutural e química encontradas principalmente nas bordas de cava, não foram consideradas na classificação geomecânica, já que não se enquadram no método de classificação.

5.3 ASPECTOS HIDROGEOLÓGICOS

Em seus estudos, a Geoestrutural (2007), discorre sobre os aspectos de saturação do maciço, onde na Formação Ferrífera (maciço drenado) o nível de água (N.A) é eficientemente deplecionado pelo sistema de rebaixamento da lavra. Para as rochas encaixantes (MS/MDS e MD) pode ocorrer do maciço estar parcialmente drenado situação que acontece a certa distância da superfície dos taludes, onde o N.A. rebaixa no avanço das escavações, principalmente através do fraturamento, mesmo nos maciços de classe V. Ainda para rochas encaixantes, a condição de maciço saturado ocorre na zona mais profunda do maciço, fora da área de influência da superfície dos taludes, com o nível d'água (N.A.) tendendo a conformação estabilizada.

5.4 EVENTO GEOTÉCNICO 2017

Durante as inspeções geotécnicas em fevereiro/17, foi observado a instalação de trincas na porção superior do talude na Cava Central Leste, abaixo da rampa principal. A área apresenta características geológico-estrutural-geotécnicas que podem potencializar eventos de ruptura, principalmente no período chuvoso da região, assim, levando em consideração estes aspectos, além de inspeções geotécnicas regulares para identificação de indicadores de risco, é realizado, de forma contínua, o monitoramento que incluem rede de prismas, piezômetros e indicadores de nível d'água, e, com o surgimento de trincas, também foi instalado o radar de solo para diagnóstico complementar sobre o comportamento deformacional que estava ocorrendo no talude.

A instrumentação instalada acusou variações de leituras, evidenciadas principalmente no monitoramento com radar, porém, as acelerações da deformação/deslocamento só ocorreram 24 horas antes do colapso, o qual se materializou no dia 12/03/2017 às 08:50h. O modo de ruptura foi plano-circular, com desenvolvimento no contato entre a formação ferrífera (HF) e o *sill* de metabásico alterada (MD) que é a estrutura existente ao longo de todo flanco leste, em inflexões penetrativas e concordantes com a estruturação da HF.

O evento envolveu quatro (4) bancadas, com mobilização de material até o fundo de cava. A Figura 16 apresenta o talude antes da ruptura e após a ruptura.

Figura 16: (a) situação antes da ruptura em fev/17 e (b) situação pós-ruptura (mar/17)



(a)

Fonte: Autor (2017).



(b)

Todo evento foi gerenciado e as áreas de interface comunicadas sobre a situação estabelecida. A região apresentava-se bloqueada tanto na porção superior do talude, na rampa de acesso principal, bem como no fundo de cava.

Após a ruptura foram contemplados projetos para recuperação da área e atualmente, encontra-se na sua maior parte retaludada (Figura 17).

Figura 17: Situação da área presente em janeiro/19



Fonte: Autor (2019)

As inspeções continuaram sendo realizadas pela equipe de geotecnia de forma periódica, e, mais intensamente no período chuvoso da região. Os dados de monitoramentos não apresentando desvios relevantes de deslocamentos/deformações, de cota piezométrica ou nível freático que possam ser indicativos a tendenciar nova ruptura em escala global

6 RESULTADOS E DISCUSSÕES

6.1 MONITORAMENTO GEOTÉCNICO

Os dados pluviométricos acumulados no período chuvoso de 2017 (novembro/16 a abril/17) foram de 1311.10mm, alcançando até véspera do evento de ruptura 920.5mm. Essa intensidade pluviométrica permitiu recargas expressivas no maciço observadas nas variações dos dados de poropressão e na redução da resistência dos materiais, permitindo deformações/deslocamentos. Na tabela 10 são apresentados os resultados de valores máximos e médio para todos os monitoramentos presente na área da ruptura.

As variações de poropressão apresentam-se em torno de 40.458 mH₂O, alcançando momento antes da ruptura 45.418 mH₂O, com estabelecimento da cota piezométrica em 646.918m.

Os deslocamentos evidenciados no prisma P28, situado na área de influência da trinca, registrou grande deslocamento no vetor XY e Z em sua última leitura no dia 09/03/17, com valores que alcançaram 172mm e 35mm, respectivamente, indicando maior abertura da trinca e início de recalques na área. As taxas de deformação máxima apresentada para XY foi de 2.9 mm/dia.

As leituras provenientes do radar, a partir dos pontos de monitoramento (*pixels*), permitiram identificar as seguintes situações pré-ruptura, de acordo com estudos de Fell *et al.* (2000 apud Sullivan, 2007) e Sullivan (2007):

- **Estágio Primário:** sua duração foi de aproximadamente 8 dias, apresentando deformações média de 4.10mm com máxima de 10.26mm e velocidades média de 0.55mm/dia (para período de 24h) e máxima de 15.60 mm/dia.
- **Estágio Secundário:** sua duração foi de 11 dias, com deformações médias de 7.85mm, com máxima de 25.24mm, velocidades médias de 1.77mm/dia e máximas de 17.83mm/dia. Apesar de mostrar incremento deformacional, manteve as taxas de deformações ainda constantes

- **Estágio Terciário:** sua duração foi de 1 dia, evidenciando deformações média de 40.59mm e máxima de 156.28mm, com velocidades médias de 19.85 mm/dia e máxima de 131.65 mm/dia. A inflexão, mostrando o início da aceleração, ocorreu no dia 11/03/2017, com deformações elevadas e aceleração progressiva, culminando no colapso às 08:50h de 12/03/2017.

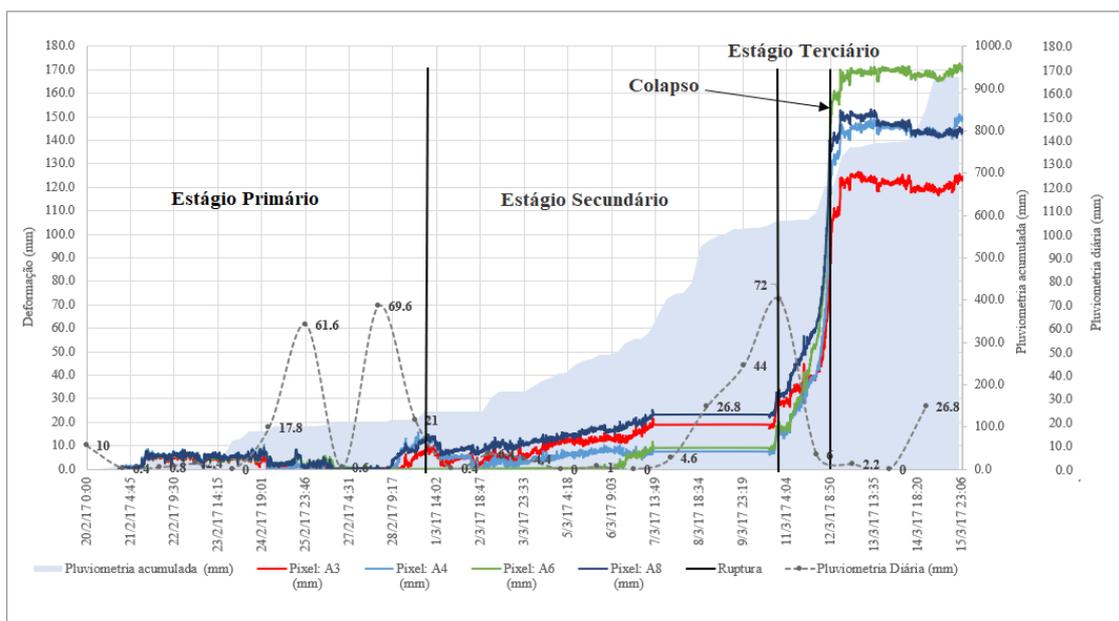
Tabela 10: Resultados estatísticos do monitoramento geotécnico.

Instrumento	Medida	Unid	Valores de novembro/16 até a data do colapso		
			Média	Máxima	Data do valor máximo observado
Estação Pluviométrica	Pluviometria	mm	9.3	920.5	12/03/2017
PZCV-02	Cota	m	642.158	646.918	12/03/2017 08:27h
	Poropressão	mH ₂ O	40.458	45.218	12/03/2017 08:27h
Prisma: P28	XY	mm	21.317	117.200	09/03/2017 11:34h
	Z	mm	9.530	35.100	09/03/2017 11:34h
	Vel _{xy}	mm/dia	0.486	2.934	09/03/2017 11:34h
	Vel _z	mm/dia	0.263	0.755	09/03/2017 11:34h
Pixel: A3	Deformação - Estágio Primário	mm	4.148	8.392	12/03/2017 08:50h
	Vel - Estágio Primário	mm/dia	0.740	7.523	12/03/2017 08:50h
	Deformação - Estágio Secundário	mm	8.580	21.624	12/03/2017 08:50h
	Vel - Estágio Secundário	mm/dia	2.667	14.197	12/03/2017 08:50h
	Deformação - Estágio Terciário/Colapso	mm	37.185	97.869	12/03/2017 08:50h
	Vel - Estágio Terciário/Colapso	mm/dia	15.145	64.057	12/03/2017 08:50h
Pixel: A4	Deformação - Estágio Primário	mm	4.237	10.266	12/03/2017 08:50h
	Vel - Estágio Primário	mm/dia	0.541	15.604	12/03/2017 08:50h
	Deformação - Estágio Secundário	mm	6.003	15.491	12/03/2017 08:50h
	Vel - Estágio Secundário	mm/dia	1.193	17.831	12/03/2017 08:50h
	Deformação - Estágio Terciário/Colapso	mm	32.972	127.864	12/03/2017 08:50h
	Vel - Estágio Terciário/Colapso	mm/dia	22.581	104.349	12/03/2017 08:50h
Pixel: A6	Deformação - Estágio Primário	mm	4.021	9.292	12/03/2017 08:50h
	Vel - Estágio Primário	mm/dia	0.419	8.498	12/03/2017 08:50h
	Deformação - Estágio Secundário	mm	4.343	11.715	12/03/2017 08:50h
	Vel - Estágio Secundário	mm/dia	0.279	10.082	12/03/2017 08:50h
	Deformação - Estágio Terciário/Colapso	mm	40.226	156.281	12/03/2017 08:50h
	Vel - Estágio Terciário/Colapso	mm/dia	16.258	131.650	12/03/2017 08:50h
Pixel: A8	Deformação - Estágio Primário	mm	4.019	9.210	12/03/2017 08:50h
	Vel - Estágio Primário	mm/dia	0.500	8.620	12/03/2017 08:50h
	Deformação - Estágio Secundário	mm	12.493	25.242	12/03/2017 08:50h
	Vel - Estágio Secundário	mm/dia	2.952	15.252	12/03/2017 08:50h
	Deformação - Estágio Terciário/Colapso	mm	51.994	140.681	12/03/2017 08:50h
	Vel - Estágio Terciário/Colapso	mm/dia	25.446	98.692	12/03/2017 08:50h

Fonte: Autor (2019)

É importante ressaltar que pela instalação da trinca e de processo erosivo, as chuvas dos dias anteriores, com picos pluviométricos diário alcançando 72mm, tiveram contribuição no desencadeamento do evento de ruptura, permitindo as acelerações relevantes nos dias 11 e 12/03/2017, conforme pode ser observado no gráfico da figura 18.

Figura 18: Estágios representativo dos deslocamentos na área de estudo



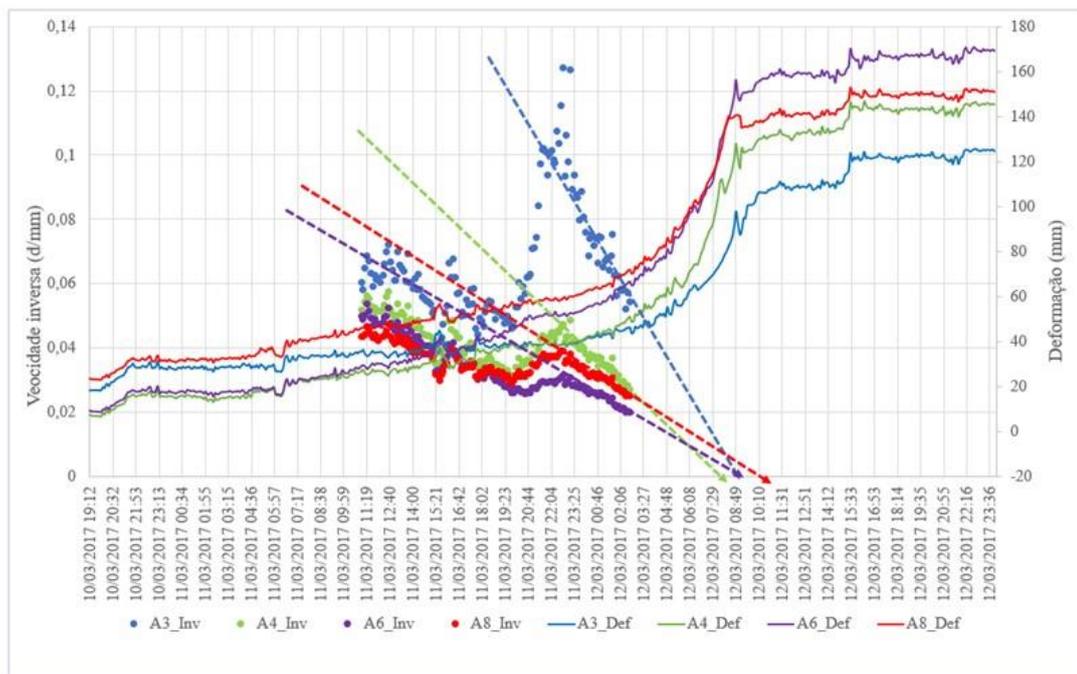
Fonte: Autor (2019)

As análises levaram em conta a predição do evento, utilizando a técnica da velocidade inversa, proposta por Fukuzono (1985), que estabelece que o tempo para acelerar o evento de ruptura, levando-se em consideração a carga gravitacional, é inversamente proporcional a taxa de deformação (velocidade). Nesta análise foi trabalhado os dados de período de 24h, cujos resultados iniciais não vinham evidenciando tendência a rupturas iminentes até o dia 11/03/17, apesar das deformações contínuas, porém, ainda sem acelerações progressivas.

Conforme pode ser observado no gráfico da figura 19, as inflexões de mudanças na deformação tiveram início em torno das 05:00h do dia 12/03/17, com tendência a colapso entre 08:49h e 11:30h, previsão muito próximo do horário real da ocorrência do evento. As taxas de deformações neste curto período foram tão elevadas que, em menos de 4 hora do início das acelerações, o maciço perdeu resistência levando a ruptura do talude.

Os dados monitoramentos apresentaram valores precisos, cujas análises possibilitaram não apenas a intervenção da área, como também sua correlação para compreensão do comportamento deformacional do talude nos estudos de retroanálise.

Figura 19: Deformações e velocidades inversas e previsão de colapso.



6.2

Os resultados das séries de cálculos obtidos nas retroanálises apresentaram valores de SRF (*Strength Reduction Factor*), variando de 1.11 e 0.87, cujos deslocamentos máximos obtidos se concentraram em torno do SRF=0.95. A Tabela com os resultados da retroanálise para cada conjunto de parâmetros está apresentada no Anexo A.

Das séries analisadas, 7 apresentaram valores de deslocamentos muito próximos daqueles medidos na área (*pixels*), no momento do colapso (Tabela 11). Contudo, de acordo com o critério de aceitabilidade definido para este estudo, que estabelece $\pm 5\%$ de variação entre o deslocamento medido e o calculado, as séries com ID 78, 81, 88 e 89 foram descartadas, pois, os valores calculados para o *pixel* A3 se apresentaram fora desta aceitação.

Tabela 11: Resultados das retroanálises de séries com deslocamento mais próximos dos valores medidos.

ID	HF				MD (SILL)				SRF	A3 (97.869 mm)	A4 (127.864 mm)	A6 (156.281 mm)	A8 (140.681mm)
	c (MPa)	ϕ (°)	E (MPa)	ν	c (MPa)	ϕ (°)	E (MPa)	ν		VALORES CALCULADOS			
78	0,114	38,00	446,00	0,18	0,085	22,00	243,00	0,28	0,94	106,69	131,21	153,61	140,31
81	0,114	38,00	445,50	0,18	0,085	22,00	242,50	0,28	0,94	106,75	131,76	153,60	140,40
82	0,114	38,00	446,50	0,19	0,085	22,00	243,50	0,30	0,94	101,34	130,19	153,24	139,83
83	0,114	38,00	447,00	0,19	0,085	22,00	243,00	0,30	0,94	98,31	126,34	149,27	135,82
87	0,114	38,00	446,50	0,19	0,088	21,00	243,50	0,30	0,95	101,36	130,27	153,79	139,84
88	0,114	38,00	446,50	0,18	0,085	22,00	243,50	0,28	0,94	107,26	132,12	154,78	141,38
89	0,114	38,00	447,00	0,18	0,085	22,00	243,00	0,28	0,94	105,42	130,27	152,65	139,27

Fonte: Autor (2019)

Para as 3 séries restantes, o modelo foi calibrado com o conjunto de parâmetros contendo a menor variação entre os deslocamentos medidos e calculados, tendo como premissa os *pixels* que se encontram na base do talude, visto que nesta região, as concentrações de tensões são maiores, e, neste caso, possibilitam maiores deslocamentos. Desta forma, o conjunto de parâmetros do ID=87 foi o que apresentou todas essas condições (Tabela 12).

Tabela 12: Parâmetros encontrados na retroanálise para calibração do modelo da ruptura do flanco leste da cava central de N4E.

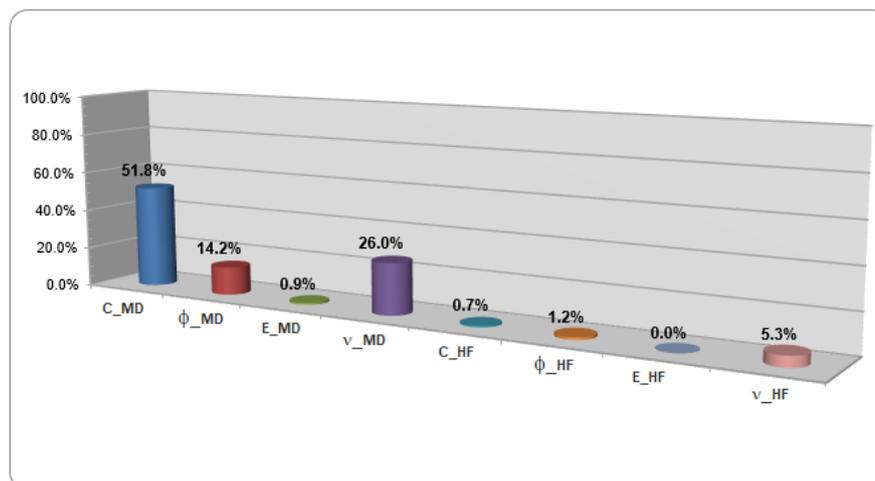
HF				MD (SILL)			
c (MPa)	ϕ (°)	E (MPa)	ν	c (MPa)	ϕ (°)	E (MPa)	ν
0.114	38.00	446.50	0.19	0.088	21.00	243.50	0.30

Fonte: Autor (2019)

Os resultados obtidos nas retroanálises e no tratamento estatístico dos dados mostraram que as variáveis (parâmetros) com maiores contribuições para ruptura foram a coesão, ângulo de atrito e coeficiente de Poisson, com maior expressividade no *sill* de máfica decomposta, em torno de 93%, do que na hematita friável. (Figura 20).

A contribuição relevante da coesão e do coeficiente de Poisson do *sill* de máfica decomposta para o desencadeamento do colapso, fica evidenciada quando se avalia as condições presentes na área, com elevados índices pluviométricos permitindo recargas e conseqüentemente incrementos de poropressão, cujos efeitos, possibilitam mudanças nas características de resistência e deformabilidade do maciço, potencializando a instabilidade.

Figura 20: Contribuição das variáveis (parâmetros) na instabilidade do talude da Cava Central Leste de N4E.



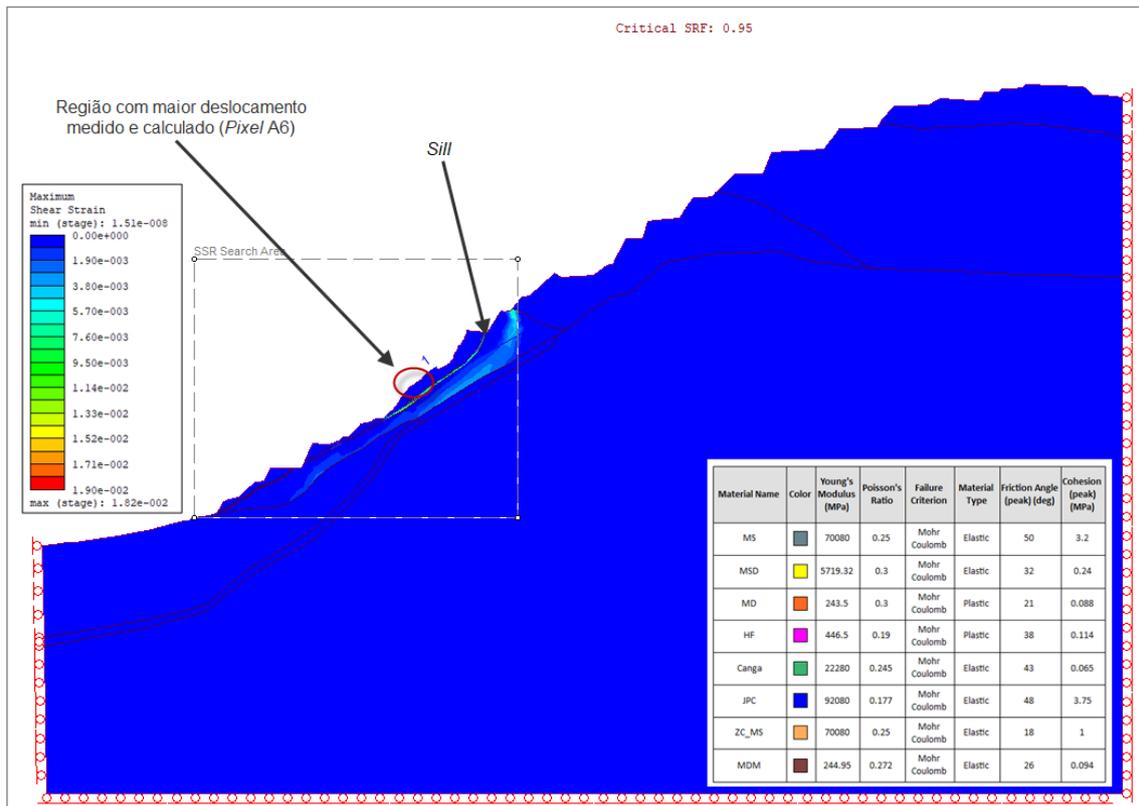
Fonte: Autor (2019)

A partir dos parâmetros calibrados realizou-se a nova análise do RS2 para calcular as máximas deformações obtidas no momento da ruptura, tendo como resposta contornos estabelecidos *sill* de máfca decomposta, definindo que o mecanismo de ruptura, se desenvolveu no contato concordante desta estrutura com o pacote de hematita friável

Os deslocamentos máximos foram observados no pixel A6, com valores calculados de 153.79mm e medidos de 156. 281mm, definindo a região com a maior aceleração e onde se inicializou o colapso na área.

A figura 21 apresenta a seção crítica retroanalisada com os parâmetros calibrados, com a superfície de ruptura definida no *sill* e a área onde os deslocamentos deram início ao colapso.

Figura 21: Resultado das máximas deformações obtidas com a calibração do modelo



Fonte: Autor (2019)

7 CONCLUSÕES

Os resultados apresentados pelos vários tipos de monitoramento existente na área mostraram que a influência das chuvas foi bem refletida nos dados de deslocamentos/deformação de leituras provenientes de prismas e radar na região da ruptura, onde foi possível observar acelerações progressivas nos deslocamentos.

Com relação aos dados de piezometria, o piezômetro próximo à área apresentou incrementos na poropressão desde janeiro/17, com ápice na variação, momentos antes do colapso, de 6.0 mH₂O.

Os dados das leituras com radar de solo foram importantes para realização de análises mais criteriosas, com verificação dos estágios de deslocamentos bem definidos e com emprego da técnica da velocidade inversa para predição de eventos, permitindo um gerenciamento efetivo da ruptura, bem como tomadas de decisão para reduzir os possíveis impactos negativos, como acidentes com pessoas e/ou equipamentos.

Os dados monitoramentos apresentaram valores muito precisos, cujas análises possibilitaram não apenas a intervenção da área, como também sua correlação para compreender o comportamento deformacional do talude nos estudos de retroanálise, onde foi empregado a técnica de redução de tensão de cisalhamento, cujos valores calculados mostraram-se muitos próximos daqueles medido em campo. Esta abordagem foi importante para calibração dos parâmetros de resistência dos materiais envolvidos, fornecendo informações relevantes sobre o desenvolvimento do mecanismo de ruptura e que vai auxiliar os geotécnicos nas avaliações geotécnicas em projetos futuro na área.

De um modo geral, a análise mais criteriosa dos dados de monitoramento geotécnico, cujos valores possam ser utilizados como *inputs* em retroanálises, tanto por equilíbrio limite quanto elementos finitos, serve como ferramenta para entender melhor o comportamento deformacional do talude e com isso trabalhar de forma mais assertiva e prevencionista a fim de evitar que rupturas venham acontecer, ou, caso não haja condições de impedi-las, pelo menos procurar diminuir seus impactos.

REFERÊNCIAS

- ALVARES, R. O. Análise Probabilística e de Confiabilidade dos Taludes da Mina de Gongo Soco/ CVRD. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Ouro Preto - UFOP, Ouro Preto - MG, 2004.
- ARAÚJO, C. B. C.; MENDES, A. J. F.; GOMES, J. K. P; MONTEIRO, L. M.; CAMPOS, M. T.; MAGALHÃES, M. M.; VALE, V. M.; DANTAS NETO, S. A.; RODRIGUES, D. T. Análise comparativa da estabilidade de taludes nas condições saturada e não Saturada. XII Conferência Brasileira sobre Estabilidade de Encostas. Florianópolis - SC, 2017.
- AUGUSTO FILHO, O.; VIRGILI, J. C. Estabilidade de taludes. In: OLIVEIRA, A. M. S; BRITO, S. N. A (Org.). **Geologia de Engenharia**. São Paulo: Associação Brasileira de Geologia de Engenharia-ABGE, p 243-269. 1998
- AZEVEDO, A. A.; ALBUQUERQUE FILHO, J. L. Águas subterrâneas. In: OLIVEIRA, A. M. S; BRITO, S. N. A (Org.). **Geologia de Engenharia**. São Paulo: Associação Brasileira de Geologia de Engenharia-ABGE. p 111-130. 1998
- BARTON, N. Shear Strength Investigations for Surface Mining. In *Stability in Surface Mining, Proceedings of 3rd International Conference*. Vancouver: Society of Mining Engineers, p 171-196. 1982.
- BROWN, E. T. Strength of models of rock with intermitente joints. In: *Journal of the Soil Mechanics and Foundations Division*, v. 96, Issue 6, p 1935-1949. 1970.
- BROWN, N.; KALOUSTIAN, S.; ROECKLE, M., . Monitoring of open pit mines using combined GNSS satellite receivers and robotic total stations. In: *Proceedings: International Symposium on Rock Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering*. ACG.Perth., p. 417–429. 2007.
- BVP ENGENHARIA LTDA. Mapeamento Litoestrutural e Geomecânico da Mina de N4E. Serra dos Carajás, Pará. Relatório Interno. Carajás, PA. 2008.
- BVP ENGENHARIA LTDA. Mapeamento Litoestrutural e Geomecânico da Mina de N4E. Serra dos Carajás, Pará. Relatório Interno (VL 070-10-E-CA-RT-03-037-00). Carajás, PA. 2011.
- CAMPOS, T. M. P. Análise de estabilidade: métodos, parâmetros e pressões neutras. Relatório técnico. Departamento de Engenharia Civil. Pontifícia Universidade Católica. Rio de Janeiro. 1985.
- CARLÀ, T.; FARINA, P.; INTRIERI, E.; BOTSIALAS, K.; CASAGLI, N. On the monitoring and early-warning of brittle slope failures in hard rock masses: Examples from an open-pit mine. *Engineering Geology*. 228. Elsevier. p 71–81. 2017.
- CATWOOD, F. T.; STACEY, T.R. Survey and geotechnical slope monitoring considerations. *South African Institute of Mining and Metallurgy (SAIMM)*. v.106. n. 7. p. 495 – 501. 2006.

CAVALCANTE, R. F. **Análises de estabilidade de taludes de mineração por método de equilíbrio limite e tensão-deformação**. Dissertação de mestrado -, Universidade de Brasília, Brasília, DF, 1997.

CESP. Relatório LEC-022/12. Ensaios geotécnicos em amostras de solo e de rocha da Mina de N4E. Ilha Solteira, SP, 2012.

CHÁCARA, D. M. **Correlação entre os parâmetros do critério de ruptura de Mohr-Coulomb e o critério generalizado de Hoek-Brown**. Trabalho de Conclusão de Curso. Universidade Federal de Ouro Preto-UFOP, Ouro Preto - MG, 2017.

CERQUEIRA, H. M. L. **Critérios de projeto para instrumentação piezométrica de diversas estruturas geotécnicas em mineração**. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Ouro Preto - UFOP, Ouro Preto - MG, 2017.

EBERHARDT, E; WATSON, A.D; LOEW, S. Improving the interpretation of slope Monitoring and early warning data through better understanding of complex deep-seated landslide failure mechanism. In: CHEN, Z.; ZANG, J.; LI, Z; WU, F.; HO, K. (Eds). **Landslide and Engineering slopes: from the past to the future**. London-UK: Taylor and Francis Group, 2008.

FREITAS, M. A. C. Análises de estabilidade de taludes pelos métodos de Morgenstern-Price e Correia. 2011. Dissertação de Mestrado. Universidade do Porto, Porto-Portugal, 2011.

GEOETRUTURAL CONSULTORIA E PROJETOS LTDA. Estudo de estabilidade e dimensionamento dos taludes de N4E. Relatório Interno. Vol1.2007

GERSCOVICH, D.M.S. Estabilidade de Taludes. Apostila. Universidade do Estado do Rio de Janeiro, Rio de Janeiro- RJ, 2009.

FUKUZONO, T. A new method for predicting the failure time of a slope. In: Japan Landslide Society, Tokyo, p. 145–150. 1985.

GIANI, G.P. **Rock slope stability analysis**. A.A. Balkema, 1992.

GOMES, C. L. R. **Retroanálise em estabilidade de taludes em solo: metodologia para obtenção dos parâmetros de resistência ao cisalhamento**. Dissertação de Mestrado. Universidade Estadual de Campinas - UNICAMP, Campinas - SP, 2003.

GOODMAN, R. E. **Introduction to rock mechanics** 2.ed. University of California. Berkeley: John Wiley & Sons, 1989.

GUIDICINI, G.; NIEBLE, C. M. **Estabilidade de taludes naturais e de escavação**. 1. ed. São Paulo: Edgard Blücher, 1984.

HOEK, E. Brittle fracture of rock. In: STAGG, K.G.; ZIENKIEWICZ, O. C. (Eds). **Rock Mechanics in Engineering Practice**. London: J. Wiley, 1968.

HOEK, E. & BRAY J.W. **Rock Slope Engineering**. 3. ed. London: The Institution of Mining & Metallurgy, 1981.

HOEK, E., READ, J., KARZULOVIC, A. & CHEN, Z. Y. Rock Slopes in Civil and Mining Engineering, Proc. International Conference on Geotechnical and Geological Engineering, GeoEng., Melbourne, Austrália, 2000.

HOEK, E.; TORRES-CARRANZA, C.; CORKUM, B. **Hoek-Brow Failure Criterion**. Conference: Proc. NARMS-TAC. Toronto, 1, p 267-273. 2002

HUDSON, J. A.; HARRISON, J.P. **Engineering rock mechanics: an introduction to the principles**. 1.ed. Oxford-UK: Elsevier Science, 1997.

LIMA, P. H. A; SOARES, J. A; ROSA, I.B.C; CARVALHO, R. F.; BRAGA, M.A.; SILVA, M.D. Petrofísica de minério de ferro. Thirteenth International Congress of the Brazilian Geophysical Society. Rio de Janeiro. 2013.

LOPES, M. C. **Comportamento geotécnico e mecanismo de ruptura em rochas brandas, Mina Córrego do Sítio**. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Ouro Preto -UFOP, Ouro Preto-MG. 2006.

MARTIN, D.; LORIG, L.; STACEY, P. Slopes design consideration. In: MARTIN, D.; STACEY, P. (Eds). **Guidelines for open pit slope design in weak rocks**. 1. ed. Australia: CSIRO Publish, 2018.

MOORE, D.P., IMRIE, A.S., BAKER, D.G. Rockslide risk reduction using monitoring. In Proceedings: Canadian Dam Association Meeting, Whistler, BC. pp. 245–258. 1991.

MUFUNDIRWA, A.; FUJII, Y. Prediction of rock mass failure-time of geo-hazards. In: ZHAO, J; LABIOUSE, V; DUDT, J. P.; and J.F. MATHIER, J. F. (Eds). Proceedings Rock Mechanics in Civil and Environmental Engineering, Lausanne, Switzerland, Taylor & Francis, London, p. 567–570. 2010.

NIDAY, W.B. **Triggering mechanism and stabilization of a massive pit slope failure**. Degree of Bachelor of Science in Geological Engineering. University of Nevada-Reno, 2015.

OLIVEIRA, G. A. **Correlação entre pluviometria, piezometria e movimento das encostas dos quilômetros 87 e 101 da Rodovia BR-116/RJ (Rio-Teresópolis)**. Tese de Doutorado. UFRJ/COPPE, Rio de Janeiro - RJ, 2012.

PARIZZI, M. G.; SOBREIRA, F. G.; GALVÃO, T. C. B; ELMIRO, M. A. T.; BEIRIGO, E. A. Mecanismos de Ruptura de Taludes Rochosos de Belo Horizonte, MG. V COBRAE – Conferência Brasileira sobre Estabilidade de Encostas. Bauru-SP, 2009.

PATTON, F.D.; DEERE, D. U. Significant Geological factors in rock slope stability. In: SIMPOSYUM OF PLANNING OPEN PIT MINES, Johannesburg. Proceedings. Amsterdam, A. A. Balkema, 1971, p. 143-151.

PENIDO, G. **Modelagem Computacional de Túneis: O Caso dos Túneis de Fábrica Nova**. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Ouro Preto-UFOP, Ouro Preto - MG, 2006.

PIMENTA JUNIOR, I. **Caracterização geotécnica e análise de estabilidade em taludes de mineração em solos da Mina de Capão Xavier**. Tese de doutorado. Universidade Federal de Viçosa. Viçosa-MG, 2005.

PINTO, C. S. **Curso básico de mecânica dos solos/ com exercícios resolvidos: em 16 aulas**. 3.ed. São Paulo: Oficina de Textos, 2006. 367 p.

READ, J.; STACEY, P. **Guidelines for open pit slope design**. 1.ed. Australia: CSIRO Publish, 2009.

REZENDE, D.A. **Análise probabilística de estabilidade de taludes em barragens de rejeitos**. Trabalho de Conclusão de Curso. Universidade Federal do Rio de Janeiro. Rio de Janeiro-RJ. 2013.

ROSE, N. D.; HUNGR, O. Forecasting potential rock slope failure in open pit mines using the inverse-velocity method. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 44. p.308–320. 2007.

SÁ, G. **Caracterização litoestrutural e parametrização geomecânica das superfícies de ruptura em taludes da Mina de N4E. Carajás - PA**. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Ouro Preto-UFOP, Ouro Preto - MG, 2010.

SANTOS, T. B. **Aplicabilidade das classificações geomecânicas e retroanálises para estimação das propriedades dos maciços rochosos**. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Ouro Preto-UFOP, Ouro Preto - MG, 2015.

SARUNIC, W; LILLY, P.A. The use of Cusum as a tool to aid in the interpretation of slope monitoring data with specific examples from an operating open pit mine. In: *Proceedings International Symposium on Stability of Rock Slopes in Open Pit Mining and Civil Engineering*, Cape Town, South Africa, p. 231–238. 2006.

SERRA FILHO, E. OJIMA, L. M. Caracterização e Classificação de Maciços Rochosos. In: OLIVEIRA, A. M. S; BRITO, S. N. A (Org.). **Geologia de Engenharia**. São Paulo: Associação Brasileira de Geologia de Engenharia-ABGE, p. 211-226. 1998.

SEVERIN, J.; EBERHARDT, E.; LEONI, L.; FORTIN, S. Development and application of a pseudo-3D pit slope displacement map derived from ground-base radar. **Engineering Geology**. 181. Elsevier, p 202-211. 2014.

SILVA, J. P. M. **Os métodos de equilíbrio limite e de elementos finitos na análise de estabilidade de talude**. Dissertação de Mestrado. Universidade do Porto, Porto-Portugal, 2011.

SJÖBERG, J. Failure Mechanisms for High Slopes in Hard Rock. In *INTERNATIONAL CONFERENCE; 4. Stability in open pit mining*. Littleton, CO, USA: Society for Mining, Metallurgy and Exploration. p. 71-80. 2000.

STACEY, P.; FRANCA, P.; BEALE, G. Design implementation and operational consideration. In: MARTIN, D.; STACEY, P. (Ed). **Guidelines for open pit slope design in weak rocks**. 1. ed. Australia: CSIRO Publish, 2018.

SULLIVAN, T. D. Hydromechanical coupling and pit slope movements. In: Proceedings: International Symposium on Rock Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering. ACG.Perth. p. 3-43. 2007.

VALE. Ruptura na área da erosão, Talude Leste Cava Central – Mina N4E. Relatório Interno. Carajás/Pará. 2017.

VALE. worldview3_2_geoeye1_180601_carajas_sad69. 2018

VENTER, J.; KUZMANOVIC. A; WESSELS, S.D.N. An evaluation of CUSUM and inverse velocity methods of failure prediction based on two open pit instabilities in the Pilbara. In **SLOPE STABILITY**, Brisbane, Australia, 2013.

VIEIRA DA COSTA, T. A. **Resistência e deformabilidade do minério hematítico friável nas Minas da VALE/DIFL. Borda oeste do Quadrilátero Ferrífero - MG.** Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Ouro Preto -UFOP, Ouro Preto - MG, 2009.

WYLLIE, D.C; MAH, C. W. **Rock Slope Engineering.** 4 ed. New York: Taylor & Francis e-Library. 456 p. 2004.

ZEA, R. H. H. **Mecanismos de ruptura em taludes altos de mineração a céu aberto.** Dissertação de Mestrado - Escola de Engenharia de São Carlos - EESC, Universidade de São Paulo, São Carlos, SP, 2004.

ANEXO A – TABELA COM OS RESULTADOS DAS RETROANÁLISES PARA CALIBRAÇÃO DOS PARÂMETROS DE RESISTÊNCIA

ID	HF				MD (SILL)				SRF	A3 (97.869 mm)	A4 (127.864 mm)	A6 (156.281 mm)	A8 (140.681mm)
	c (MPa)	ϕ (°)	E (MPa)	ν	c (MPa)	ϕ (°)	E (MPa)	ν		VALORES CALCULADOS			
1	0.123	42.00	450.00	0.21	0.098	26.00	244.00	0.29	1.11	13.67	13.45	14.75	11.05
2	0.123	42.00	450.00	0.18	0.095	26.00	244.95	0.27	1.08	13.84	14.21	15.02	11.17
3	0.123	42.00	450.00	0.18	0.095	25.00	244.00	0.27	1.07	14.47	14.91	15.79	11.70
4	0.123	42.00	450.00	0.18	0.095	24.00	244.00	0.27	1.04	15.52	16.03	17.08	12.69
5	0.123	41.02	448.02	0.19	0.088	25.82	243.62	0.24	1.04	16.36	16.10	17.74	13.41
6	0.123	39.45	447.66	0.20	0.088	25.95	243.52	0.27	1.04	16.98	16.85	18.15	13.90
7	0.122	42.00	450.00	0.18	0.095	24.00	244.00	0.27	1.05	15.66	16.10	17.12	12.77
8	0.122	41.91	446.24	0.20	0.094	18.44	240.52	0.23	0.93	130.51	160.55	188.65	171.76
9	0.122	40.00	448.00	0.18	0.095	24.00	244.00	0.27	1.04	16.75	17.10	17.83	13.55
10	0.122	39.23	445.92	0.18	0.090	18.45	243.35	0.29	0.90	164.11	215.53	252.42	231.19
11	0.122	38.92	449.06	0.18	0.088	24.17	243.74	0.26	1.00	20.99	20.88	23.03	18.11
12	0.122	38.34	445.01	0.19	0.093	19.96	241.18	0.25	0.95	101.65	120.74	141.69	128.86
13	0.122	38.00	448.00	0.18	0.095	24.00	244.00	0.27	1.05	18.76	19.03	19.58	15.22
14	0.122	38.00	448.00	0.19	0.092	24.00	242.50	0.29	1.02	18.85	19.31	20.13	15.56
15	0.122	38.00	448.00	0.19	0.090	24.00	242.50	0.29	1.01	19.46	20.08	21.11	16.42
16	0.121	41.85	445.10	0.20	0.096	24.70	243.37	0.27	1.07	15.02	14.80	16.23	12.15
17	0.121	38.82	446.32	0.19	0.096	19.25	242.10	0.24	0.96	79.79	90.43	106.43	95.91
18	0.120	38.00	448.00	0.19	0.093	22.00	242.50	0.29	0.99	36.42	40.58	45.25	38.89
19	0.120	38.00	448.00	0.19	0.094	22.00	242.50	0.29	1.00	29.72	32.24	35.44	29.68
20	0.119	40.42	445.93	0.18	0.088	25.68	240.86	0.23	1.03	17.41	17.12	18.53	14.19
21	0.119	39.30	449.73	0.19	0.090	22.61	241.61	0.26	0.98	39.21	41.54	48.63	42.06
22	0.119	38.83	446.42	0.21	0.096	22.61	241.94	0.25	1.02	19.43	19.31	20.76	16.18
23	0.119	38.06	447.68	0.20	0.089	24.39	241.86	0.24	1.01	20.31	20.26	21.72	17.13
24	0.119	38.00	446.00	0.18	0.090	22.00	243.00	0.28	0.97	58.01	69.14	77.89	69.46
25	0.119	38.00	448.00	0.19	0.094	22.00	242.50	0.29	1.00	30.24	32.82	36.09	30.32
26	0.119	38.00	448.00	0.19	0.092	22.00	242.50	0.29	0.98	41.10	46.65	52.34	45.51
27	0.119	38.00	448.00	0.19	0.093	22.00	242.50	0.29	0.99	34.81	38.51	42.82	36.62
28	0.118	41.58	449.75	0.20	0.093	19.21	240.90	0.25	0.94	123.49	151.64	179.09	162.78
29	0.118	40.47	448.02	0.21	0.097	22.62	241.12	0.23	1.03	18.32	18.02	19.54	15.02
30	0.118	40.83	449.22	0.20	0.088	21.88	241.25	0.24	0.96	84.40	98.47	115.88	104.84
31	0.118	39.22	446.09	0.21	0.096	23.51	240.97	0.25	1.04	18.47	18.31	19.50	15.12
32	0.118	38.00	446.00	0.18	0.090	22.00	243.00	0.28	0.97	62.34	75.10	84.56	75.79
33	0.118	38.00	448.00	0.19	0.092	22.00	242.50	0.29	0.99	41.27	46.81	52.51	45.70
34	0.118	38.00	448.00	0.19	0.092	21.00	242.50	0.29	0.96	64.07	78.89	88.97	79.77
35	0.118	38.00	448.00	0.19	0.092	22.00	240.50	0.29	0.99	41.58	47.18	52.94	46.09
36	0.118	38.00	447.00	0.19	0.092	22.00	240.50	0.29	0.98	42.13	47.92	53.78	46.88
37	0.118	38.00	447.00	0.19	0.091	22.00	240.50	0.29	0.98	43.83	50.14	56.36	49.30
38	0.118	38.00	447.00	0.19	0.090	22.00	240.50	0.29	0.97	59.15	71.75	81.09	72.44
39	0.118	38.00	446.00	0.19	0.090	22.00	240.50	0.29	0.97	58.24	70.43	79.52	70.99
40	0.118	38.00	447.00	0.19	0.091	22.00	240.00	0.29	0.98	49.51	57.68	64.87	57.34
41	0.118	38.00	447.00	0.19	0.091	22.00	239.50	0.29	0.98	55.20	65.47	73.87	65.73
42	0.118	38.00	447.00	0.19	0.091	22.00	239.00	0.29	0.98	49.23	57.31	64.58	56.97
43	0.118	38.00	447.00	0.19	0.091	22.00	238.50	0.29	0.98	54.45	64.46	72.64	64.60
44	0.118	38.00	447.00	0.19	0.091	22.00	238.00	0.27	0.98	49.82	56.90	64.10	56.54
45	0.118	38.00	447.00	0.19	0.091	22.00	237.50	0.26	0.99	51.14	58.19	65.31	57.81
46	0.118	38.00	447.00	0.19	0.091	22.00	237.00	0.25	0.98	53.65	60.92	68.64	60.81
47	0.118	38.00	447.00	0.19	0.091	22.00	236.50	0.24	0.98	57.44	65.60	73.77	65.72
48	0.118	38.00	447.00	0.19	0.091	22.00	236.00	0.23	0.98	55.00	61.99	69.79	61.91
49	0.118	38.00	447.00	0.19	0.091	22.00	235.50	0.23	0.98	54.24	60.99	68.70	60.91
50	0.117	40.70	445.82	0.21	0.091	22.86	243.05	0.28	0.99	30.03	31.40	36.22	30.38

Cont.

ID	HF				MD (SILL)				SRF	A3 (97.869 mm)	A4 (127.864 mm)	A6 (156.281 mm)	A8 (140.681mm)
	c (MPa)	ϕ (°)	E (MPa)	ν	c (MPa)	ϕ (°)	E (MPa)	ν		VALORES CALCULADOS			
51	0.117	40.22	447.15	0.20	0.090	23.72	243.06	0.28	1.02	20.26	20.28	22.27	17.43
52	0.117	38.00	446.00	0.18	0.090	20.00	242.00	0.29	0.93	138.32	185.67	207.71	190.24
53	0.117	38.00	448.00	0.19	0.091	22.00	242.50	0.29	0.98	49.30	57.49	64.74	57.17
54	0.117	38.00	448.00	0.19	0.091	21.00	242.50	0.29	0.96	74.59	93.84	105.95	95.56
55	0.117	38.00	448.00	0.19	0.091	22.00	240.50	0.29	0.98	50.45	59.04	66.44	58.83
56	0.117	38.00	447.00	0.19	0.091	22.00	240.50	0.29	0.98	48.01	55.75	62.73	55.30
57	0.117	38.00	447.00	0.19	0.090	22.00	240.50	0.29	0.97	61.46	75.11	84.78	75.89
58	0.116	41.57	447.23	0.19	0.096	23.85	240.91	0.29	1.05	16.49	16.28	17.60	13.36
59	0.116	38.00	445.00	0.18	0.090	18.00	240.00	0.23	0.89	197.44	262.26	289.66	268.09
60	0.116	38.00	446.00	0.18	0.088	22.00	243.00	0.28	0.96	70.63	86.76	97.40	87.92
61	0.116	38.00	446.00	0.18	0.088	22.00	243.00	0.28	0.96	69.08	80.77	95.26	85.90
62	0.115	39.30	449.18	0.18	0.089	25.12	243.02	0.24	1.03	19.13	18.90	20.11	15.69
63	0.115	38.28	449.31	0.21	0.095	25.15	241.91	0.24	1.07	19.96	19.78	20.62	16.38
64	0.115	38.21	447.36	0.20	0.089	20.76	240.80	0.26	0.94	122.75	149.75	175.35	160.37
65	0.115	38.00	446.50	0.19	0.086	22.00	243.50	0.30	0.94	83.59	110.71	124.85	113.20
66	0.115	38.00	446.50	0.19	0.087	22.00	243.50	0.30	0.95	86.78	115.04	129.48	117.57
67	0.115	38.00	446.50	0.19	0.088	22.00	243.50	0.30	0.96	81.29	106.60	119.97	108.69
68	0.115	38.00	446.50	0.19	0.089	22.00	243.50	0.30	0.97	60.22	74.34	83.83	75.08
69	0.115	38.00	446.00	0.18	0.086	22.00	243.00	0.28	0.95	89.03	107.51	126.10	114.70
70	0.115	38.00	446.50	0.19	0.086	22.00	243.50	0.30	0.94	84.95	106.97	126.67	114.73
71	0.115	38.00	446.50	0.19	0.087	22.00	243.50	0.30	0.95	72.02	88.06	104.11	93.93
72	0.115	38.00	446.50	0.18	0.086	22.00	243.50	0.28	0.95	87.92	105.95	124.70	113.16
73	0.115	38.00	446.50	0.18	0.087	22.00	243.50	0.28	0.95	79.67	95.13	111.67	101.23
74	0.115	38.00	446.50	0.18	0.088	22.00	243.50	0.28	0.96	72.12	84.68	99.58	89.96
75	0.115	38.00	446.00	0.18	0.086	22.00	243.00	0.28	0.95	88.46	111.65	125.54	113.94
76	0.114	40.71	449.49	0.21	0.088	21.87	240.93	0.26	0.96	78.40	92.23	108.72	98.17
77	0.114	38.00	445.00	0.18	0.086	18.00	240.00	0.23	0.87	257.82	343.22	390.93	362.71
78	0.114	38.00	446.00	0.18	0.085	22.00	243.00	0.28	0.94	106.69	131.21	153.61	140.31
79	0.114	38.00	445.80	0.19	0.084	22.00	242.00	0.29	0.93	117.66	149.97	175.70	160.55
80	0.114	38.00	445.80	0.18	0.085	22.00	242.80	0.28	0.94	109.96	135.93	159.17	145.54
81	0.114	38.00	445.50	0.18	0.085	22.00	242.50	0.28	0.94	106.75	131.76	153.60	140.40
82	0.114	38.00	446.50	0.19	0.085	22.00	243.50	0.30	0.94	101.34	130.19	153.24	139.83
83	0.114	38.00	447.00	0.19	0.085	22.00	243.00	0.30	0.94	98.31	126.34	149.27	135.82
84	0.114	38.00	446.50	0.19	0.086	22.00	244.00	0.30	0.95	85.43	107.79	127.44	115.59
85	0.114	38.00	447.50	0.19	0.086	22.00	245.00	0.30	0.94	91.86	117.26	138.52	125.76
86	0.114	38.00	446.50	0.19	0.088	22.00	243.50	0.30	0.96	67.78	81.04	95.55	86.20
87	0.114	38.00	446.50	0.19	0.088	21.00	243.50	0.30	0.95	101.36	130.27	153.79	139.84
88	0.114	38.00	446.50	0.18	0.085	22.00	243.50	0.28	0.94	107.26	132.12	154.78	141.38
89	0.114	38.00	447.00	0.18	0.085	22.00	243.00	0.28	0.94	105.42	130.27	152.65	139.27
90	0.114	38.00	446.50	0.18	0.086	22.00	244.00	0.28	0.95	90.67	109.17	128.33	116.71
91	0.114	38.00	447.50	0.18	0.086	22.00	245.00	0.28	0.95	89.95	108.59	127.57	115.90
92	0.114	38.00	446.50	0.18	0.088	22.00	243.50	0.28	0.96	71.77	83.92	98.65	89.20
93	0.114	38.00	446.00	0.18	0.085	22.00	243.00	0.28	0.94	106.27	137.88	153.14	140.23
94	0.114	38.00	446.00	0.18	0.085	21.00	243.00	0.28	0.92	150.58	201.72	223.43	206.17
95	0.114	38.00	446.00	0.18	0.084	22.00	243.00	0.28	0.93	119.62	156.66	174.85	160.18
96	0.114	38.00	445.80	0.19	0.084	22.00	242.50	0.29	0.93	116.12	154.49	172.87	157.97
97	0.114	38.00	445.80	0.19	0.084	22.00	242.00	0.30	0.93	114.24	156.01	175.12	159.98
98	0.114	38.00	447.00	0.19	0.086	22.00	243.00	0.30	0.94	79.63	104.91	117.86	106.79
99	0.114	38.00	447.50	0.19	0.086	22.00	245.00	0.30	0.94	92.94	124.49	140.36	127.63
100	0.114	38.00	448.00	0.19	0.086	22.00	244.50	0.30	0.94	88.85	118.43	133.34	121.19