



UFOP
Universidade Federal
de Ouro Preto



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO
Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto
Departamento de Engenharia de Minas
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGEM



COMPORTAMENTO GEOTÉCNICO DOS FILITOS DO TALUDE OESTE DA MINA PAU BRANCO

CAROLINA HELENA CALDEIRA SILVA

OURO PRETO

Agosto/2010



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO
Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto
Departamento de Engenharia de Minas
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGEM



COMPORTAMENTO GEOTÉCNICO DOS FILITOS DO TALUDE OESTE DA MINA PAU BRANCO

Autora: **CAROLINA HELENA CALDEIRA SILVA**

Orientadora: **Prof.^a Dr.^a MILENE SABINO LANA**

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação do Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, como parte integrante dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Engenharia de Minas.

Área de concentração:

Lavra de Minas

OURO PRETO

Agosto/2010

S586c Silva, Carolina Helena Caldeira.
Comportamento geotécnico dos filitos do talude oeste da Mina Pau Branco [manuscrito] / Carolina Helena Caldeira Silva. - 2010.
xxii, 103f.: il. color; tabs.; mapas.

Orientadora: Prof^a Dr^a Milene Sabino Lana.

Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGEM.

Área de concentração: Lavra de Minas.

1. Flambagem (Mecânica) - Teses. 2. Filito - Teses. 3. Durabilidade (Engenharia) - Teses. 4. Resistência de materiais - Teses. 5. Método dos elementos finitos - Teses. I. Universidade Federal de Ouro Preto. II. Título.

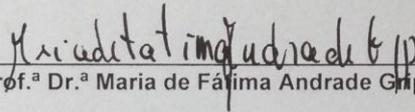
CDU: 622.2:539.3

Catálogo: sisbin@sisbin.ufop.br

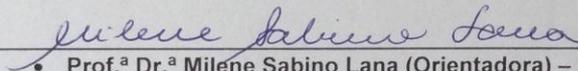
**“COMPORTAMENTO GEOTÉCNICO DOS FILITOS DO TALUDE
OESTE DA MINA PAU BRANCO”**

AUTORA: CAROLINA HELENA CALDEIRA SILVA

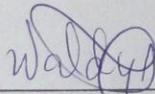
Esta dissertação foi apresentada em sessão pública e aprovada em 30 de agosto de 2010, pela Banca Examinadora composta pelos seguintes membros:



• Prof.^a Dr.^a Maria de Fátima Andrade Gripp (Membro) – UFMG



• Prof.^a Dr.^a Milene Sabino Lana (Orientadora) – UFOP



• Prof. Dr. Waldyr Lopes de Oliveira Filho (Membro) – UFOP

*Dedico este trabalho à minha estrela Clarisse,
que de tão perto distante sempre foi
minha força, inspiração e esperança.*

*"Onde você estiver não se esqueça de mim"
de Roberto e Erasmo.*

AGRADECIMENTOS

Imensa gratidão a Deus e aos seus anjos, aos meus pais e meus irmãos, por acreditarem na minha capacidade, e por nunca me deixarem desistir nos momentos de angústia e aflição. Por serem, assim, meu alicerce, estímulo e força.

À professora Dr. Milene, pela orientação, atenção, carinho e sugestões sempre oportunas, além de toda a humanidade e serenidade, sem as quais este trabalho não teria "nascido".

Ao Engenheiro Adilson Jorge da Silva, pelo amplo auxílio na construção do equipamento que possibilitou a execução do ensaio “*Slake Durability Test*”, proposto para este trabalho.

Ao meu amado Miguel, não só pelo incentivo e paciência, mas também pelo amplo auxílio nos trabalhos de laboratório.

Ao geólogo Luís Emanuel pelo grande apoio nos trabalhos de campo.

Ao Engenheiro Reginaldo, pelo auxílio nos trabalhos de campo, laboratório e interpretação de resultados.

À equipe da V&M Mineração, Flávio e Reginaldo, pela oportunidade dada para realização deste trabalho; e Júnia, Dayse e Cristian, pelo apoio nos trabalhos de campo.

Aos professores Waldyr Lopes e Christiane Lyra, pelas sugestões para melhoria do trabalho.

À grande amiga-irmã Suzy Magaly, por compartilhar dos bons e aflitos momentos vivenciados nas diversas etapas do estudo.

Às amigas Shirlei e Natália, pelos cafezinhos confortantes nos momentos em que a descontração foi fundamental para a continuidade da caminhada.

À Capes, Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior, pelo apoio financeiro.

Aos professores e funcionários do Departamento de Engenharia de Minas DEMIN/UFOP, sobretudo àqueles do Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral PPGEM/UFOP, pela oportunidade e confiança para conclusão do trabalho.

RESUMO

Propõe-se neste trabalho o estudo do comportamento geotécnico das rochas do Talude Oeste da Mina Pau Branco, de propriedade da V&M Mineração, localizada na Serra da Moeda, no município de Brumadinho, Minas Gerais. No local, ocorrência de fraturamento acentuado, dobramentos, aliados ao clima regional, levaram a formação de rochas com baixas propriedades geotécnicas de resistência e elevados graus de alteração, que favorecem mecanismos de instabilização. Os estudos envolvem análises cinemáticas no intuito de definir as regiões do talude que são propensas à ocorrência de mecanismos de ruptura, utilizando o software Dips^{5.0}, da Rocsciense, Canadá. Também foi avaliada a influência da durabilidade nas propriedades físicas dos filitos com distintos graus de alteração e resistência, através da realização de ensaios de durabilidade. Buscou-se também, a partir do referido ensaio, identificar a existência de correlação entre a durabilidade e os parâmetros geotécnicos dessas rochas, bem como o modo de ruptura observado, verificando, assim, se o referido índice pode ser utilizado como um indicador expedito da resistência dos materiais litológicos presentes nos taludes rochosos em questão. Finalmente, foram conduzidas análises de tensão-deformação, utilizando-se o *software* Phase2^{7.0}, também da Rocsciense, para aferir os parâmetros de resistência ora determinados em laboratório, e também tentar compreender as diversas condições que levaram à ocorrência da ruptura por flambagem no Talude Oeste em janeiro de 2002.

ABSTRACT

This paper discusses the geotechnical behavior of Talude Oest of Pau Branco Mine, being the minning site a V&M property, located at Serra da Moeda, at Brumadinho, Minas Gerais. At the site, the occurrence of acute fracturing and folding on the rocks, plus the effect of the regional weather conditions, were responsible for forming low mechanical strength and high alteration grade rocks, favoring instabilization mechanisms. Studies involving kinematic analyses were conducted to identify conditions of slope failures caused by discontinuities and to compare these failures to the ones observed at the mining site, hence evaluating the influence of the durability on the type of failure mechanisms that occurs. For this purpose, Rocscience's software Dips 5.0 was used. The influence the durability has on the rock physical properties was evaluated, through Slake Durability Test, in phyllites, with different grade and mechanical strength. Trough the same test, it was tried to identify the existence of an correlation between the durability and the geotechnical parameters of these rocks. This correlation was found and it could be used as an expedite indicative of the strength of the lithologies in the slop studied. Using the software Phase2 7.0, also a product Rocscience, stress-strain analyses were conducted in order to validate shear strength parameters determined on laboratory, as well as to try to understand the multiple circumstances that caused the Talude Oeste's failure by buckling in January, 2002.

SUMÁRIO

DEDICATÓRIA.....	IV
AGRADECIMENTOS.....	V
RESUMO.....	VI
ABSTRACT.....	VIII
LISTA DE FIGURAS.....	XI
LISTA DE TABELAS.....	XIII
1. INTRODUÇÃO.....	1
1.1.APRESENTAÇÃO	1
1.2.OBJETIVOS.....	3
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	4
2.1.CARACTERIZAÇÃO DOS MACIÇOS ROCHOSOS.....	4
2.1.1. Rocha intacta	5
2.1.2. Descontinuidades.....	5
2.1.3. Alteração e Alterabilidade de Rochas	9
2.1.4. Resistência de Rochas Brandas.....	13
2.1.5. Durabilidade	17
2.2.MOVIMENTOS DE MASSA	23
2.2.1. Mecanismos de Ruptura em Taludes Rochosos	25
2.2.2. Flambagem (“buckling”).....	34
2.3.ESTABILIDADE DE TALUDES DE MINA	45
2.4.MODELOS NUMÉRICOS	48
2.4.1. Método dos Elementos Finitos	48
3. CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO.....	53
3.1.ASPECTOS GEOLÓGICO-GEOTÉCNICOS DO QUADRILÁTERO FERRÍFERO	53
3.2.MINA PAU BRANCO – LOCALIZAÇÃO, GEOLOGIA E ESTRATIGRAFIA	55
4. METODOLOGIA	62
4.1.AMOSTRAGEM	62
4.2.LEVANTAMENTO GEOTÉCNICO	62
4.3.ENSAIOS DE LABORATÓRIO.....	63
4.3.1. Índices Físicos	63
4.3.2. Ensaio de Durabilidade (“Slake Durability Test”)	63
4.4.ANÁLISE DE ESTABILIDADE.....	64

5.	RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	67
5.1.	LEVANTAMENTO DAS ESTRUTURAS GEOLÓGICAS	67
5.2.	ÍNDICES FÍSICOS.....	67
5.3.	ENSAIOS DE DURABILIDADE	69
5.4.	MODOS DE RUPTURA	73
5.4.1.	Ponto de amostragem A1.....	74
5.4.2.	Ponto de amostragem A2.....	76
5.4.3.	Ponto de amostragem A3.....	77
5.4.4.	Ponto de amostragem A4.....	78
5.4.5.	Ponto de amostragem A5.....	80
5.4.6.	Pontos de Amostragens A6, A7 e A8	81
	Figura 37 – Análise cinemática da ruptura por flambagem esperada no ponto de amostragem A6	82
5.5.	ANÁLISES DE ESTABILIDADE.....	83
6.	CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES.....	94
7.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	97

Lista de Figuras

Figura 1: Efeito escala em taludes de diferentes alturas (adaptado de Sjöberg, 1999)....	9
Figura 2 – Esquema do equipamento para ensaio de durabilidade.....	22
Figura 3 – Equipamento para ensaio de durabilidade.....	22
Figura 4 – Mecanismos de ruptura de taludes rochosos. circular.....	27
Figura 5 – Mecanismo de tombamento de blocos. (Hoek & Bray, 1981).....	30
Figura 6 – Tipos de tombamento secundário (Hoek & Bray, 1981).....	31
Figura 7 - Talude em um maciço rochoso foliado: (a) tombamento flexural e (b) ruptura por flambagem (Adhikary <i>et. al</i> , 2001)	32
Figura 8 - Tombamento Flexural (Hoek & Bray, 1981).....	33
Figura 9 – Vista longitudinal da ruptura por flambagem ocorrida na Mina Pau Branco (Vallourec & Mannesman).	34
Figura 10 – Vista lateral da flambagem em talude da	35
Mina Pau Branco (Vallourec & Mannesman).	35
Figura 11– Modelo esquemático de flambagem de blocos. Dilácio. (2004).....	36
Figura 12 - Modelo e mecanismo de flambagem de blocos. (Seijmonsbergem, 2005)..	38
Figura 13 - Análise de ruptura por flambagem (adaptado de Goodman,1989)	40
Figura 14 - Ábaco para taludes rochosos foliados para o caso de descontinuidades com ângulos de atrito de 0,10,20,30° (Adhikary <i>et. al</i> , 2001).....	42
Figura 15 – Ruptura por flambagem ocorrida em Mina do Quadrilátero Ferrífero. (Lopes, 2006).....	44
Figura 16- Modelo de elementos finitos (Brady & Brown, 1985).....	50
Figura 17 – Esboço geológico do Quadrilátero Ferrífero e correlação com o cráton São Francisco. (Lana, 2000).	53
Figura 18 – Coluna Estratigráfica do Quadrilátero Ferrífero	54
(Alkmin e Marshak 1998).....	54
Figura 19 – Localização da Mina Pau Branco	56
Figura 20 – Localização da Mina Pau Branco no contexto	56
do Quadrilátero Ferrífero.	56
Figura 21 – Vista geral da área da Mina Pau Branco. (Google Earth, 2010)	57

Figura 22 - Geologia da Mina Pau Branco	58
Figura 23 – Dobramento com eixo de direção E-W no Talude Oeste.....	59
Figura 24 - Detalhe da foliação sub-vertical (<i>in situ</i>) na bancada	60
1378m rompida (BVP, 2007).....	60
Figura 25 – Classificação em Laboratório das Rocha.	72
Figura 26 – Análise cinemática da ruptura no ponto de amostragem A1, mostrando ruptura em cunha.	75
Figura 27 – Ruptura em cunha no filito sericítico identificada no ponto de amostragem A1.....	75
Figura 28 – Análise cinemática mostrando ruptura planar segundo a foliação no ponto de amostragem A2.	76
Figura 29 – Ruptura planar no filito dolomítico observada no ponto de amostragem A2.	77
Figura 30 – Análise cinemática mostrando possibilidade de ruptura por flambagem no ponto de amostragem A3.	78
Figura 31 - Ruptura circular no filito dolomítico observada no ponto de amostragem A3.	78
Figura 32– Análise cinemática mostrando possibilidade de ruptura por flambagem no ponto de amostragem A4.	79
Foto 33 – Ruptura por flambagem no filito dolomítico observada no ponto de amostragem A4.	79
Figura 34 – Análise cinemática , mostrando possibilidade de ruptura por flambagem no ponto de amostragem A5.	80
Foto 35 – Ruptura circular no filito sericítico identificada no ponto de amostragem A5.	81
Figura 36 – Análises cinemáticas para os pontos de amostragem.....	81
Figura 38 – Modelo geológico-geomecânico utilizado na análise de estabilidade (BVP, 2007).	84
Figura 39 – Parâmetros geotécnicos do filito utilizados na análise de estabilidade.	87
Figura 40 – Parâmetros geotécnicos da hematita utilizados na análise de estabilidade.	88
Figura 41 – Parâmetros geotécnicos do itabirito utilizados na análise de estabilidade. .	89
Figura 42 – Parâmetros geotécnicos das juntas utilizados na análise de estabilidade	90

Figura 43 – Deslocamentos verticais nas bancadas.....	91
Figura 44 – Padrão de ruptura por flambagem	92
Figura 45 – Região de tracionamento na região da flambagem.	93

Lista de Tabelas

Tabela 1 – Graus de alteração das rochas. (ISRM, 1981).....	12
Tabela 2 – Graus de Resistência das rochas Adaptado de ISRM, 1981.	14
Tabela 3 - Valores típicos de coesão e ângulo de atrito para rochas brandas ou solos. Hunt (1984).	17
Tabela 4 – Classificação da durabilidade. (Franklin e Chandra, 1972)	23
Tabela 5 – Fatores deflagradores dos movimentos de massa segundo Varnes (1978).	25
Tabela 6 – Índices físicos obtidos para os filitos dos pontos de amostragem A1 a A8, antes e após realização do ensaio de durabilidade.	68
Tabela 7 – Resultados dos ensaios de durabilidade.	70
Tabela 8 – Panorama das propriedades dos materiais e estruturas geológicas existentes. (Nota: X: xistosidade; F: fratura).	74

1. INTRODUÇÃO

1.1. APRESENTAÇÃO

O Quadrilátero Ferrífero - Minas Gerais é uma região bastante interessante para o estudo de estabilidade de taludes, devido à presença de rochas com alto grau de fraturamento, significativas descontinuidades estruturais e espessos perfis de alteração, que levam à ocorrência de problemas geotécnicos. Estas características, aliadas ao clima tropical úmido, marcado pelas chuvas intensas, aceleram os processos de alteração das rochas, diminuindo sua resistência e durabilidade com o tempo.

A atuação dos processos intempéricos, aliados à complexa evolução geológico-estrutural dos maciços rochosos do Quadrilátero Ferrífero, levou à formação de tipos litológicos diversificados e heterogêneos sob o ponto de vista de seu comportamento mecânico. Vários fatores contribuíram para essa diversificação e complexidade de comportamento. A ocorrência de dobramentos em diversas escalas e conseqüente fraturamento acentuado e o clima tropical úmido que favorece a atuação marcante do intemperismo químico levam muitas vezes à formação de rochas de muito baixa resistência, cuja caracterização geotécnica é complicada pela dificuldade de aplicação da metodologia de caracterização geotécnica para rochas recomendada pela ISRM (1981).

Essas rochas exibem muitas vezes um comportamento similar ao de um solo, constituindo, via de regra, materiais de transição, onde as características de semelhança com solos podem conviver com a presença de planos de anisotropia preservados, que também influenciam no comportamento destes materiais, fazendo com que apresentem características marcantes de heterogeneidade, que não são muito comuns aos materiais classificados como solos.

Nesses maciços rochosos é muito comum a ocorrência de zonas onde é possível a observação de blocos de dimensões reduzidas, delimitados por superfícies de descontinuidades, e nas proximidades dessas zonas a ocorrência de materiais

intensamente alterados e/ou cisalhados onde estes blocos não são mais visíveis ou suas dimensões são tão reduzidas que o material se apresenta como uma massa rochosa ou terrosa mais ou menos uniforme. Nas encostas formadas por esses materiais no Quadrilátero Ferrífero é nítida a diversificação dos movimentos de massa ocorrentes; ora condicionados por planos de anisotropia marcantes, ora formados por grandes massas de material intemperizado que se deslocam produzindo, algumas vezes, escorregamentos de proporções catastróficas.

A dificuldade de caracterização geotécnica desses materiais, seja pela sua anisotropia e heterogeneidade, seja pela marcante atuação dos processos intempéricos, faz com que os dados de propriedades físicas e mecânicas da região do Quadrilátero Ferrífero sejam escassos.

Existem na região diversas minas, que utilizam métodos de lavra subterrânea e/ou a céu aberto. No caso de uma mina a céu aberto, a configuração geométrica da cava vai depender basicamente da distribuição do corpo de minério, aliado às características geomecânicas do maciço. Em geral, quanto maiores os ângulos praticados nos taludes, menor é a quantidade de estéril removida, o que significa menor custo de extração. Em contrapartida, quanto mais íngreme for o talude, maiores também são os riscos de instabilização.

Especialmente em taludes escavados em filito (típicos da região do Quadrilátero) para obras de mineração, verifica-se a ocorrência de mecanismos de instabilização não usuais e complexos, devido ao alto grau de alteração e fraturamento característicos deste tipo litológico.

No caso das rochas que constituem os taludes da Mina Pau Branco, pertencente à Vallourec & Mannesman, a ocorrência de fraturamento acentuado, dobramentos, aliados ao clima regional, levaram a formação de rochas com baixa resistência que favorecem mecanismos de instabilização.

1.2.OBJETIVOS

Geral

- Estudar o comportamento geotécnico dos materiais litológicos do Talude Oeste da Mina Pau Branco, de propriedade da V&M Mineração.

Específicos

- Definir regiões no Talude Oeste que são propensas à ocorrência de mecanismos de ruptura;

- Avaliar a influência da durabilidade nas propriedades físicas e modos de ruptura dos filitos existentes no Talude Oeste.

- Aferir os parâmetros de resistência determinados em laboratório e compreender as condições que levaram à ocorrência do mecanismo de ruptura por flambagem no Talude Oeste, a partir de análises de tensão-deformação.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1. CARACTERIZAÇÃO DOS MACIÇOS ROCHOSOS

De acordo com Ojima & Serra Jr. (1998), o maciço rochoso é um conjunto de blocos de rocha, justapostos e articulados, formando uma matriz rochosa, ou rocha intacta, constituída por blocos e pelas superfícies que limitam estes, chamadas de descontinuidades. Dependendo das modificações e solicitações aplicadas sobre um maciço, este vai se comportar de maneiras diferentes, procurando alcançar o equilíbrio estático de seus blocos, pois as características da rocha e das descontinuidades, relacionadas à resistência, permeabilidade, grau de alteração, etc., diferem de local para local em um maciço. Sendo assim, é importante levantar e descrever tais particularidades, um procedimento que é denominado caracterização geotécnica ou geomecânica. A partir desta caracterização confecciona-se um quadro inicial do maciço rochoso e de seus problemas, e investigações posteriores permitirão precisar os parâmetros levantados. (Guidicini & Nieble, 1984).

Estes parâmetros são apresentados em forma de classes ou graus e os mais importantes referem-se ao Grau de Resistência, Grau de Alteração, Grau de Consistência e Grau de Fraturamento. Tais parâmetros geralmente são avaliados em campo, através de métodos expeditos aplicados em testemunhos de sondagens, afloramentos ou paredes de escavação.

Os maciços normalmente são heterogêneos e anisotrópicos e essas características condicionam sua qualidade, estando relacionadas à litologia, ao estado de alteração, à coerência e principalmente às descontinuidades e suas propriedades.

O maciço rochoso deve ser entendido como um meio descontínuo, que pode ter propriedades distintas em direções diferentes. Tal característica é esperada, uma vez que o material foi frequentemente submetido a ações mecânicas, térmicas e químicas ao longo de milhões de anos (Azevedo e Marques, 2002). Sendo assim, definem-se os principais constituintes de um maciço rochoso:

2.1.1. Rocha intacta

A rocha intacta pode ser entendida como sendo a matriz rochosa intacta, livre de descontinuidades de grande escala, formada por minerais agregados entre si, possuindo assim elevada coesão interna e resistência à tração. (Damasceno, 2008)

A rocha intacta pode ser classificada em sã ou alterada. A rocha sã consiste na rocha que não apresenta nenhum sinal de alteração, possui alta resistência ao impacto com o martelo e é isenta de descontinuidades. A rocha alterada difere da anterior por possuir baixa resistência devido à atuação do intemperismo.

A qualidade das rochas está ligada fundamentalmente à sua gênese, à litologia, ao estado de alteração e à coerência, a saber:

- Gênese: rochas magmáticas, sedimentares e metamórficas;
- Litologia: tipos de rocha de acordo com conceitos da petrografia;
- Alteração: sob o ponto de vista geotécnico, é o conjunto de modificações que conduzem à degradação das características mecânicas da rocha (Ojima, 1982).

2.1.2. Descontinuidades

As descontinuidades são quaisquer feições geológicas que interrompam a continuidade física de uma rocha intacta, ou seja, qualquer superfície natural em que a resistência à tração é nula ou muito baixa. É o termo coletivo para a maioria de juntas, zonas de fraqueza e falhas (ISRM, 1981).

Segundo a ABGE (1998), em virtude da natureza das solicitações em obras de engenharia, as condições mais desfavoráveis são aquelas representadas pela presença de descontinuidades, pois estas apresentam qualidade mecânica reduzida, ou seja, propriedades de rigidez e resistência muito inferiores às da rocha encaixante.

As descontinuidades são caracterizadas por planos bem definidos que separam fisicamente a rocha e como exemplos típicos destas feições podem-se citar as juntas,

falhas e alguns casos especiais de foliações proeminentes e contatos litológicos bruscos.

Entretanto, as foliações metamórficas nem sempre se comportam como uma descontinuidade geomecânica, pois se repetem de forma sistemática no interior do maciço, expressando-se apenas como arranjo preferencial dos minerais. Essa propriedade é denominada de anisotropia estrutural, e podem, assim como as descontinuidades, representar elementos geotécnicos desfavoráveis, dependendo do estado de tensões a que o talude será submetido (ABGE, 1998).

A presença de descontinuidades no maciço rochoso faz com que a velocidade de percolação da água na rocha aumente devido ao aumento da permeabilidade do maciço fraturado. Em encostas com grande inclinação isso se torna, portanto, uma característica bastante importante para o aumento dos efeitos do intemperismo, pois a existência de descontinuidades permite que as reações químicas possam acontecer não só na superfície, mas também ao longo da profundidade, podendo alterar camadas mais interiores e desagregar blocos de grandes dimensões.

Pode-se afirmar que a estabilidade de massas de rocha é determinada, em grande parte, pelas descontinuidades geológicas que, por si só, constituem em um vasto campo da Geologia de Engenharia, podendo condicionar diretamente o mecanismo e a geometria da ruptura.

Na descrição das características das descontinuidades devem-se considerar os seguintes parâmetros (ISRM, 1981):

- Orientação: representa a atitude da descontinuidade no espaço, descrita pelo rumo de mergulho (azimute) e pelo mergulho.
- Espaçamento: é a medida da distância perpendicular entre descontinuidades adjacentes.
- Abertura: distância medida perpendicularmente entre paredes adjacentes de uma descontinuidade, cujo interior encontra-se preenchido por água ou ar.

- Persistência: comprimento do traço de uma descontinuidade ao longo de um afloramento, representando a extensão da descontinuidade.
- Resistência da Parede: equivalente à resistência compressiva das paredes rochosas adjacentes de uma descontinuidade.
- Preenchimento: material que separa as paredes rochosas adjacentes e são normalmente mais fracos que o material rochoso original, representados por areias, silte, argila, material de alteração intempérica.
- Tamanho do Bloco: dimensões do bloco rochoso resultantes da orientação das famílias de descontinuidades que se interceptam e de seu espaçamento.
- Percolação: fluxo de água em uma descontinuidade ou no maciço como um todo.
- Número de Famílias: define o sistema de descontinuidades.
- Rugosidade: expressa as ondulações presentes nas superfícies da descontinuidade, influenciando na resistência ao cisalhamento, a qual dependerá do ângulo de atrito e de um incremento resultante das ondulações.

Sendo assim, é necessário visualizar o maciço como sendo um arranjo de blocos de rocha intacta separada por diferentes tipos de descontinuidades geológicas, no qual se deve levar em conta as características do material intacto e as das descontinuidades (Lopes, 2000).

A caracterização de maciços busca identificar as características das rochas e das descontinuidades para aplicação em problemas de engenharia de rochas (Lopes, 2006). Esta caracterização é de fundamental importância, uma vez que tais características variam no tempo e no espaço. Além disso, uma caracterização geotécnica adequada dos maciços rochosos capacita os responsáveis a definir procedimentos mais econômicos e seguros, evitando-se, assim, gastos desnecessários, atraso nas obras e eventuais acidentes.

Vaz (1996) *apud* Lopes (2006) defende que a presença de estruturas (falhas, contatos, entre outras) juntamente com as condições hidrogeológicas governam as características dos maciços rochosos.

Na caracterização de descontinuidades também é importante a consideração do efeito escala, observado nos estudos de maciços rochosos e muito conhecido entre os profissionais que atuam na área de Geomecânica, pois pode condicionar o tipo de mecanismo de ruptura.

Rupturas em taludes de bancadas podem apresentar padrões muito distintos das rupturas em taludes finais de mina. As dimensões relativas do talude e das descontinuidades têm relação direta com o tipo de mecanismo de ruptura. Descontinuidades de baixa persistência podem determinar mecanismos de ruptura em taludes de bancada e não ter nenhuma influência nas rupturas que afetam o talude final; este fenômeno é decorrência do efeito escala. (Silva *et. al.*, 2008)

A figura 1 ilustra esse efeito para dois taludes de diferentes alturas e inclinações no mesmo maciço rochoso. O talude na figura 1(a) possui 30m de altura e ângulo de inclinação da face igual a 70° . Já o talude na figura 1(b) tem altura de 90m e ângulo de inclinação da face de 50° . De acordo com Sjöberg (1999) as descontinuidades representadas têm comprimento menor que 10m.

O modo de ruptura do talude na figura 1(a) é possivelmente condicionado pelas duas famílias de descontinuidades visíveis na figura. Já no talude da figura 1(b) as dimensões das descontinuidades são pequenas em relação às dimensões do talude, podendo implicar num modo de ruptura segundo a rocha, já que os blocos formados pelas descontinuidades são de reduzidas dimensões em relação à altura do talude.

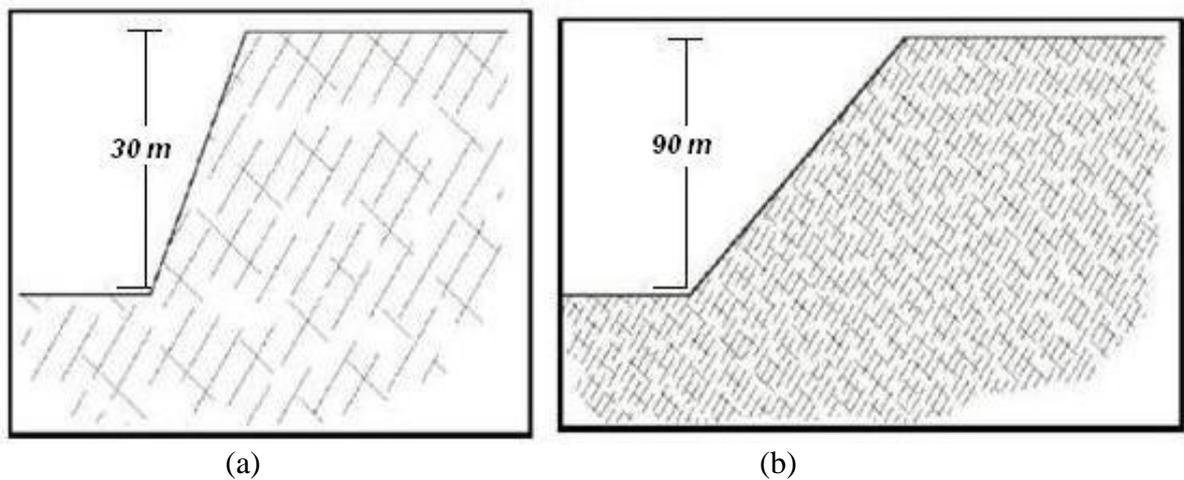


Figura 1: Efeito escala em taludes de diferentes alturas (adaptado de Sjöberg, 1999).

Quando os mecanismos de ruptura são condicionados pelas superfícies de descontinuidades a posição dessas em relação ao talude será o fator determinante do modo de ruptura. Nesse caso a definição do mecanismo de ruptura será feita através da análise cinemática, que define se o bloco formado pelas descontinuidades tem liberdade cinemática para se movimentar e qual é a superfície de movimentação. (Silva *et. al.*, 2008)

No caso da possibilidade de ruptura pela rocha ou pelas descontinuidades, várias alternativas podem ser consideradas. A ruptura pode se dar pela rocha apenas, se as descontinuidades são muito pequenas em relação à altura do talude, como na figura 1(b), e se a resistência da rocha é muito baixa, caso das rochas muito alteradas. A ruptura também pode ser parte pela rocha e parte pelas descontinuidades, dependendo das condições cinemáticas, persistência das descontinuidades e resistência da rocha.

2.1.3. Alteração e Alterabilidade de Rochas

Na caracterização de maciços rochosos, particularmente para rochas brandas, um parâmetro importante diz respeito ao estado de alteração dessas rochas.

Os principais tipos de alteração que afetam as rochas são a alteração deutérica, ou primária, e a alteração meteórica, ou intempérica. O primeiro tipo ocorre em

ambiente endógeno, na dependência de fenômenos magmáticos, enquanto que o segundo ocorre na dependência da hidrosfera e atmosfera, em ambiente exógeno (Ojima e Serra Jr., 1998).

Porém, em termos de interação rocha-ambiente, ou seja, o próprio fenômeno do intemperismo procura-se estudar apenas a alteração meteórica, na medida em que a atuação das intempéries tem efeito mais direto para obras de engenharia, favorecendo a diminuição da resistência mecânica, o aumento da deformabilidade e a modificação das propriedades de permeabilidade das rochas. A exposição da rocha à atmosfera, devido à erosão coloca-a diante de forças e reagentes que tendem a quebrá-la, reduzindo sua resistência e transformando-a em solo.

Na literatura técnica, encontram-se variados conceitos para alteração e alterabilidade de uma rocha. No estudo de estabilidade de taludes, Ojima e Serra Jr. (1998), definem geotecnicamente alteração, como sendo "o conjunto de modificações físico-químicas a que as rochas se encontram submetidas, que conduz à degradação de suas propriedades mecânicas". A alterabilidade, por sua vez, é um conceito dinâmico, que se refere à aptidão de uma rocha para se alterar em função do tempo (Frazão, 1993). Isso depende, pois das características do material rochoso.

Os processos que alteram as propriedades das rochas são: hidratação, solução, oxidação, esfoliação, desagregação, abrasão e outros.

Segundo a ABGE (1998) para um mesmo tipo litológico, a rocha pode se apresentar menos resistente e mais deformável, quanto mais avançado o estado de alteração, o que permite reconhecer estágios ou graus de intensidade da manifestação do processo.

A caracterização do estado de alteração das rochas pode ser realizada de maneira qualitativa e/ou quantitativa, e deve ser feita preferencialmente em conjunto com a caracterização física, química, mineralógica e geotécnica. Além disso, as estruturas geológicas (descontinuidades, dobras), são importantes aspectos a serem identificados

no maciço, pois os processos envolvidos na alteração de rochas são muito influenciados por essas estruturas.

A caracterização qualitativa consiste basicamente na avaliação visual da alteração dos minerais constituintes da rocha, tais como mudanças na cor, brilho, textura e desagregação. Este tipo de análise é, todavia, bastante subjetiva e inadequada para fins de engenharia. Logo, faz-se necessário buscar associar o estado de alteração a um parâmetro quantitativo, atribuindo um valor a uma determinada característica, como resistência, permeabilidade, expansividade, dentre outras.

Existe também a possibilidade de uma análise quantitativa do estado de alteração das rochas, que pode ser feito em laboratório através, por exemplo, do ensaio de ciclagem (CESP, 1990). Lopes (2006) realizou uma simulação do efeito do intemperismo em filitos baseado em ciclos contínuos de umedecimento e secagem de amostras e posteriormente avaliou as mudanças de certos parâmetros geotécnicos, tais como coesão e ângulo de atrito.

É importante ressaltar que o estudo da alterabilidade de rochas em laboratório é bastante limitada e muitas vezes pode apresentar erros, devido à dificuldade de se reproduzir todos os parâmetros do meio em que a rocha se encontra. Tais parâmetros incluem as condições de percolação da água, o controle da exposição da rocha aos agentes intempéricos e o próprio clima, controlado pela temperatura e precipitação regional. Outro problema refere-se à coleta de amostras indeformadas, que, no caso de rochas em elevado grau de alteração, pode ser inviabilizado.

A tabela 1 mostra um exemplo de siglas e denominações mais utilizadas na avaliação do estado de alteração das rochas, e critérios adotados para definição dos graus de intensidade de alteração (ISRM, 1981).

Tabela 1 – Graus de alteração das rochas. (ISRM, 1981).

Grau	Termo	Descrição
W1	Rocha Sã	Alteração mineralógica nula ou incipiente. Minerais preservam brilho original, cor e clivagem. Eventual descoloração nas discontinuidades. Foliação visível e selada. Resistência original da rocha não afetada pela alteração.
W2	Rocha Pouco Alterada	Alteração mineralógica perceptível, cores esmaecidas e perda de brilho. Leve descoloração e oxidação na matriz e ao longo das discontinuidades. Foliação visível e selada. Juntas fechadas, paredes ligeiramente alteradas. Resistência original da rocha parcialmente afetada pela alteração.
W3	Rocha Moderadamente Alterada	A matriz apresenta-se descolorida, com evidências de oxidação. Juntas abertas (< 1.0 mm) e oxidadas, podendo ocorrer material mais alterado ao longo das discontinuidades. Foliação realçada pelo intemperismo. Resistência afetada pelo intemperismo.
W4	Rocha Muito Alterada	Alteração mineralógica muito acentuada, alguns minerais parcialmente decompostos em argilominerais. Matriz totalmente oxidada e cores muito modificadas. Fraturas abertas (2 < e < 5 mm) e oxidadas, preenchidas por materiais alterados. Foliação realçada pelo intemperismo. Desplacamentos ao longo da foliação. Resistência muito afetada pela alteração.
W5	Rocha Completamente Alterada	Todo o material está completamente alterado para solo estruturado. Extremamente descolorido, minerais resistentes quebrados e outros transformados em argilominerais. Foliação preservada. Juntas não discerníveis. Desintegra em água após período de imersão.
W6	Solo Residual	Material totalmente transformado em solo. Estruturação da rocha matriz destruída. Prontamente desintegrado em água.

Salienta-se que o critério de classificação da alterabilidade é relativo, sendo adequado apenas para fazer uma comparação entre variedades de um mesmo tipo litológico.

2.1.4. Resistência de Rochas Brandas

As rochas de baixa resistência, denominadas no meio geotécnico brandas são aquelas cujos valores de resistência à compressão simples estão situados na faixa entre 0,5 e 25 MPa. (ISRM, 1981). No trabalho de Vaz (1996) *apud* Ferreira (2004), é comentada a dificuldade de aplicação dos horizontes de alteração com diferentes características de resistência ao intemperismo, com a associação da resistência mecânica à resistência de alteração de rochas brandas. Essa dificuldade se dá em função da alteração mineralógica nessas, e por isso, apesar da grande diversidade dessas rochas no Brasil seu comportamento geomecânico é pouco conhecido. São ressaltadas, ainda, as dificuldades para caracterizá-las, pois os métodos conhecidos são aplicáveis a solos e rochas duras, levando a dificuldades de caracterização e, muitas vezes, a resultados incoerentes.

Alguns fatores que afetam a resistência de rochas brandas incluem a cimentação pobre, o intemperismo, perturbações tectônicas e a alta porosidade. Além disso, a composição mineral da rocha é também importante, assim como a quantidade de água (umidade), densidade e granulometria (Chen e Hu, 2003).

A resistência é uma propriedade de determinação complexa, pois às suas próprias dificuldades, devem ser somadas aquelas pertinentes ao conhecimento de outros parâmetros, como permeabilidade e compressibilidade, visto que estas propriedades interferem decisivamente na resistência da rocha.

Outra dificuldade na determinação dos parâmetros de resistência de rochas brandas refere-se à dificuldade de amostragem dos materiais para realização dos ensaios de caracterização geotécnica. A acentuada heterogeneidade apresentada por essas rochas dificulta a obtenção de corpos de prova representativos das condições de campo,

podendo levar a resultados incoerentes, devido à grande variação em suas propriedades mecânicas.

A tabela 2 apresenta os graus de resistência de rochas, segundo a ISRM (1981).

Tabela 2 – Graus de Resistência das rochas Adaptado de ISRM, 1981.

Grau	Descrição	Características	Resistência Uniaxial (σ_c) Estimada (MPa)
R0	Extremamente branda e solos estruturados, coesivos, rijos a duros	<ul style="list-style-type: none"> -Penetrada pela ponta do dedo polegar -Moldada pelas mãos -Facilmente penetrada pelo canivete e martelo de geólogo -Escavada por equipamento manual 	0.25 – 1.0
R1	Rocha Muito Branda	<ul style="list-style-type: none"> -Esmigalha-se facilmente sob o impacto de martelo de geólogo -Riscada facilmente pela ponta fina do martelo de geólogo -Riscada e raspada facilmente pelo canivete -Desplacamentos ao longo da foliação sob pressão dos dedos -Bordas dos fragmentos facilmente quebradas pela pressão dos dedos -Pequenos fragmentos (2 X 2 X 2 cm) não quebram sob pressão dos dedos -Escavação por equipamentos mecanizados 	1.0 – 5.0

Grau	Descrição	Características	Resistência Uniaxial (σ_c) Estimada (MPa)
R2	Rocha branda	<ul style="list-style-type: none"> -Quebra-se sob único impacto do martelo -Indentação rasa sob impacto firme da ponta fina do martelo de geólogo -As bordas dos fragmentos podem ser quebradas pela pressão dos dedos -A lâmina do canivete provoca sulco acentuado na superfície do fragmento -Podem ser raspadas pelo canivete -Escavação por equipamentos mecanizados, exigindo em alguns casos, fogo de afrouxamento do maciço 	5.0 – 25.0
R3	Rocha Medianamente Resistente	<ul style="list-style-type: none"> -Espécimes de mão podem ser quebrados sob poucos golpes firmes do martelo de geólogo -Bordas finas dos fragmentos podem ser quebradas pelas mãos com certa dificuldade -Superfície pouco riscável por lâmina de aço -Não pode ser raspada pelo canivete -Escavada por desmonte a fogo 	25.0 – 50.0
R4	Rocha Resistente	<ul style="list-style-type: none"> -Espécimes de mão requerem alguns golpes do martelo para serem quebrados -Bordas dos fragmentos dificilmente quebradas pelas mãos -Superfície dificilmente riscada pelo canivete -Escavada por desmonte a fogo 	50.0 – 100.0

Grau	Descrição	Características	Resistência Uniaxial (σ_c) Estimada (MPa)
R5	Rocha Muito Resistente	-Espécimes de mão requerem muitos golpes do martelo para serem quebrados -Fragmentos possuem bordas cortantes que resistem ao corte por lâmina de aço -Superfície praticamente não riscada pelo canivete - Escavada por desmonte a fogo	100.0 – 250.0
R6	Rocha Extremamente Resistente	-Espécimes somente lascados com o uso do martelo	> 250.0

De acordo com o critério de Mohr-Coulomb, valores típicos de coesão e do ângulo de atrito para rochas brandas e solos são apresentados na tabela 3. Os valores apresentados servem apenas como uma referência geral para consulta.

Tabela 3 - Valores típicos de coesão e ângulo de atrito para rochas brandas ou solos.

Hunt (1984).

Material	Grau de Alteração	Coesão (kPa)	Ângulo de Atrito (°)	Observações
Granito	Decomposto	0	27 – 31	500 testes
Diorito	Alterado	30	22	Ensaio triaxiais
Gnaise	Decomposto	30	37	Cisalhamento direto
Xisto	Parcialmente alterado	70	35	Perpendicular à xistosidade
Xisto	Alterado	50-70	15 – 21	Ensaio triaxiais
Filito	Solo residual	0	24	Perpendicular à xistosidade
Filito	Solo residual	0	18	Paralelo à xistosidade

2.1.5. Durabilidade

O intemperismo pode induzir uma mudança rápida nas propriedades das rochas, tais como os parâmetros de resistência dessas. Essa mudança na resistência em curto prazo é denominada durabilidade e esse parâmetro pode ser definido através de um índice de durabilidade, (Gökceoglu e Aksoy, 2000), utilizado para prever a deterioração potencial da durabilidade dos materiais, sob influência dos processos intempéricos.

A American Association for Testing and Materials (ASTM, 1990) define durabilidade para rochas ornamentais, como sendo a medida da capacidade da referida rocha de manter as características essenciais e distintivas de estabilidade, resistência à degradação em que a rocha pode manter suas características, em uso, num determinado

tempo. Este tempo poderá ser maior ou menor, a depender do ambiente e do uso da rocha em questão.

De forma análoga, o conceito de durabilidade pode ser aplicado no estudo de estabilidade de taludes constituídos por rochas brandas. Tal parâmetro representaria a resistência apresentada pela rocha à atuação dos processos intempéricos, intensificados ou não pela ação antrópica, presumindo o comportamento dessa, principalmente na face do talude, onde alterações físico-químicas são intensas.

Assim como os parâmetros de resistência de acordo com Mohr-Coulomb (coesão e ângulo de atrito), a durabilidade é também considerada de essencial interesse geotécnico para a caracterização do tipo de material. O índice de durabilidade é determinado segundo as recomendações da Sociedade Internacional de Mecânica das Rochas para o ensaio Slake Durability Test. (Falcão Neves, 2004)

A durabilidade é uma propriedade intrínseca do material e está condicionada às propriedades físicas e químicas inerentes à mineralogia da rocha e alterações preexistentes. Trata-se de um importante parâmetro de engenharia, especialmente no que se refere a obras envolvendo rochas de baixa resistência.

Atividades antrópicas podem contribuir para a aceleração do intemperismo e degradação das rochas. No caso da atividade de mineração a céu aberto, por exemplo, a presença de rochas expostas na face do talude pode deixá-las susceptíveis a condições de percolação de água diferentes das originais. A própria escavação da rocha pode modificar as condições de percolação, pois provoca o alívio de tensões e conseqüentemente pode favorecer a formação de trincas e fendas de tração que se constituirão em caminhos preferenciais para a água.

Diversos autores avaliaram a durabilidade de rochas utilizando o ensaio de durabilidade, relacionando o índice de durabilidade com outras propriedades das rochas. Dentre eles, destacam-se Lashkaripour e Boomeri (2002), Gökceoglu *et. al.* (2000),

Agustawijaya (2004), Brideau *et. al* (2006), Gupta (2007), Falcão Neves (2004), Gokceoglu e Aksoy (2000), Dhakal *et. al* (2001).

Em Lashkaripour e Boomeri (2002), foi avaliado o efeito da composição mineralógica na durabilidade de amostras de rochas brandas de diferentes litologias (siltitos e argilitos). O valor de índice de durabilidade mais alto foi encontrado para os siltitos e o mais baixo para os argilitos. Estes autores comentam que os resultados mostram que não há um parâmetro único que possa prever a durabilidade das rochas brandas, mas que esta está diretamente relacionada com a quantidade de argila presente no material e que, portanto, a variação da durabilidade é controlada predominantemente pela mineralogia. Isso implica que um decréscimo na durabilidade estaria associado a um incremento na fração de argila. Porém, aparentemente esta propriedade associa-se, também a outros parâmetros geológicos, tal como o grau de alteração em que tais rochas brandas se encontram.

Gökceuoğlu *et. al* (2000) também realizaram uma série de ensaios com diferentes litologias, submetendo as amostras ao ensaio de durabilidade, difração de raios-x e compressão uniaxial. A mineralogia foi avaliada para os materiais retidos e passantes na malha do cilindro do equipamento e os resultados mostraram que o tipo e a quantidade de argilas expansivas são os principais fatores que influenciam na durabilidade das rochas ensaiadas. Estes autores ressaltam ainda que os dois ciclos recomendados (Franklin e Chandra, 1972 *apud* Gökceuoğlu *et. al*, 2000) parecem não ser aceitáveis para oferecer uma boa indicação da durabilidade de rochas brandas, quando comparados a múltiplos ciclos de umedecimento e secagem. Gökceuoğlu *et. al*, (2000) aplicaram três ou mais ciclos, revelando também que o recomendado por Franklin e Chandra (1972) são insuficientes para descrever a influência do número de ciclos.

Em Agustawijaya (2004) é comentada a influência da forma das rochas na sua durabilidade. Diferentes formas exibiriam diferentes mecanismos de fendilhamento, ou seja, ensaios com materiais de forma irregular tenderam a apresentar menor índice de durabilidade, quando comparado àqueles ensaios com materiais de forma arredondada.

Brideau *et. al*, (2006). investigaram a ação do intemperismo físico em diversas amostras de filitos, via Slake Durability Test (SDT). A rápida degradação da massa fraturada foi atribuída ao grau de alteração do filito, juntamente com o pequeno espaçamento das descontinuidades de foliação.

Falcão Neves (2004) estabeleceu correlações entre os parâmetros de resistência (c e ϕ) e a durabilidade de amostras de rocha e constatou que esta última é mais influenciada pela coesão da rocha. Tal fato era esperado, uma vez que em meio úmido o material se desagrega devido à quebra de eventuais ligações entre as partículas. Já no que diz respeito ao ângulo de atrito, esta influência não é percebida, pois o ensaio de durabilidade não promove impacto e, portanto, não há variação no tamanho das partículas.

A queda acentuada da coesão mediante ciclos alternados de umedecimento e secagem também é verificada em Lopes (2006). Este autor associou tal comportamento à dissolução de minerais que estariam atuando como cimento das rochas brandas.

Gupta e Ahmed (2007) avaliaram a durabilidade de calcários, xistos e siltitos sob diferentes condições de pH (ambientes ácidos e alcalinos). Os estudos revelaram que as rochas ricas em carbonato de cálcio ou carbonato de magnésio são amplamente afetadas em ambiente ácido, enquanto que rochas ricas em quartzo, feldspato e muscovita são independentes do pH do fluido utilizado e, por sua vez, sua durabilidade é mais influenciada pela textura dos minerais constituintes.

Gökceuoğlu *et. al* (2000) realizaram ensaios de durabilidade e constataram que o tipo e a quantidade de argilominerais expansíveis são os principais fatores que influenciam nas variações de durabilidade. Lopes (2006), através do ensaio de alterabilidade também concluiu que a presença de minerais expansíveis, uma vez dissolvidos, acelera o processo de degradação das rochas.

Outras propriedades físicas do material também condicionam a durabilidade, dentre elas a porosidade, a superfície específica e as propriedades hidráulicas,

relacionadas com a percolação dos fluidos no material rochoso. (Aires-Barros, 2001 apud Silva, 2007). Do ponto de vista da alteração, a porosidade é considerada a principal característica física das rochas, pois é determinante nas demais propriedades físicas e mecânicas.

2.1.5.1. O Ensaio de Durabilidade “*Slake Durability Test*”

Segundo ASTM D4644-08 (1990), o *Slake Durability Test* (SDT) é utilizado para estimar quantitativamente a durabilidade de rochas brandas.

O índice de durabilidade é determinado com base na perda de peso verificada após imersão e rotação da amostra, colocada no dispositivo de ensaio, determinando-se assim uma resistência ao desgaste. O desgaste conduz inevitavelmente a uma alteração da resistência ao cisalhamento do material.

O ensaio de durabilidade (SDT) consiste em submeter o material rochoso previamente fragmentado a ciclos normalizados de secagem, umidificação e ação mecânica. Os fragmentos são colocados dentro de redes metálicas cilíndricas com determinada abertura parcialmente imersas na água que giram em torno de um eixo horizontal. O choque dos fragmentos de rocha entre si e o contacto com a água favorecem a sua desagregação e alteração. A secagem dos fragmentos é realizada em estufas após o que pode seguir-se outra umidificação e ação mecânica.

O equipamento utilizado no ensaio de durabilidade consiste em um cilindro, com 100 mm de largura, 140 mm de diâmetro, e seu corpo é constituído por uma tela com malha de 2 mm, ambos equipados com uma base sólida fixa e uma tampa sólida removível. O cilindro é sustentado ao longo de uma linha central, dentro de uma calha preenchida por um fluido de interesse (água, água de mina ou de chuva), num nível de 20 mm abaixo do eixo cilíndrico. O cilindro é montado para reservar 40 mm de afastamento desobstruído entre a calha e a base da malha desse. O eixo horizontal, por sua vez, é conectado a um motor capaz de rotacionar os moinhos numa velocidade de

20 rpm. O croqui e a foto do equipamento para o ensaio de durabilidade são apresentados nas figuras 2 e 3, respectivamente.

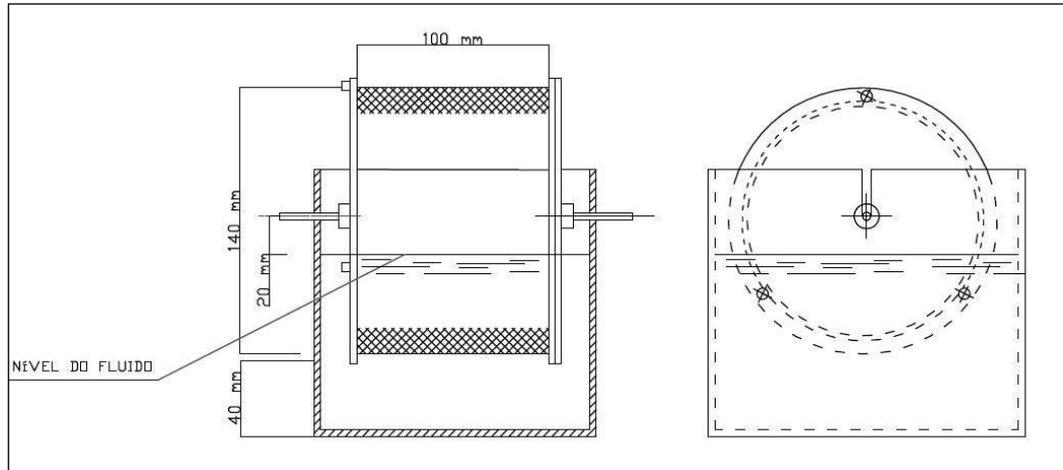


Figura 2 – Esquema do equipamento para ensaio de durabilidade.

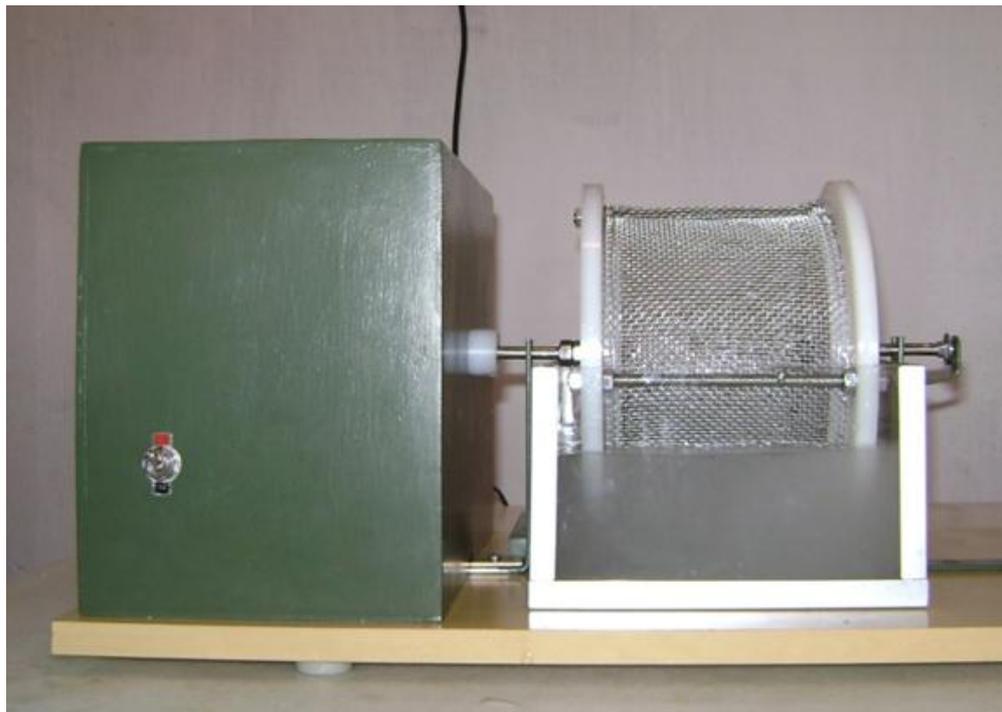


Figura 3 – Equipamento para ensaio de durabilidade.

$$\text{Slake Durability \acute{I}ndex (Id}_2) = \frac{B - C}{A - C} \times 100\% \quad (1)$$

Onde

A – peso seco inicial da amostras mais cilindro

B – peso seco após o segundo ciclo da amostra mais cilindro

C – peso seco do cilindro.

A durabilidade do material é classificada de acordo com a tabela 5.

Tabela 4 – Classificação da durabilidade. (Franklin e Chandra, 1972)

ID₂ (%)	Classificação da Durabilidade
0-25	Muito baixa
26-50	Baixa
51-75	Média
76-90	Alta
91-95	Muito alta
96-100	Extremamente alta

2.2.MOVIMENTOS DE MASSA

Os movimentos de massa têm importância significativa nas atividades de mineração que envolvem práticas de escavação a céu aberto, especialmente no Quadrilátero Ferrífero, onde a lavra de bens minerais ocorre de forma intensa e as cavas já atingem grandes profundidades e condições geológico-geotécnicas desfavoráveis à estabilidade geomecânica dos taludes.

De uma forma geral, a deflagração dos movimentos de massa é controlada por uma cadeia de eventos, muitas vezes de caráter cíclico, que tem sua origem com a formação da própria rocha e toda sua história geológica e geomorfológica subsequente, como movimentos tectônicos, intemperismo, erosão, ação antrópica, etc. (ABGE, 1998)

Os movimentos em encostas podem ser desencadeados por causas internas e externas. As causas externas resultam no aumento das tensões de cisalhamento, que crescem ao longo da superfície de ruptura até o momento de sua ocorrência. Dentre elas

destacam-se a mudança na geometria do talude devido a cortes ou aterros, o aumento ou diminuição da carga atuante no maciço, devido a carregamento ou alívio de carga, respectivamente. Na mineração merece destaque também o uso de explosivos (ação dinâmica), que também podem favorecer a instabilização dos taludes.

Em contrapartida as causas internas resultam na diminuição da resistência do material. Nessas incluem a variação do nível de água, que pode gerar aumento do peso específico do material, e também diminuição da resistência do maciço como um todo, com o tempo (por lixiviação, por mudanças nos minerais secundários, nas descontinuidades, etc.);

Guidicini e Nieble (1984) utilizam a terminologia de agentes e causas da instabilização para discutir os condicionantes dos movimentos de massa, entendendo como causa o modo de atuação de um determinado agente na instabilização de um talude ou encosta. Já os agentes deflagradores são subdivididos em predisponentes e efetivos. Os agentes predisponentes referem-se às características naturais intrínsecas ao terreno e os agentes efetivos são diretamente responsáveis pelo desencadeamento das instabilizações, incluindo aí aqueles devido à ação antrópica.

Varnes (1978) discute os principais condicionantes e mecanismos de deflagração dos escorregamentos, reconhecendo os fatores que aumentam as solicitações e os que diminuem a resistência dos materiais geológicos, com respectivos fenômenos naturais e antrópicos a que estão associados (tabela 4).

Tabela 5 – Fatores deflagradores dos movimentos de massa segundo Varnes (1978).

Ação	Fatores	Fenômenos Geológicos e Antrópicos
Aumento da solicitação	Remoção de massa (lateral ou de base)	Erosão, escorregamentos. Cortes.
	Sobrecarga	Peso da água de chuva, neve, granizo etc.
		Acúmulo natural do material (depósitos).
		Peso da vegetação.
		Construção de estruturas, aterros etc.
	Solicitações dinâmicas	Terremotos, ondas, vulcões etc.
		Explosões, tráfego, sismos induzidos.
Pressões laterais	Água em trincas, congelamento, material expansivo.	
Redução da resistência	Características inerentes ao material (geometria, estruturas etc.). Mudanças ou fatores favoráveis	Características geomecânicas do material, tensões.
		Intemperismo, redução na coesão, ângulo de atrito.
		Elevação do nível d'água.

2.2.1. Mecanismos de Ruptura em Taludes Rochosos

As atividades de mineração que utilizam o método de lavra a céu aberto convivem constantemente com problemas de rupturas, de diferentes modos e magnitudes, dependendo do material que compõe o talude, pois se trata de uma atividade dinâmica, com retirada de material em períodos muito curtos, dificultando o restabelecimento do equilíbrio do material que compõe o talude.

As bancadas presentes nos taludes de minas a céu aberto são elementos que conferem certa estabilidade a estes, porém minas profundas convivem com a possibilidade e desenvolvimento de instabilidade global. (Damasceno, 2006). Apesar de rupturas locais serem comuns e afetarem pouco o talude como um todo, rupturas globais não são admitidas, uma vez que podem causar prejuízos econômicos, ambientais ou mesmo comprometer a segurança dos profissionais que atuam na área.

As rupturas globais são aquelas que envolvem várias bancadas, ou o talude como um todo, alcançando geralmente a profundidade máxima da cava, e dependendo da localização podem ter consequências catastróficas para o empreendimento, como a paralização total da mina (Damasceno, 2006).

Com a determinação do mecanismo de ruptura é possível avaliar a probabilidade de esta ocorrer, o fator de segurança e realizar uma previsão do grau de risco aceitável (Goodman, 1989). O correto entendimento dos mecanismos de ruptura permite, pois, a elaboração de projetos que visam a implantação de medidas preventivas e/ou corretivas de engenharia, garantindo a estabilidade física dos taludes.

Os mecanismos que levam à ruptura de um talude são aqueles que provocam o aumento dos esforços atuantes ou a diminuição da resistência do material que compõe o talude ou do maciço como um todo. Isso porque tal material tem a tendência natural de escorregar sob a influência da força da gravidade, entre outras que são suportadas pela resistência ao cisalhamento do próprio material.

Para a realização das análises de estabilidade e manipulação de taludes é fundamental que os mecanismos de ruptura potenciais sejam identificados, pois para cada tipo de ruptura há um método de análise específico.

Em taludes de mina, destacam-se os seguintes tipos de ruptura: planar, em cunha, circular, tombamentos e flambagem. A figura 4 apresenta os mecanismos de ruptura típicos de taludes rochosos e a seguir são descritos tais mecanismos:

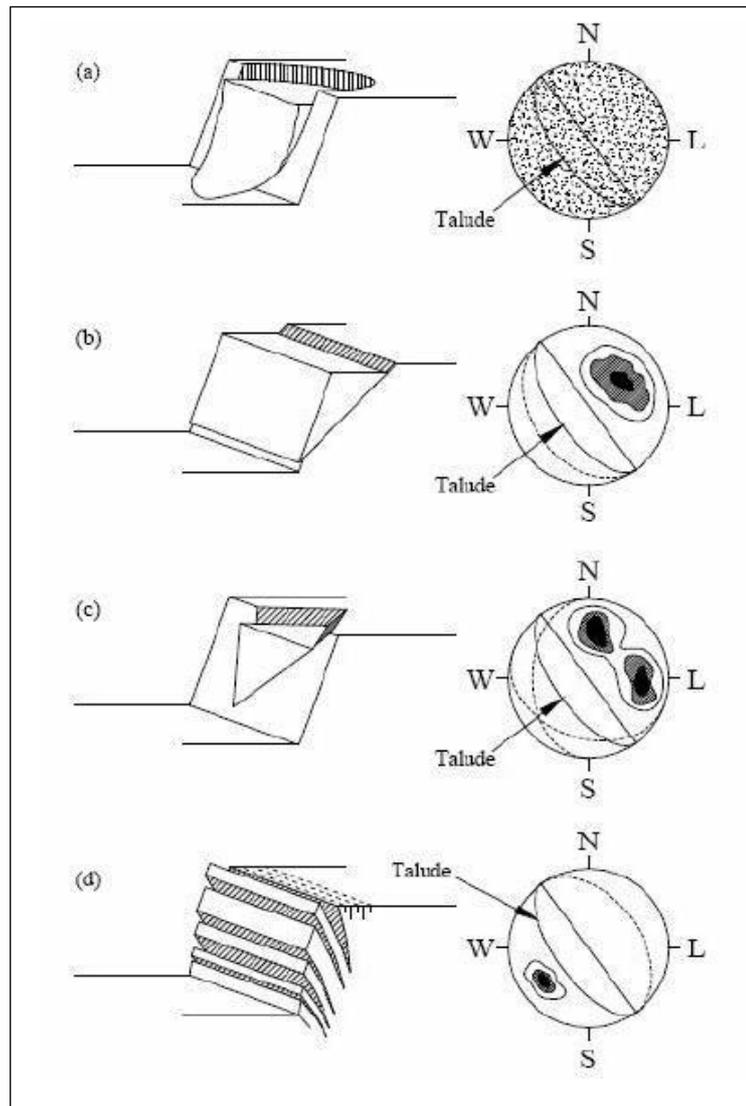


Figura 4 – Mecanismos de ruptura de taludes rochosos. circular; (b) planar; (c) cunha; (d) tombamento flexural. (Hoek & Bray modificado, 1981)

- Ruptura Planar

As rupturas planares envolvem o deslocamento de massas rochosas ao longo de uma ou mais superfícies subparalelas, como planos de falha, planos de acamamento, planos de foliação, de juntas, etc., usualmente aflorantes e inclinadas em relação à direção da face livre do talude, com ângulo superior ao ângulo de atrito interno da descontinuidade. O deslizamento tenderá a ocorrer ao longo da direção do mergulho do plano, admitindo-se nas análises uma variação de 20 graus em torno dessa direção.

(Fiori e Carmignani, 2001). Na ruptura planar não são desenvolvidos momentos que possam causar rotação do bloco e a ruptura ocorre por deslizamento. Segundo Lopes (2006) a força peso do bloco instável, a força do soerguimento devido à pressão exercida pela água na superfície de deslizamento e a pressão de água em fendas de tração agem no centro de massa do bloco instável.

Segundo Azevedo e Marques (2002) as condições para a ocorrência de ruptura por um único plano são:

- Direção aproximadamente paralela do plano de deslizamento em relação à direção da face do talude ($\pm 30^\circ$);
- Mergulho do plano de descontinuidade menor que o mergulho da face do talude;
- Mergulho do plano de ruptura maior que o ângulo de atrito desse plano.

Uma condição cinemática adicionalmente imposta, é que o material rochoso esteja lateralmente livre para poder deslizar.

- Ruptura em Cunha

Este tipo de ruptura desenvolve-se a partir da existência de duas ou três descontinuidades que se interceptam, formando um bloco instável. As orientações desses elementos são críticas no condicionamento do escorregamento em cunha e, para que a ruptura ocorra é necessário que a inclinação da linha de interseção seja menor que a inclinação do talude e que o ângulo de atrito ao longo dos planos de descontinuidades seja menor que a inclinação da interseção. Além disso as superfícies de deslizamento devem se intersectar ou aflorar no talude, assim como a linha de interseção dos planos de deslizamento.

- Ruptura Circular

Embora sejam mecanismos típicos de taludes em solo, rupturas circulares podem ocorrer também em maciços rochosos, principalmente se esse for constituído de rochas

brandas, material que tem comportamento de solo devido ao seu alto grau de alteração e fraturamento. Segundo Azevedo e Marques (2000), não existe um padrão estrutural forte e a superfície de ruptura é livre para encontrar a linha de menor resistência do talude. As condições sob as quais a ruptura circular ocorre surgiriam, portanto, quando partículas individuais em um maciço de rocha ou solo são muito pequenas em relação ao tamanho do talude e quando essas partículas não estão ligadas umas às outras, como resultado de sua forma.

- Tombamentos

Os tombamentos são movimentos que envolvem a rotação de massas de solo ou rocha, em relação a um ponto ou eixo localizado abaixo do centro de gravidade da massa deslocada. Em um maciço rochoso fraturado, a força resultante que determina o tombamento deve-se ao peso dos blocos formados pelas massas de solo ou rocha, à pressão de água nas juntas e ao atrito. (Azevedo e Marques, 2002).

Os tombamentos podem ser divididos em classes, a saber:

- *Tombamento de Blocos*

O tombamento de blocos ocorre quando as colunas de rocha são divididas por juntas ortogonais amplamente espaçadas, individualizando blocos (figura 5). As colunas de pequena altura formadas no pé do talude são empurradas pela ação da força exercida pelas colunas superiores e deslizam, permitindo o tombamento das colunas situadas imediatamente acima, de maior altura. (Santos, 2008).

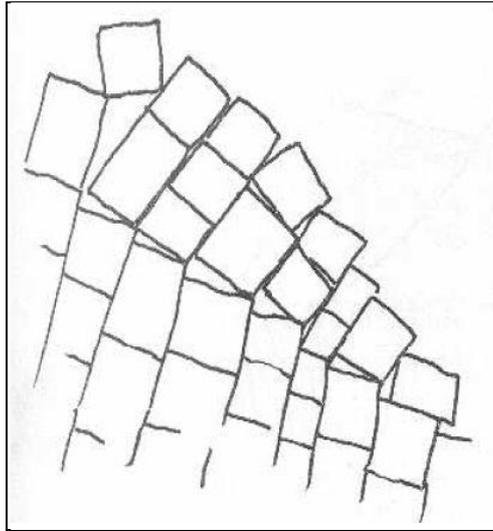


Figura 5 – Mecanismo de tombamento de blocos. (Hoek & Bray, 1981)

- Tombamento Bloco-Flexural

O tombamento bloco-flexural é um tipo de ruptura um pouco mais complexo do que os outros tipos de tombamento, porque é uma combinação de tombamento e deslizamento dos blocos (Ramírez, 2006). É um mecanismo caracterizado por flexão de longas colunas pseudo-contínuas em função e movimentos acumulados ao longo de numerosas descontinuidades cruzadas. O movimento de deslizamento ocorre ao longo de várias superfícies de descontinuidades no pé do talude, enquanto o deslizamento e tombamento ocorrem de forma associada no resto do maciço. (Santos, 2008)

- Tombamento Secundário

Existem ainda outros tipos de ruptura por tombamento, entre os quais Hoek e Bray (1981) definiram o tombamento secundário (figura 6). Este tipo de ruptura é comumente iniciado pela ruptura na parte baixa do pé do talude, e é dominado pela ação de eventos naturais, como erosão ou por atividade antrópica. A ruptura inicial envolve a deslizamento ou ruptura física da rocha, e o tombamento é induzido como consequência do movimento principal.

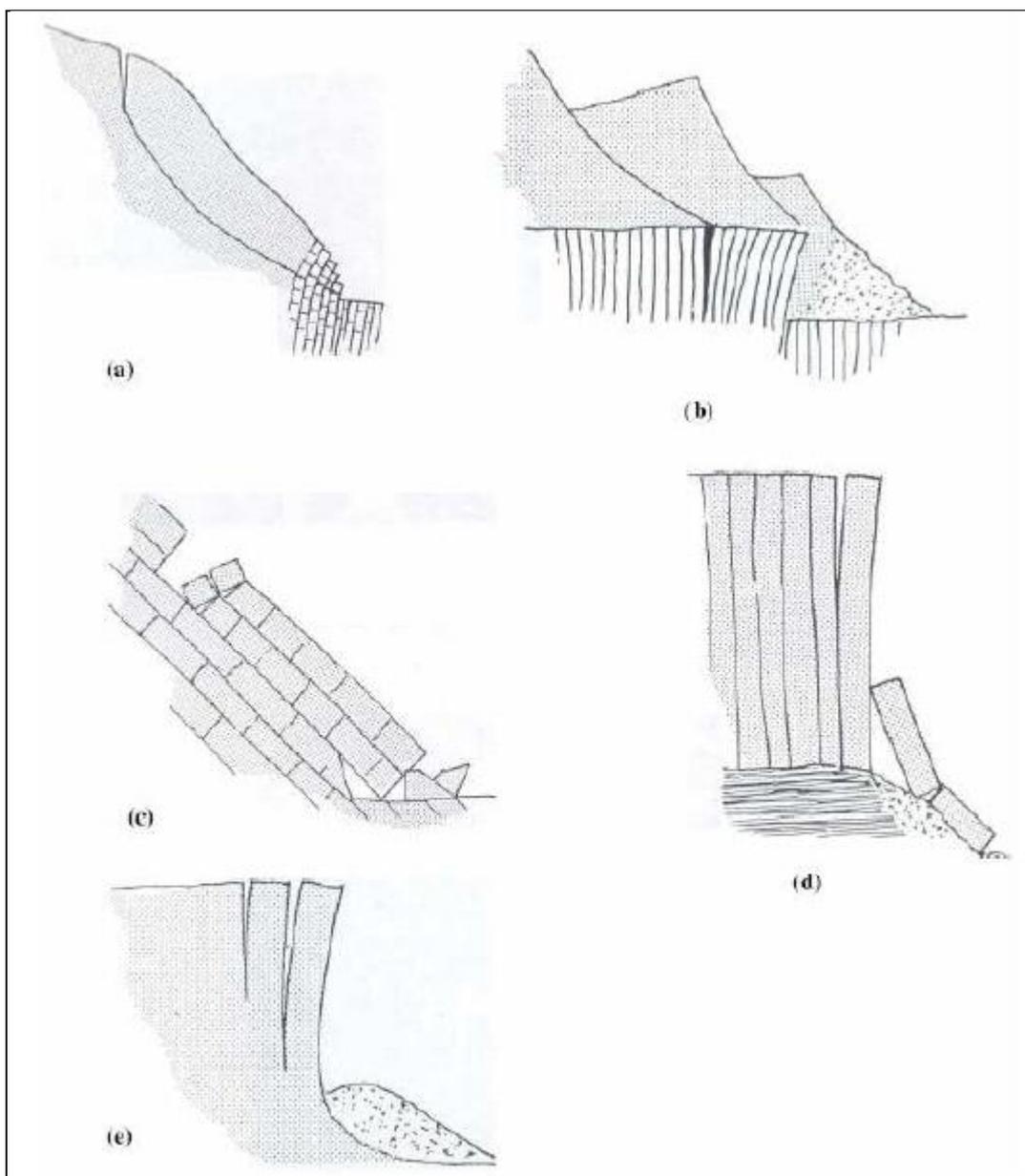


Figura 6 – Tipos de tombamento secundário (Hoek & Bray, 1981)

Em taludes de rochas foliadas, como é o caso do filito, observam-se alguns mecanismos de ruptura, os quais não se agrupam facilmente nos mecanismos citados anteriormente, e que são condicionados pelas descontinuidades presentes nas rochas.

Dentre eles pode-se destacar o tombamento flexural e a flambagem (Adhikary et. al, 2001), que podem ser observados na figura 7.

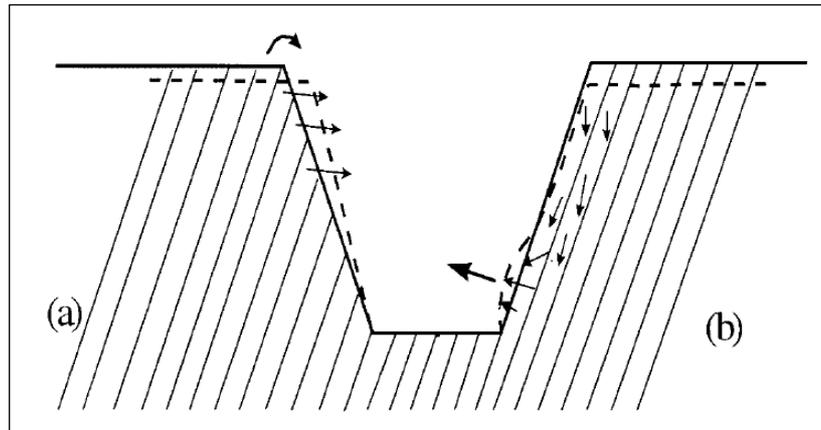


Figura 7 - Talude em um maciço rochoso foliado: (a) tombamento flexural e (b) ruptura por flambagem (Adhikary *et. al*, 2001)

Se a descontinuidade mergulha para dentro do maciço rochoso (figura 5(a) as camadas rochosas podem inclinar-se para dentro da escavação conduzindo ao tombamento flexural.

O tombamento flexural é um tipo de ruptura que envolve rotação de colunas, agindo umas sobre as outras. Este mecanismo ocorre com mais frequência em taludes escavados em rochas sedimentares estratificadas ou metamórficas foliadas, cujas direções da estratificação ou foliação são praticamente paralelas à direção do talude e mergulham em sentido oposto ao mesmo. (Dilácio e Figueiredo, 2005)

Devido à ação do próprio peso, uma série de lâminas rochosas de pequena espessura, delimitadas pelas descontinuidades de foliação, dependendo do ângulo de atrito entre elas podem deslizar umas sobre as outras levando a uma ruptura por tração na base da lâmina, de modo que as lâminas são liberadas para sofrer tombamento no sentido da face do talude. (Figura 8).

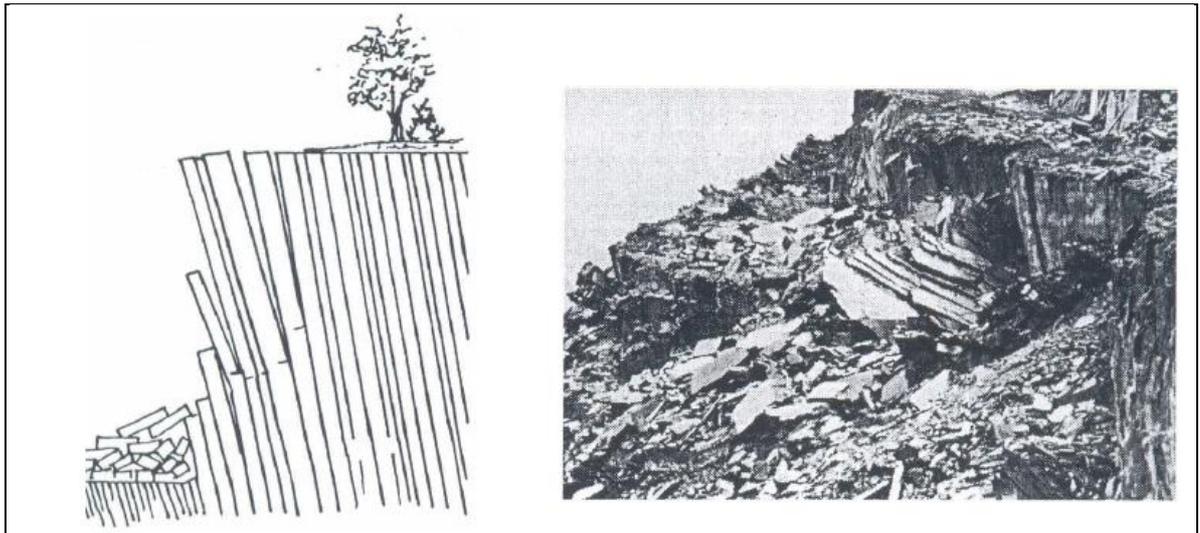


Figura 8 - Tombamento Flexural (Hoek & Bray, 1981)

Goodman & Bray (1976) definiram como condição necessária para a ocorrência de tombamento flexural o deslizamento entre as camadas formadas pelas descontinuidades de foliação. Matematicamente essa condição é dada pela equação 2:

$$(90 - \psi_p) \leq \psi_f - \phi \quad (2)$$

onde:

ψ_p é o mergulho das descontinuidades de foliação

ψ_f é o mergulho da face do talude

ϕ é o ângulo de atrito das descontinuidades de foliação

Dilásccio e Figueredo (2005) estudaram o tombamento flexural em filitos, utilizando o método das diferenças finitas, implementado no software FLAC, o qual permite consideração de grandes deformações no maciço. Tal estudo permitiu a criação de cartas de estabilidade para diferentes classes de maciço, com curvas delimitando zonas estáveis e instáveis ao tombamento flexural, para diferentes alturas de talude.

Em Santos (2008) também podem ser encontradas análises acerca das condições para ocorrência de tombamento flexural. Este autor utilizou o método dos elementos

finitos a partir de análises paramétricas e técnicas de equilíbrio-limite. Seu trabalho possibilitou a geração de gráficos de tendência de comportamento para variações de ângulos de taludes e ângulos de mergulho de descontinuidades, bem como o espaçamento entre descontinuidades, na tentativa de simular condições favoráveis à ocorrência do tombamento flexural.

2.2.2. Flambagem (“buckling”)

Ao contrário do tombamento flexural, quando as descontinuidades mergulham no sentido da face do talude as camadas rochosas podem flambar sob seu peso próprio ocasionando a ruptura por flambagem e causando um “embarrigamento” na face do talude (Figura 7(b)). Rupturas por flambagem foram observadas em minas do Quadrilátero Ferrífero, conforme pode ser visto nas figuras 9 e 10.



Figura 9 – Vista longitudinal da ruptura por flambagem ocorrida na Mina Pau Branco (Vallourec & Mannesman).

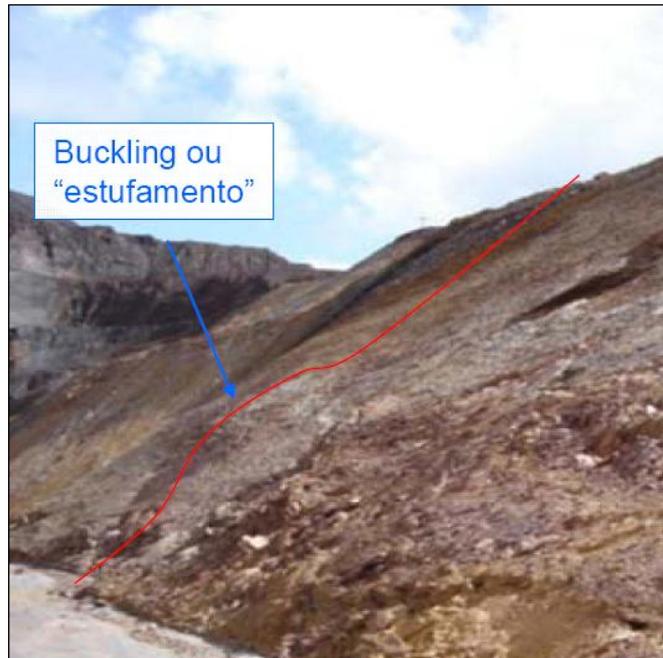


Figura 10 – Vista lateral da flambagem em talude da Mina Pau Branco (Vallourec & Mannesman).

A flambagem se desenvolve quando as tensões axiais na placa rochosa são altas e a coluna é muito fina em relação ao seu comprimento (relação de esbeltez).

Estes mecanismos podem ocorrer ao longo dos planos de acamamento contínuos ou juntas orientadas paralelamente à face do talude (Sjöberg, 1999) e pode ser favorecido pela presença de forças externas, tais como, pressão de água, por concentração de tensões no plano da lâmina ou pelo peso da própria lâmina (Lopes, 2006; Dilásccio, 2004).

Fazendo analogia à condição cinemática para tombamento flexural proposta por Goodman & Bray (1976), pode-se verificar aquela imposta para ocorrência de flambagem. As condições cinemáticas para ocorrência de flambagem são dadas pelas equações 3 e 4, obtidas a partir da suposição da ocorrência de deslizamento entre lâminas:

$$\alpha \leq \psi f - \phi \quad (3)$$

$$\psi_p \geq \psi_f \quad (4)$$

onde:

α – caimento do pólo da descontinuidade;

Ψ_f – ângulo de inclinação da face do talude;

ϕ – ângulo de atrito da descontinuidade;

Ψ_p – ângulo de mergulho da descontinuidade.

Qin *et. al* (2001) comentam que sob a ação do peso próprio das lâminas ou pela existência de pressão neutra atuando próxima ao pé do talude, ocorre flambagem gradual e, proporcionalmente as lâminas acima tendem a deslizar uma em relação à outra. Na condição de comprimento e largura da lâmina serem significativamente maiores que sua espessura, o modelo pode ser simplificado, e o problema poderá ser resolvido bidimensionalmente.

Kutter *apud* Frolidi & Lunardi (1995) comentam que a presença de juntas subparalelas cortando as lâminas com baixo mergulho pode favorecer a ocorrência de uma espécie de flambagem de blocos (figura 11), com a formação de rótulas entre esses.

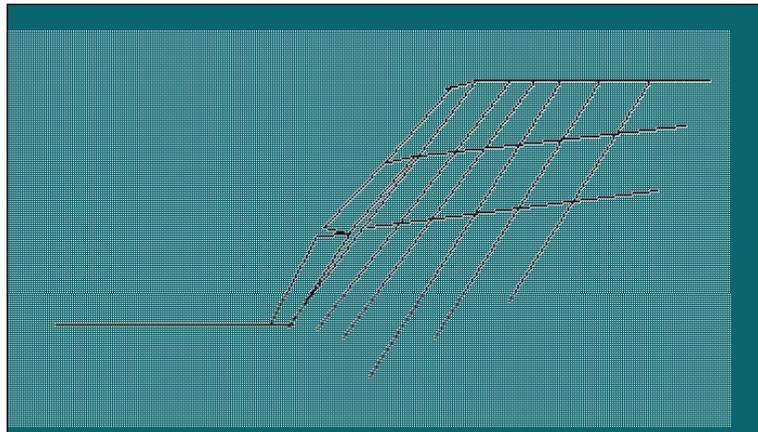


Figura 11– Modelo esquemático de flambagem de blocos. Dilásccio. (2004)

A ruptura por flambagem é um mecanismo de ruptura típico de maciços com descontinuidades pouco espaçadas, como é o caso de certas rochas metamórficas, nas quais a clivagem ou xistosidade é acentuada e regular (Frolidi & Lunardi, 1995).

Seijmonsbergen *et. al* (2005) estudaram a ruptura por flambagem em taludes de marga variando o nível de água, através de uma formulação analítica. Segundo estes autores altas pressões de água após o período de glaciação e presença de fendas de tração poderiam ser responsáveis pela ruptura por flambagem. O modelo proposto por estes autores baseia-se na ruptura a partir de um sistema de três planos de fraqueza (“three-hinge buckling”), e para que a flambagem ocorra são necessárias forças laterais atuando na coluna levando ao movimento de rotação dos blocos próximo ao pé do talude (figura 12). Além disso, deformações no pé do talude fazem com que a parte superior da coluna deslize para baixo, às vezes originando trincas de tração. Finalmente, a flambagem ocorrerá próximo ao pé do talude, e a parte de cima irá deslizar ao longo da descontinuidade e se desintegrará.

Assumindo algumas hipóteses, os autores propuseram um modelo para calcular, a partir de análises de equilíbrio-limite, se a ruptura por flambagem pode ocorrer sob as circunstâncias assumidas.

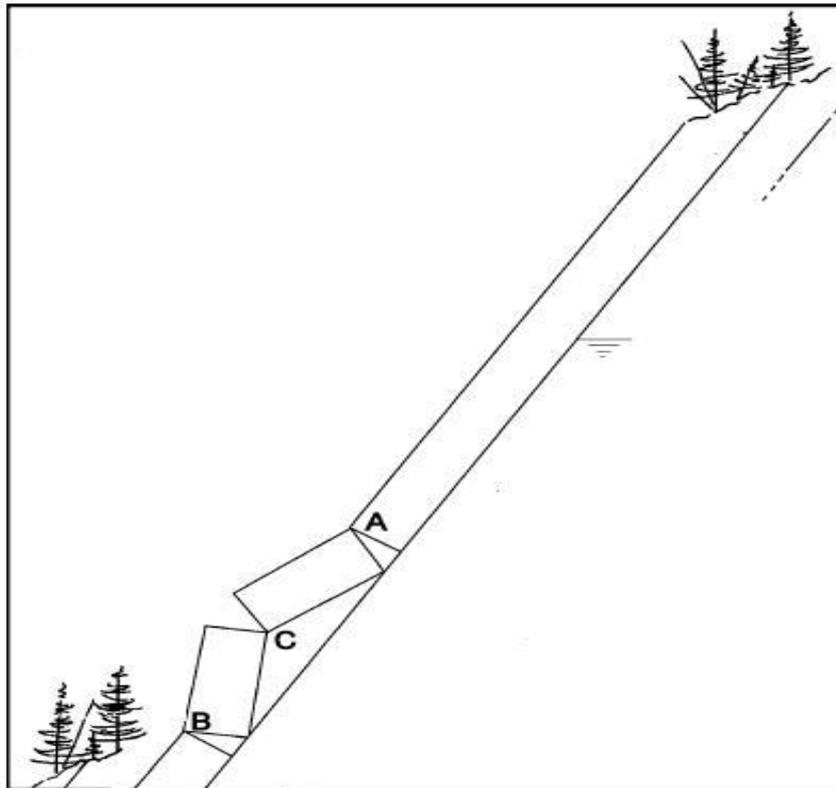


Figura 12 - Modelo e mecanismo de flambagem de blocos. (Seijmonsbergem, 2005)

Tais hipóteses incluem:

- Existência de blocos individuais rígidos;
- A região da coluna próxima ao pé do talude é cortada por duas descontinuidades que interceptam a descontinuidade principal (pontos de dobradiça), cada uma delas perpendicular à coluna.
- A superfície do talude é plana e as descontinuidades definem que a laje são paralelas ao talude.
- As pressões neutras atuando paralelamente ao talude são negligenciadas.

Neste modelo, a ruptura somente poderá ocorrer quando forças normais estiverem atuando na coluna. O sistema é estável até que o ponto (C) se mova para fora através de uma linha reta, ligando os pontos de “dobradiça” (A) e (B) (Seijmonsbergem, 2005).

Em relatório interno da Mina Pau Branco (BVP, 2007), que é objeto deste estudo é comentada a ocorrência de um mecanismo de flexão de estratos de filito no trecho em que a foliação tem alto ângulo de mergulho, a partir do sistema “three-hinge buckling”, aqui interpretado como sendo mecanismo de ruptura por flambagem.

Goodman (1989) e Cavers (1981) *apud* Giani (1992) discutem a teoria clássica de flambagem de Euler. Este último propôs uma formulação analítica para analisar a flambagem, que permite a determinação da tensão axial (σ_b) necessária para a flambagem de uma coluna de rocha (equação 5):

$$\sigma_b = \frac{P_{cr}}{A_c} = \frac{\pi EI}{A_c^2} = \frac{\pi^2 E}{12(l/t)^2} \quad (5)$$

onde:

P_{cr} – carga crítica máxima antes de ocorrer a flambagem;

E – módulo de elasticidade da rocha entre colunas;

l – comprimento da coluna de rocha acima do ponto onde ocorre a flambagem;

t – espessura da coluna;

A_c – Área submetida ao carregamento, dada por $A_c = wt$;

w – largura da coluna;

I – momento de inércia, dado por $I = wt^3/12$

Segundo Goodman (1989) e Cavers (1981) *apud* Giani (1992) a ruptura por flambagem ocorre quando a tensão paralela ao eixo da coluna (σ_L) se iguala à tensão crítica de Euler (σ_b). Essas tensões são dadas pelas equações 6 e 7. A figura 13 apresenta o modelo proposto por Goodman (1989)

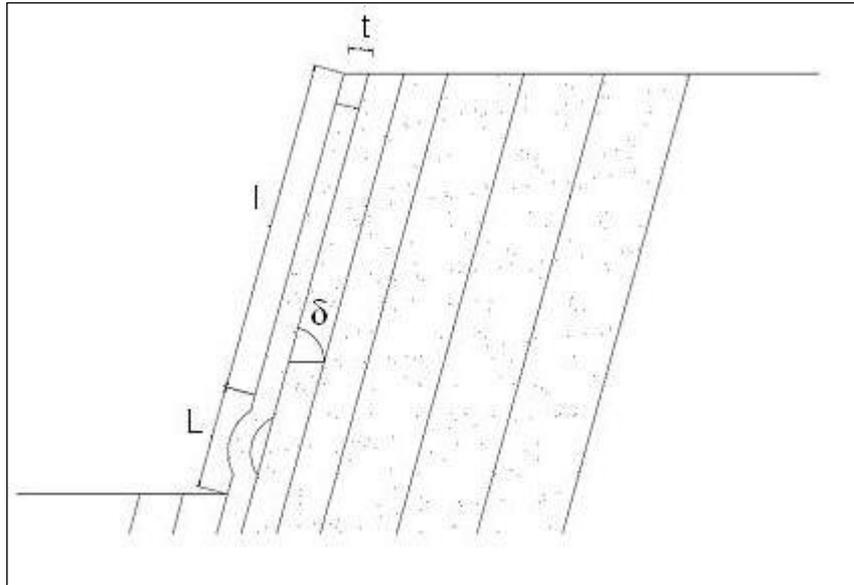


Figura 13 - Análise de ruptura por flambagem (adaptado de Goodman,1989)

$$\sigma_L = \frac{l\gamma \text{sen}(\delta - \phi_j)}{\text{sen}(90 + \phi_j)} \quad (6)$$

$$\sigma_b = \frac{\pi^2 Et^2}{3L^2} \quad (7)$$

Igualando (6) e (7), obtém-se o comprimento máximo da coluna acima flambagem:

$$l_{\max} = \frac{\pi^2 Et^2}{3L^2} \frac{\text{sen}(90 + \phi_j)}{\text{sen}(\delta - \phi_j)} \quad (8)$$

onde:

γ – peso específico da rocha;

l – comprimento da coluna acima da flambagem;

δ – ângulo do talude (inclinação da coluna);

ϕ_j – ângulo de atrito da descontinuidade;

E – módulo de elasticidade da rocha entre colunas;

t – espessura da coluna;

L – comprimento da coluna que flamba.

Cavers (1981) *apud* Adhikary et. al (2001) derivou uma expressão, também com base na teoria de Euler, obtendo uma altura crítica do talude para ocorrência de flambagem. Cavers (1981) propôs uma expressão para determinar um fator de carregamento crítico ($\gamma H^3 / Eh^2$), levando em consideração que somente a porção da camada rochosa próxima ao pé do talude estaria sujeita à flambagem e o restante da camada teria a função de fornecer carga axial para a porção sujeita à deformação (equação 9).

$$\frac{\gamma H^3}{Eh^2} = \frac{\pi^2}{2,25} (\sin \alpha - \cos \alpha \tan \phi_i)^{-1} \quad (9)$$

Onde:

γ = peso específico da camada de rocha

E = módulo de elasticidade

H = altura do talude

h = espaçamento das descontinuidades

ϕ_i = ângulo de atrito das descontinuidades

α = ângulo de inclinação do talude

Utilizando a teoria de Cosserat, Adhikary *et. al* (2001) obtiveram fatores de carregamento crítico para taludes escavados em rochas foliadas. Em seu modelo, assumiu-se que a camada de rocha intacta possui comportamento elástico, enquanto que as juntas apresentam comportamento elasto-plástico perfeito. Os valores obtidos foram comparados aos encontrados por Cavers, levando à conclusão que o modelo proposto por esse último foi superestimado para taludes muito íngremes e subestimado para taludes sub-verticais.

Os valores obtidos permitiram ainda a criação de um ábaco que relaciona o ângulo da face do talude (varia entre 60^0 e 90^0), o fator de carregamento crítico (varia

entre 0,1 e 100) e quatro ângulos de atrito (0^0 , 10^0 , 20^0 e 30^0), que pode ser observado na figura 14). O ábaco é simples de usar e fornece uma estimativa rápida de fatores de carregamento crítico para rochas foliadas, porém não considera a existência de pressões neutras e de descontinuidades que cortam a descontinuidade principal.

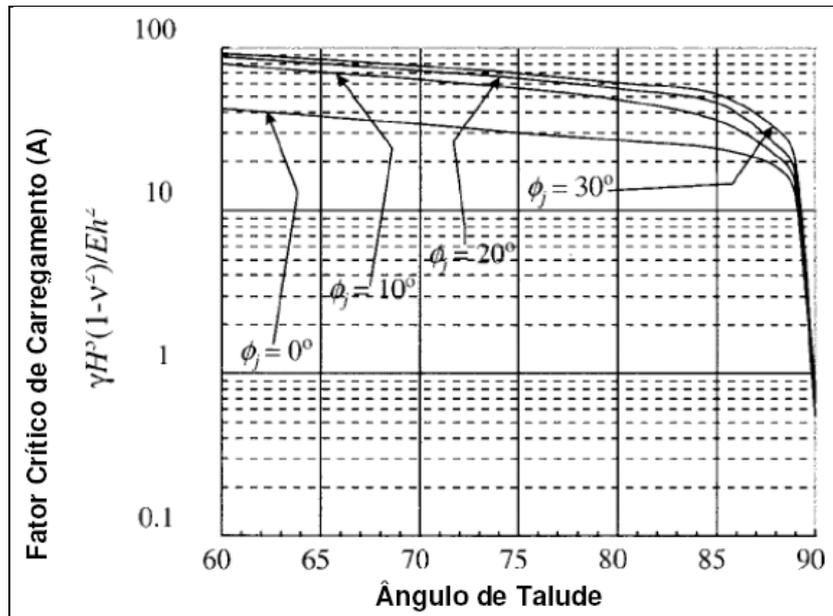


Figura 14 - Ábaco para taludes rochosos foliados para o caso de descontinuidades com ângulos de atrito de $0,10,20,30^0$ (Adhikary *et. al*, 2001).

Adhikary *et.al* (2001) a partir do ábaco citado (figura 12) sugeriram expressões para a altura crítica do talude para a ocorrência de ruptura por flambagem (H_b) e a espessura limite da camada, ou seja, a espessura abaixo da qual produzirá ruptura por flambagem para um talude que já alcançou a altura crítica. Estas expressões são apresentadas abaixo:

$$H_b = \left(\frac{AEh^2}{\gamma} \right)^{\frac{1}{3}} \quad (10)$$

onde

H_b – altura crítica do talude para ocorrência de flambagem;

A – fator de carregamento crítico;

E - módulo de elasticidade da rocha;

h – espessura da camada.

Um cálculo simples pode ser feito para se examinar se a ruptura por cisalhamento irá preceder a flambagem. A altura crítica para ocorrência de cisalhamento é dada pela equação (11).

$$H_{cis} = \frac{\sigma_c}{\gamma} \quad (11)$$

Onde

H_{cis} - a altura crítica para ocorrer ruptura por cisalhamento

σ_c - resistência a compressão uniaxial

γ – peso específico da rocha

Para que ocorra a flambagem, a altura crítica para ocorrência de cisalhamento (H_{cis}) deve ser maior que a altura crítica para flambagem (H_b), definida pela equação 11.

Impondo as condições supracitadas, obtém a desigualdade representada pela equação 12, para que a flambagem ocorra antes do cisalhamento.

$$\left(\frac{AEh^2}{\gamma} \right)^{\frac{1}{3}} < \left(\frac{\sigma_c}{E} \right) \quad (12)$$

A expressão 12 pode ser rearranjada para obter outra representando uma espessura limite que irá produzir flambagem caso a altura crítica for atingida, para um caso particular de talude (equação 13).

$$H^2 < \left(\frac{\sigma_c}{\gamma} \right)^2 \left(\frac{\sigma_c}{E} \right) \quad (13)$$

Como comentado anteriormente, a flambagem tem sido observada em minas do Quadrilátero Ferrífero. Lopes (2006) analisou um caso de ruptura por flambagem

ocorrido em um talude de filito numa mina do Quadrilátero Ferrífero (figura 15). Em seu trabalho, a flambagem foi verificada como sendo um modo de ruptura local, ocorrendo em nível de bancada e com separação de placas rochosas, delimitadas possivelmente por superfícies de descontinuidades. Em contrapartida, a ruptura do talude global foi considerada plano-circular, condicionada não só pelo sistema de descontinuidades, mas também pela rocha.



Figura 15 – Ruptura por flambagem ocorrida em Mina do Quadrilátero Ferrífero.
(Lopes, 2006)

Pereira (2008) analisou a influência do campo de tensões *in situ* no processo de ruptura por flambagem a partir de análises de tensão-deformação via método dos elementos finitos, utilizando taludes de mina hipotéticos com características de maciços em filito típicos do Quadrilátero Ferrífero. Este autor constatou que quanto maior a altura do talude, maior o deslocamento para um mesmo campo de tensões *in situ* e quanto maior o valor de tensões *in situ*, maior o deslocamento para uma mesma altura. As análises paramétricas permitiram uma estimativa inicial da faixa de valores de campo de tensões *in situ* da região do Quadrilátero Ferrífero, com base no padrão de ocorrência de flambagem, envolvendo, dentre outros, o padrão de deslocamentos.

Já no talude Oeste da Mina Pau Branco (V&M), a ruptura por flambagem ocorreu em maior escala envolvendo vários bancos. A princípio considera-se que tal movimento envolveu o talude global e foi condicionado apenas pelo sistema de descontinuidades presente no maciço.

2.3. ESTABILIDADE DE TALUDES DE MINA

A estabilidade de taludes nas atividades de mineração a céu aberto é um assunto muito importante, no contexto de mecânica das rochas, tanto durante como após a escavação. Para que haja um planejamento otimizado da lavra é fundamental que se realize análises de estabilidade, pois estas possibilitam a otimização dos resultados, a partir de relações estéril/minério econômicas e operacionalmente viáveis. Para isso, os taludes devem apresentar ângulos o mais íngremes possíveis, sem que haja risco de rupturas que comprometam as atividades, permitindo, assim, a melhor relação estéril/minério, com as necessárias restrições geotécnicas.

As condições de estabilidade que são exigidas para os taludes dessa natureza diferem daquelas de outros taludes de obras civis. Segundo a ABGE (1998), em função das condições características da mineração, tais como a dinâmica da escavação e o porte dos taludes que, especialmente na atualidade atingem elevadas alturas, da ordem de centenas de metros e extensões de quilômetros e, os fatores de segurança exigidos são menores, com aceitação de rupturas localizadas que não comprometam o andamento das atividades.

Normalmente as empresas de mineração concentram os estudos na caracterização dos corpos de minério, enquanto os estéreis (como é o caso dos filitos), que serão cortados pelos taludes finais, não são bem caracterizados.

Entretanto, rupturas localizadas nesses taludes são comuns, como comentado anteriormente e, mesmo que não comprometam a estabilidade global do talude, podem

gerar grandes transtornos, como a interrupção provisória das operações de lavra ou mesmo acidentes graves que levam a prejuízos econômicos e ambientais.

Segundo Dilásccio (2004), um talude pode ser considerado permanentemente estável, localmente instável (em escala de bancada), mas globalmente estável ou então, instável tanto local quanto globalmente, a depender das condições geológico-estruturais, da geometria e da escala do talude.

O elemento-chave na análise de estabilidade é a determinação do(s) modo(s) de ruptura crítico(s). Para condições complexas, uma análise preliminar de uma variedade de mecanismos de ruptura pode ser necessária para determinar quais são os modos de ruptura que controlam a estabilidade do talude.

Os modos de ruptura admitidos e os modelos de estabilidade normalmente são muito simplistas ao não reconhecerem grandes deformações do maciço, que levam no final à ruptura.

Existem vários métodos para análise de diferentes modos de ruptura, e a investigação e correta identificação do modo de ruptura pode envolver técnicas de análise diferentes em cada caso. Lana & Gripp (2002) discutem a aplicação de cada uma das técnicas a problemas geomecânicos. Aqui são citados e explicados dois métodos: análise por equilíbrio limite e análise de tensão-deformação.

Métodos de equilíbrio limite são adequados tanto para casos de rupturas condicionadas por descontinuidades formando blocos rígidos, como para aqueles em que a ruptura ocorre pela rocha ou combinadas. Neste tipo de abordagem, é necessário que a forma e a localização dessa superfície sejam conhecidas previamente, bem como as condições que levaram à ocorrência do movimento (estado de carregamento na época da ruptura e parâmetros de resistência da superfície de ruptura). Na análise por equilíbrio limite a deformação do material não é considerada e a condição de equilíbrio é determinada somente por forças e/ou momentos, tendo como resultado um fator de

segurança, que representa uma razão entre o somatório das forças e/ou momentos que resistem à ruptura e as que a induzem.

De acordo com Sjöberg (1999), os métodos de equilíbrio-limite são indicados para rupturas segundo blocos ou massas rígidas de material e onde a superfície de ruptura é relativamente simples.

Cabe salientar que este tipo de análise pode resultar em valores incorretos de fator de segurança, devido à hipótese de que toda a resistência cisalhante é mobilizada simultaneamente ao longo de toda a superfície de ruptura. (Pereira, 2008).

Além disso, os métodos de equilíbrio limite não são muito adequados para avaliar a estabilidade de taludes altos escavados em rochas brandas, uma vez que não consideram as deformações que ocorrem no maciço, muito comuns em rochas alteradas e pouco resistentes.

Por isso, na resolução de problemas de ruptura envolvendo expressiva deformação, é conveniente que se lance mão de métodos de análise tensão-deformação. Nesses métodos, tanto as tensões quanto os deslocamentos podem ser calculados e diferentes relações constitutivas podem ser empregadas. Uma vantagem é que a superfície de ruptura não precisa ser conhecida a priori, e pode ser obtida a partir da interpretação dos resultados de tensões e/ou deformações. Outra vantagem da análise tensão-deformação é a possibilidade de identificação dos fatores que desencadeiam a ruptura. (Sjöberg, 1999)

Segundo Franklin & Dusseault (1989) as análises tensão-deformação podem ser utilizadas para solucionar problemas com geometrias complexas, envolvendo várias camadas de rocha e suportes, diferentes relações constitutivas podem ser empregadas.

De forma geral a análise tensão-deformação é mais flexível que os métodos de equilíbrio-limite e, por isso, é mais adequada para análise de mecanismos de ruptura

mais complexos, que envolvem ruptura segundo a rocha ou combinada, descontinuidades e rocha, que apresentem significativa deformação.

A análise tensão-deformação é realizada através de modelagem numérica, e a ruptura pode ocorrer em meio contínuo ou descontínuo, condicionada pelo efeito escala presente nos maciços rochosos.

No primeiro caso quase não há fraturas no maciço ou este é extremamente fraturado (contínuo equivalente) e a ruptura não é influenciada por blocos de rocha delimitados pelas descontinuidades. Considera-se que o campo de deslocamentos é sempre contínuo e às vezes não há formação de uma superfície de ruptura nítida. A ruptura é analisada a partir da concentração de tensões ou do padrão de deslocamentos no modelo ou da extensão da região plastificada. Quanto ao maciço, assume-se a ausência de fraturas no maciço ou este é extremamente fraturado, comportando-se como um contínuo equivalente. Essa abordagem é útil para a aplicação em taludes de grande altura, escavados em rocha branda, onde as descontinuidades ou não foram preservadas no processo de alteração do maciço, ou têm pequenas dimensões em relação à escavação (Silva *et. al.*, 2008).

Dentre os métodos numéricos contínuos têm-se: método das diferenças finitas, método dos elementos finitos e método dos elementos de contorno.

Em contrapartida, quando existe um grande número de fraturas no maciço rochoso ou há grandes deslocamentos de blocos individuais a abordagem deve ser descontínua. Segundo Jing (2003), neste caso a ruptura pode ocorrer segundo uma ou mais descontinuidades e também segundo a própria rocha. Dentre os métodos descontínuos pode-se citar o método dos elementos discretos.

2.4. MODELOS NUMÉRICOS

2.4.1. Método dos Elementos Finitos

Um modelo numérico muito utilizado em análises contínuas é o método dos elementos finitos (MEF). Trata-se de uma técnica na qual são obtidas soluções aproximadas de problemas físicos ou matemáticos expressos por equações diferenciais. (Santos, 2008).

Segundo Leite (2004), o MEF é baseado na discretização do meio contínuo em subdomínios e analisado em certo número de elementos finitos que interagem entre si, a partir dos quais o comportamento do maciço como um todo será determinado. O MEF divide o problema em subdomínios, que são elementos de pequeno tamanho e formas padrão (triangular ou quadrilateral, por exemplo), que são definidos pelas coordenadas de seus nós, com número fixo de nós nos vértices. Os elementos vizinhos compartilham nós e arestas.

O método dos elementos finitos é muito utilizado em trabalhos envolvendo maciços rochosos, devido à sua flexibilidade na discretização do meio, no tratamento de materiais heterogêneos, anisotrópicos e não-lineares. Segundo Lopes (2006) o MEF permite modelar a história do estado de tensões, ou seja, simular construções e escavações; diferentes comportamentos de deformação; e ainda considerar a elasto-plasticidade, ou a deformação plástica dos materiais e descontinuidades principais.

A Figura 16 mostra a discretização do meio num modelo de elementos finitos. A figura 16(a) apresenta um meio infinito, seu carregamento, e uma abertura no seu interior. A Figura 16(b) traz uma malha típica do modelo, com extensão limitada, composta de elementos triangulares de três pontos nodais. As condições de contorno podem ser aplicadas como forças de superfície ou deslocamentos prescritos. Finalmente, a figura 16(c) mostra um elemento individualizado, apresentando as componentes de força e deslocamento nodais.

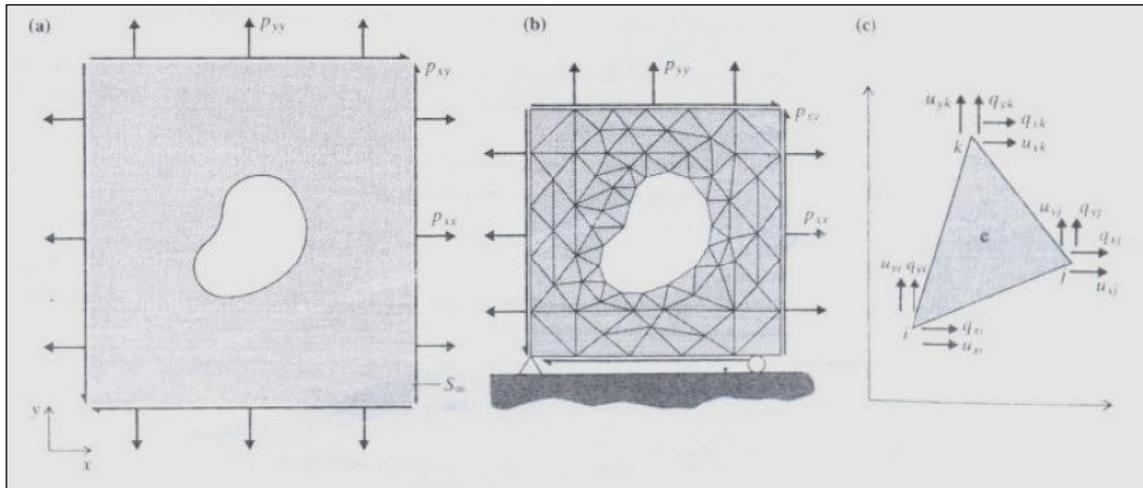


Figura 16- Modelo de elementos finitos (Brady & Brown, 1985)

A qualidade da malha é condição fundamental para análise correta do problema. Determinadas regiões, como próximas à face livre de um talude e pilares de minas ou ainda nas proximidades dos planos de descontinuidade requerem uma maior densidade de elementos, já que a variação das tensões é acentuada, como pode ser observado na figura 16.

Segundo Jaeger & Cook (1979), nesta análise, as forças de massa e/ou superfície, agindo em um elemento qualquer, são substituídas por um sistema de forças estaticamente equivalentes atuando nos pontos nodais. Estas forças nodais equivalem às forças atuando entre elementos ao longo das arestas.

As componentes de deslocamento $\{u\} = (u_x, u_y)$ em qualquer ponto dentro do elemento são definidas a partir de um grupo de funções de interpolação em termos de deslocamentos nodais que compõem o vetor $\{U\}_{6 \times 1} = (u_{xi}, u_{yi}, u_{xj}, u_{yj}, u_{xk}, u_{yk})$. Logo $\{u\} = [N]\{U\}$, onde $[N]_{2 \times 6}$ é uma matriz cujos elementos são as funções de interpolação, sendo lineares para o caso dos triângulos de três nós (Brady & Brown, 1985).

No caso plano as componentes de deformação, considerando condição e pequenos deslocamentos são (Jaeger & Cook, 1979): $\epsilon_x = \partial u_x / \partial x$, $\epsilon_y = \partial u_y / \partial y$, $\gamma_{xy} = \partial u_x / \partial y + \partial u_y / \partial x$. As deformações podem ser expressas por um vetor $\{\epsilon\}_{3 \times 1} = (\epsilon_x \ \epsilon_y \ \gamma_{xy})$.

As componentes de deformação podem ser calculadas do deslocamento e esta relação pode ser expressa da seguinte forma: $\{\varepsilon\}=[B]\{u\}$, onde $[B]_{3 \times 2}$ representa uma matriz de operadores diferenciais. Sendo $[B]_{3 \times 6}$ uma matriz de constantes que dependem exclusivamente das coordenadas nodais, tem-se:

$$\{\varepsilon\}=[A][N]\{u\}=[B]\{U\} \text{ (Brady \& Brown,1985).}$$

Da mesma forma, as forças atuantes nos vértices dos triângulos q_{xi} , q_{yi} , q_{xj} , q_{yj} , q_{xk} e q_{yk} podem ser representadas pelo vetor $\{q\}_{6 \times 1}$, as quais a partir do princípio dos trabalhos virtuais (Brady & Brown ,1985) podem ser relacionadas ao vetor de tensões 2D, $\{\sigma\}_{3 \times 1} = (\sigma_x \ \sigma_y \ \tau_{xy})$. A expressão que relaciona força com tensão é a seguinte: $\{q\}=[B]^t\{\sigma\}V_e$, onde V_e é o volume do elemento e $[B]^t$ é a matriz transposta $[B]$.

A relação tensão-deformação para o material e condição de deformação plana é dada pela expressão: $\{\sigma\}=[C]\{\varepsilon\}$, na qual $[C]_{3 \times 3}$ é uma matriz tensão-deformação (Jaeger & Cook,1979). Combinando as equações anteriores, forças nodais $\{q\}$ em função dos deslocamentos $\{u\}$ tem-se: $\{q\}= [B]^t[C][B]V_e\{U\}=[k]\{U\}$, onde $[k]=[B]^t[C][B]V_e$ é uma matriz 6×6 , denominada matriz de rigidez do elemento triangular (Leite, 2004).

A partir da compatibilidade de forças e deslocamentos dos nós compartilhados por elementos vizinhos, tem-se um sistema de equações algébricas simultâneas, resultando na discretização do meio por elementos finitos: $\{Q_g\}=[K_g]\{U_g\}$, onde $\{Q_g\}_{2n \times 1}$ $\{U_g\}_{2n \times 1}$ são vetores que representam toda a malha (cargas e deslocamentos nodais) e $[K_g]$ é a matriz de rigidez global; sendo n o número total de nós (Reis, 2005).

Segundo Leite (2004) o problema estará resolvido quando as cargas, inicialmente desbalanceadas, entrarem em equilíbrio, ou seja, quando o deslocamento de cada nó resultar em esforços iguais, mas de sentidos opostos, nos elementos que o compartilhem.

A deformação induzida uma vez determinada, a partir dos deslocamentos nodais, possibilitará calcular o estado de tensão (Leite, 2004).

O estado de tensão total dentro de um elemento é a soma das tensões induzidas e tensões iniciais (Brady & Brown, 1985).

O MEF provavelmente é o método numérico mais largamente empregado em engenharia atualmente devido, como citado anteriormente, a sua flexibilidade no tratamento de materiais heterogêneos, não-linearidade, anisotropia, tensões in situ e condições de fronteira, além da diversidade de geometrias possíveis de serem aplicadas (Leite, 2004).

Segundo Lopes (2006) o MEF permite modelar a história do estado de tensões, ou seja, simular construções e escavações; diferentes comportamentos de deformação; diferentes leis constitutivas são possíveis considerar, a elasto-plasticidade, ou deformação plástica dos materiais e descontinuidades principais.

Jing (2003) ainda ressalta que a sua aplicação mais comum refere-se a modelos bidimensionais, sendo os modelos em 3D mais trabalhosos, tornando-se inviável na rotina da indústria mineral, devido à necessidade de maior dedicação do profissional na construção dos modelos de aplicação.

Neste estudo optou-se pela utilização da análise do método de elementos finitos utilizando o programa Phase2^{7.0} da Rocscience (Canadá), a fim de analisar a ruptura ocorrida no Talude Oeste da Mina Pau Branco, de propriedade da V&M.

3. CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO

3.1.ASPECTOS GEOLÓGICO-GEOTÉCNICOS DO QUADRILÁTERO FERRÍFERO

O Quadrilátero Ferrífero compreende uma área de cerca de 7000 Km² e está localizado na porção centro-sul do estado de Minas Gerais, constituindo uma região da geologia Pré-Cambriana do Brasil. Sua denominação deve-se ao arranjo geométrico quadrangular das principais unidades ferríferas, que podem ser vistas em imagens de satélite e fotografias aéreas. A região é uma das maiores províncias minerais do mundo, de onde se extrai principalmente ferro, ouro e manganês.

No contexto geotectônico, situa-se na parte meridional do Cráton São Francisco (Almeida, 1977) e representa um núcleo cratônico estabilizado no término do Ciclo Brasileiro de um núcleo mais antigo e maior, denominado de Cráton Paramirim (Almeida, 1981). A geologia do Quadrilátero é esboçada na figura 17.

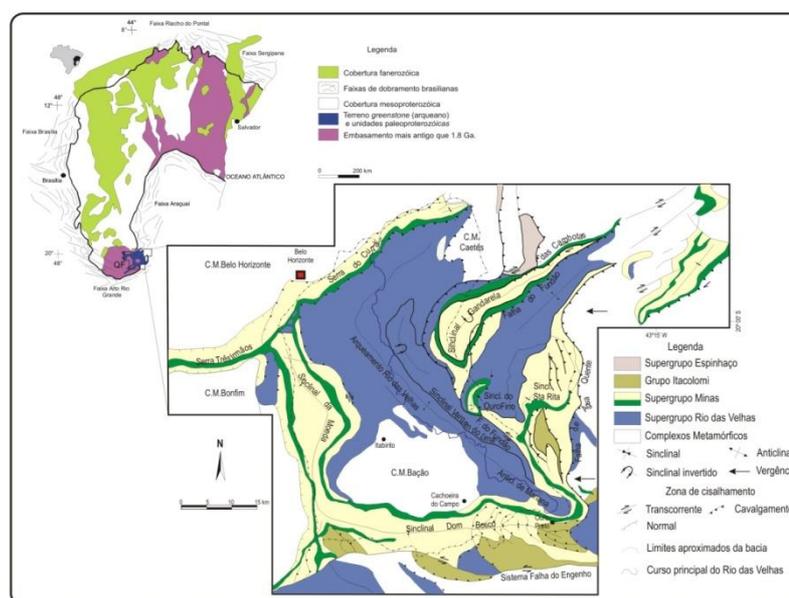


Figura 17 – Esboço geológico do Quadrilátero Ferrífero e correlação com o cráton São Francisco. (Lana, 2000).

As unidades lito-estratigráficas aflorantes são representadas na figura 18, da base para o topo: complexos metamórficos, seqüências supracrustais arqueanas do tipo *greenstone belt* (Supergrupo Rio das Velhas), seqüências metassedimentares

proterozóicas (Supergrupos Minas e Itacolomi) e coberturas sedimentares de idade cenozóica. Alkmin e Marshak (1998) definiram a coluna estratigráfica para o Quadrilátero Ferrífero.

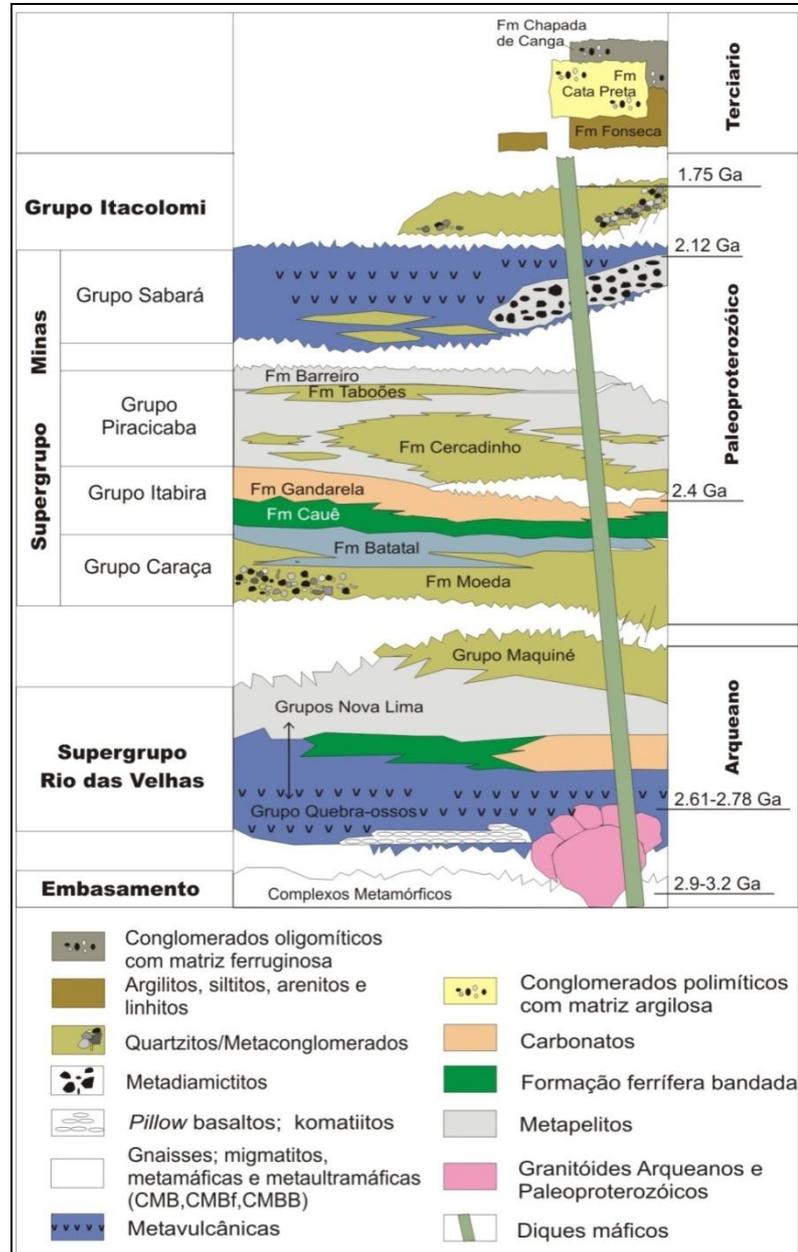


Figura 18 – Coluna Estratigráfica do Quadrilátero Ferrífero (Alkmin e Marshak 1998).

As unidades acima citadas são cortadas por diques básicos, veios pegmatíticos e veios de quartzo, sendo esses últimos abundantes em todas as seqüências litológicas.

Depósitos terciários e quaternários ocorrem como sedimentos lacustres, aluvionares, depósitos de tálus, colúvios e canga (Parizzi, 2004).

O minério de ferro é o maior bem mineral existente no Quadrilátero Ferrífero. Ele é encontrado na Formação Cauê do Grupo Itabira. A maior parte da lapa do minério de ferro extraído em todo o Quadrilátero provém de filitos, dos Grupos Itabira e Caraça, em associação com xistos do Grupo Nova Lima. A formação ferrífera configura um grande aquífero de caráter regional, logo as rochas imediatamente abaixo dela se apresentam alteradas ainda que em grandes profundidades, dando origem a maciços rochosos de baixa resistência. Os taludes escavados neste tipo de material podem sofrer diferentes tipos de ruptura, dentre elas a flambagem (Dilásccio, 2004).

3.2. MINA PAU BRANCO – LOCALIZAÇÃO, GEOLOGIA E ESTRATIGRAFIA

Criada em 1955, a V&M Mineração, antiga Mannesmann Mineração S/A, surgiu para suprir as necessidades de abastecimento de minério de ferro da Usina Barreiro, a então Companhia Siderúrgica Mannesmann, hoje V & M do BRASIL. Desde 2000 a V & M Mineração faz parte do Grupo Vallourec & Mannesmann Tubes. (www.vmtubes.com.br)

Localizada na Serra da Moeda (ver figura 20), a aproximadamente 23 Km do município de Brumadinho, e 30 km de Belo Horizonte, capital de Minas Gerais (ver figura 19), a mina gera cerca de 750 empregos diretos e indiretos com uma capacidade anual de produção de 4 milhões de toneladas.



Figura 19 – Localização da Mina Pau Branco

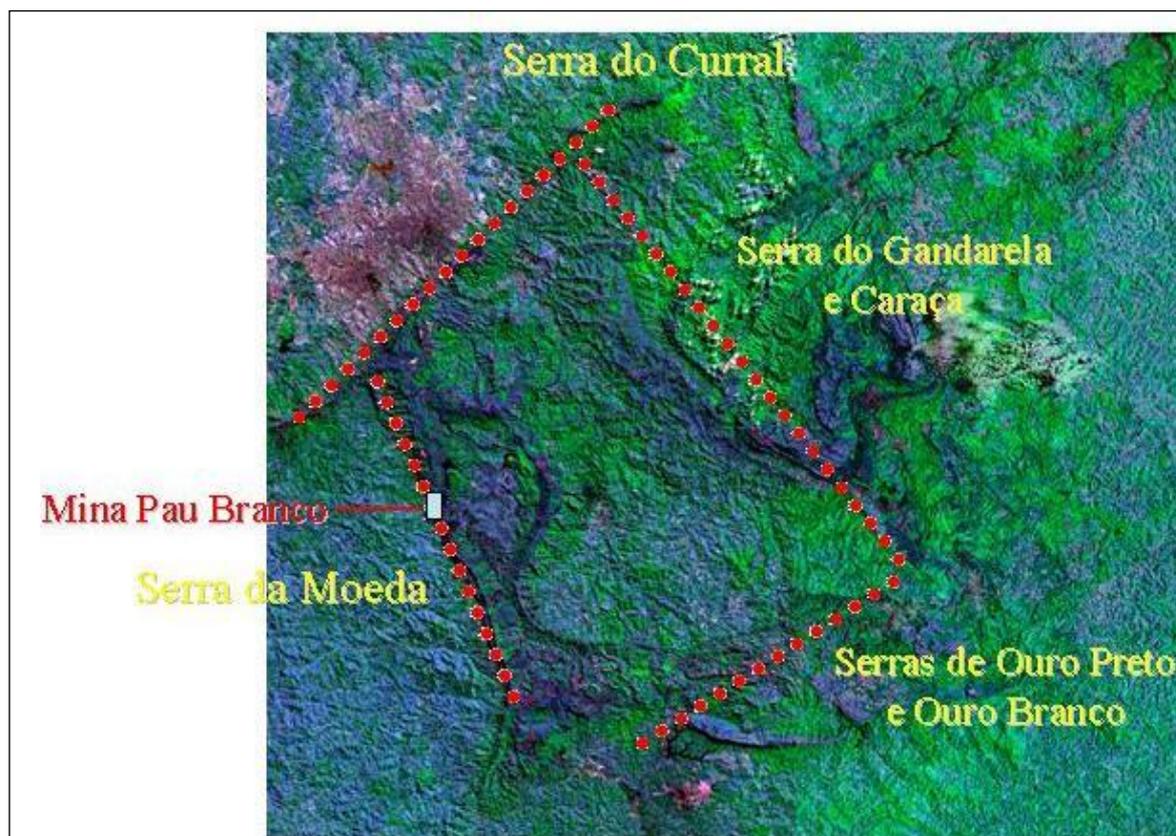


Figura 20 – Localização da Mina Pau Branco no contexto do Quadrilátero Ferrífero.

Além do foco no abastecimento de minério de ferro para a V & M do BRASIL, a V & M MINERAÇÃO possui uma carteira de clientes que agrega empresas dos setores siderúrgico, guseiro e de ferro-ligas, além de outras mineradoras. O minério de ferro extraído na Mina Pau Branco está entre os mais ricos do mundo, devido à localização privilegiada da zona de extração, na Serra da Moeda particularmente no flanco ocidental do sinclinal da Moeda. A Empresa extrai e beneficia três tipos de minérios de ferro: Hematita, Goethita e Itabirito. (www.vmtubes.com.br). A figura 21 mostra uma vista geral da área da Mina Pau Branco.



Figura 21 – Vista geral da área da Mina Pau Branco. (Google Earth, 2010)

A geologia, juntamente com as estruturas geológicas da Mina Pau Branco é apresentada na figura 22. O mapa geológico-geotécnico da mina encontra-se no Anexo A.

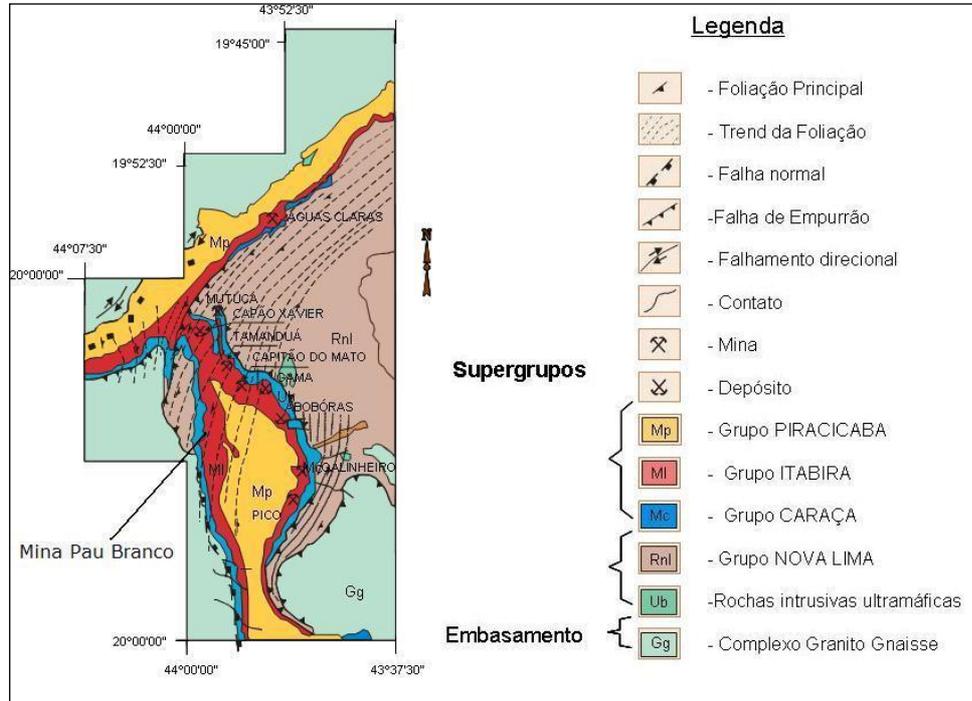


Figura 22 - Geologia da Mina Pau Branco

As rochas da Mina Pau Branco pertencem aos Grupos Itabira e Caraça, sendo que a zona mineralizada da mina situa-se na Formação Cauê, sobreposta ao filito da Formação Batatal.

A direção geral dessa zona é NNW-SSE, com as camadas mergulhando para SE, com mergulho médio em torno de 45°, podendo variar de 35° a 70°. (Scarpelli, 1994)

Estas variações refletem dobras secundárias associadas ao dobramento principal N-S. Um segundo dobramento, com eixo praticamente ortogonal ao primeiro, ou seja, E-W, parece ser responsável pelo padrão sinuoso exibido em mapa pelas camadas, e por variações relativamente bruscas na direção geral da foliação (figura 23).



Figura 23 – Dobramento com eixo de direção E-W no Talude Oeste.

Dois conjuntos principais de fraturas cortam as camadas de orientação NW, SE e NE-SW, respectivamente.

Verificam-se, ainda, dobramentos intra-extraditais menores, com o mesmo padrão das estruturas maiores. Porém com pequena variação nos eixos. São comuns principalmente nas camadas de metacherts ferruginosos.

Scarpelli (1994) estudou dois taludes da Mina Pau Branco, aplicando classificações geomecânicas para esses. Um deles, constituído de filitos altamente decompostos, com resistência estimada na faixa de 1,0 a 5,0 MPa. Neste, a foliação mais marcante apresenta-se subparalela à face do talude com direção N28E e mergulhos variando entre 45° e 57° SE. Estas variações refletem dobras secundárias associadas ao dobramento principal N-S e favorecem a estabilidade do talude.

Duas famílias de juntas menos persistentes, J1 e J2, cortam obliquamente o plano do talude. A principal particularidade desse talude é a presença de um material

resistente, preenchendo principalmente os planos de xistosidade, composto por muscovita, caulinita, quartzo e ghoetita, segundo Scarpelli (1994).

A existência desse material não se limita a superfície, mas estende-se em profundidade e imprime no talude um aspecto de maciço armado, e é observado em várias porções da mina. Em certos trechos o material apresenta uma textura radicular penetrando o filito altamente decomposto, que confere certa estabilidade aos taludes em maciços muito alterados. Na ausência deste preenchimento os taludes em filitos A3 apresentam feições de instabilidade.

Ao longo do mergulho não há a mesma regularidade de dobramento que existe ao longo da direção. As inclinações da foliação variam de baixo ângulo em níveis topográficos mais altos até ângulos de mergulhos mais elevados em profundidade (figura 24). Existem algumas inflexões locais ao longo do mergulho, mas que não modificam o padrão supracitado.

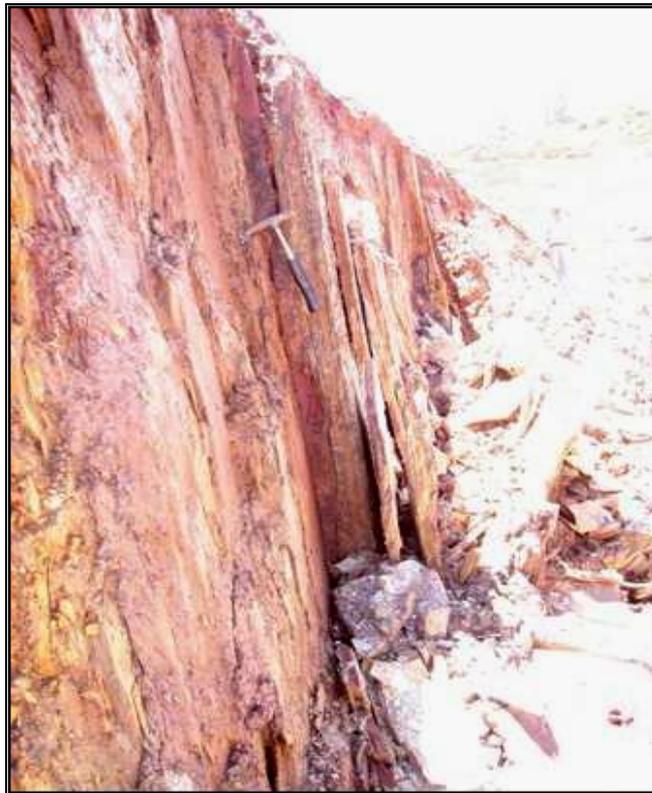


Figura 24 - Detalhe da foliação sub-vertical (*in situ*) na bancada 1378m rompida (BVP, 2007)

Segundo relatório interno (SBC, 2003), a seqüência estatigráfica do talude oeste mostra que a intercalação entre os tipos litológicos é intensa, centimétrica a decimétrica, sendo difícil uma correlação entre estratos muito delgados.

Dentro da mina, a unidade inferior é representada pelo filito Batatal. Entre o filito e a zona mineralizada ocorre uma zona de transição, com espessura média inferior a 15 metros, caracterizada por uma zona itabirítica rica em material argiloso, encerrando camadas e lentes de filito. O limite superior encontra-se encoberto por um material argiloso, provavelmente em sedimento de origem lacustre. (Scarpelli, 1994).

4. METODOLOGIA

A metodologia utilizada neste trabalho compreende as seguintes etapas: revisão bibliográfica sobre os assuntos abordados; os trabalhos de campo (amostragem e mapeamento geotécnico de estruturas do maciço); ensaios de laboratório (propriedades físicas e durabilidade), análises cinemáticas e de estabilidade (via análise tensão-deformação).

4.1.AMOSTRAGEM

Inicialmente foram escolhidas as áreas a serem estudadas, e então se procedeu a identificação tátil visual dos melhores pontos de amostragem para execução dos ensaios de laboratório.

Após a definição dos locais de amostragem, foram coletadas amostras deformadas e estas foram acondicionadas em sacos plásticos e transportadas para o Laboratório de Geotecnia da Universidade Federal de Ouro Preto, para preparação dos corpos de prova.

Estas amostras foram utilizadas para a determinação dos índices físicos e do índice de durabilidade.

4.2.LEVANTAMENTO GEOTÉCNICO

Utilizando bússola, trena, martelo de geólogo e clinômetro procedeu-se a identificação de estruturas geológicas e ao levantamento das atitudes das discontinuidades, com objetivo de se definir regiões do talude propensas à ocorrência de mecanismos de ruptura no Talude Oeste da Mina Pau Branco. Esta análise foi feita a partir de análises cinemáticas, utilizando o software DIPS^{5.0}.

Este levantamento consistiu na determinação das atitudes das discontinuidades e da foliação das rochas do maciço.

4.3. ENSAIOS DE LABORATÓRIO

4.3.1. Índices Físicos

Nesta etapa do trabalho determinou-se as propriedades físicas dos filitos sericíticos e dolomíticos existentes na Mina Pau Branco, as quais auxiliam na sua caracterização e classificação.

Para tal, foram determinados os seguintes índices físicos:

- Densidade relativa dos grãos G_s (ABNT NBR 6508, 1984);
- Peso específico natural (γ , kN/m^3): $= P/V$;
- Peso específico seco (γ_d , kN/m^3): $= P_s/V$;
- Porosidade (n, %): $n=[1-(\gamma_d/G_s)]$;
- Índice de vazios (e) $=n/(1-n)$.

Onde: P = peso total;

V = volume total;

P_s = peso dos sólidos.

Os índices físicos foram determinados antes e após execução dos ensaios de durabilidade (“*Slake Durability Test*”), no intuito de verificar quais propriedades são influenciadas pelo referido ensaio.

4.3.2. Ensaio de Durabilidade (“*Slake Durability Test*”)

Para os ensaios de durabilidade foram selecionadas amostras de filitos do Talude Oeste da Mina Pau Branco, no intuito de avaliar a influência da durabilidade nos parâmetros geotécnicos dos materiais, bem como nos mecanismos de ruptura que ocorreram no talude. As amostras foram preparadas de acordo com ISRM (1979) e ASTM (1990).

O aparato para execução do ensaio de durabilidade foi construído durante o período do estudo (Mestrado) e os ensaios foram realizados no Laboratório de Geotecnia da Universidade Federal de Ouro Preto.

A preparação das amostras para o ensaio consistiu na seleção de aproximadamente dez fragmentos de rocha, cada um pesando entre 40 e 60 gramas, totalizando de 450 a 550 gramas de amostras.

As amostras selecionadas para o estudo foram alocadas dentro do cilindro de teste, e secas até peso constante. O conjunto cilindro mais amostras foi pesado e registrado. A calha foi preenchida com água destilada. Na sequência os cilindros foram girados a 20 rpm por um período de 10 minutos. A seguir, os cilindros foram removidos da calha, e as amostras secas a peso constante, sendo pesadas novamente a seguir. Este procedimento foi repetido e, após os dois ciclos, novamente o peso das amostras foi obtido. Finalmente, depois de completado o teste, calculou-se o índice como uma relação percentual dos pesos final e inicial, como indicado na equação 1.

4.4. ANÁLISE DE ESTABILIDADE

As análises paramétricas de estabilidade do talude em questão são de grande importância para melhor compreensão do mecanismo de ruptura nas suas diversas possibilidades, permitindo, assim, a avaliação das situações e condições necessárias que levaram à sua ocorrência.

O objetivo da análise paramétrica é averiguar a sensibilidade dos parâmetros geotécnicos das rochas nas deformações dos maciços, a partir de combinações e/ou simulações diversas que melhor representem o mecanismo de ruptura em questão, a fim de determinar uma tendência de comportamento do maciço.

Sendo assim, as análises de estabilidade em questão tiveram como finalidade aferir parâmetros de resistência obtidos em laboratórios (SBC, 2002) e em retroanálises anteriores (relatórios internos) e analisar as diversas variáveis que influenciam no

processo de ruptura por flambagem no local, de modo a quantificar seus efeitos e melhor entender a ruptura ocorrida, como o campo de tensões *in situ*.

Nas análises foram utilizados parâmetros de coesão e ângulo de atrito, ora apresentados em relatório interno (SBC, 2002) e índices físicos, conforme Lopes, 2006. O método de análise de estabilidade empregado é a tensão-deformação e a ruptura estudada foi observada no talude em janeiro de 2002 (SBC, 2002).

Na modelagem numérica foi utilizado o programa computacional *Phase² 7.0*, da Rocscience (Canadá), que modela o maciço rochoso como um meio contínuo, através do método dos elementos finitos e as discontinuidades são representadas no modelo através de elementos de juntas.

O programa *Phase² 7.0* tem sido amplamente utilizado na engenharia geotécnica e na mineração como uma ferramenta para a concepção e análise de túneis, minas subterrâneas e taludes. A vantagem desse tipo de abordagem em relação aos métodos convencionais (equilíbrio-limite) é que ela possibilita avaliar as deformações que ocorrem no material. O método pode ser aplicado para configurações de talude complexas em duas dimensões. No entanto, poucas aplicações foram relatadas na área de análise de estabilidade de taludes.

No caso estudado, promoveu-se uma simplificação do modelo, definindo o meio como sendo homogêneo, isotrópico e em condição drenada. Porém, ressalta-se que, em situações práticas, as simulações devem levar em conta parâmetros adicionais, de caráter geológico e hidrogeológico, além de parâmetros mais precisos de resistência e deformabilidade do maciço, à fim de obter resultados mais confiáveis e, portanto tendências mais realistas.

Este tipo de análise se mostra atraente sob o ponto de vista aplicativo, uma vez que, com o desenvolvimento da informática, os métodos de análise de estabilidade ficaram disponíveis em softwares diversos e de razoável facilidade de utilização. (Santos, 2008).

Entretanto, em alguns casos, quando não se dispõe de todas as propriedades geotécnicas dos materiais, como é comum acontecer, especialmente com no caso do parâmetro de tensões *in situ*, a modelagem pode demandar um tempo considerável, podendo até inviabilizar a análise.

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1.LEVANTAMENTO DAS ESTRUTURAS GEOLÓGICAS

O levantamento das atitudes das estruturas geológicas existentes no maciço foi realizado em quatro bancos do Talude Oeste nas cotas 1393, 1453, 1468 e 1483, na região indicada na tabela no Anexo A, com o objetivo de definir regiões propensas à ocorrência de mecanismos de ruptura segundo descontinuidades. Tais bancos foram escolhidos devido à facilidade de acesso à área. A tabela com as orientações de estruturas de foliação e descontinuidades levantadas encontram-se no Anexo B.

Entretanto, não foi possível proceder à setorização geológico-geotécnica da área mapeada em nível de detalhe, o que dificultou a identificação e estudo dos diversos mecanismos de ruptura observados. Sendo assim, a orientação das estruturas mapeadas contribuirá apenas para o incremento do banco de dados da mina.

5.2. ÍNDICES FÍSICOS

Os resultados referentes aos índices físicos são apresentados na tabela 6. Nesta tabela constam os resultados encontrados para as amostras antes e depois de serem submetidas ao ensaio de durabilidade.

Tabela 6 – Índices físicos obtidos para os filitos dos pontos de amostragem A1 a A8, antes e após realização do ensaio de durabilidade.

Índices físicos	Amostra (W/R)*	A1 (W3/R2)	A2 (W3/R2)	A3 (W4/R1)	A4 (W2/R2)	A5 (W4/R0)	A6 (W2/R2)	A7 (W3/R3)	A8 (W2/R4)
G_s	ANTES	2,75	2,79	2,70	2,80	2,69	2,79	2,77	2,78
	APÓS	2,75	2,79	2,69	2,80	2,65	2,79	2,77	2,78
γ (kN/m ³)	-	20,02	20,69	19,10	22,98	18,95	22,04	21,54	22,65
γ_d (kN/m ³)	ANTES	18,98	19,65	18,12	22,05	16,98	21,14	21,01	21,80
	APÓS	18,65	19,12	17,44	21,74	15,69	20,66	20,58	21,35
n (%)	ANTES	30,98	29,57	32,89	21,25	36,88	24,23	24,15	21,58
	APÓS	32,18	31,47	35,17	22,36	40,79	25,95	25,70	23,20
e	ANTES	0,45	0,42	0,49	0,27	0,58	0,32	0,32	0,28
	APÓS	0,47	0,46	0,54	0,29	0,69	0,35	0,35	0,30

(W/R) – grau de alteração/grau de resistência

Verifica-se pela tabela 6 que houve variação de alguns índices físicos com o ensaio de durabilidade.

Num primeiro momento, pode-se dizer que a pequena redução do peso específico seco e o aumento na porosidade são reflexos da degradação provocada pela perda de material devido à percolação de água e ao movimento giratório durante o ensaio de durabilidade. O aumento da porosidade favorece a saturação da rocha, o que conseqüentemente favorecerá sua desintegração com o tempo, influenciando, assim, na estabilidade do maciço rochoso.

Ressalta-se que, a pequena variação nos índices físicos pode ser devida ao pequeno número de ciclos a que as amostras foram submetidas. O número de ciclos foi definido de acordo com a norma ASTM D4644 (1990), a qual recomenda a realização de dois ciclos de umedecimento e secagem. Em algumas amostras foram realizados até quatro ciclos, no intuito de verificar qual seria o máximo de ciclos suportados por essas. Porém, como a amostra A5 se degradou em apenas 2 ciclos, foi estabelecido este

número, no intuito de padronizar o número de ciclos, e assim possibilitar a realização de comparações.

5.3. ENSAIOS DE DURABILIDADE

Para os ensaios de durabilidade foram selecionadas amostras de filitos dolomíticos (W2, W3 e W4), e filitos sericíticos (W2, W3 e W4) que foram identificados em alguns dos pontos durante o mapeamento no talude Oeste da Mina Pau Branco. Os pontos de amostragem são mostrados no mapa em Anexo (nome).

Os resultados do ensaio de durabilidade são apresentados na tabela 6. O índice de durabilidade é dado pelo resultado do 2º ciclo, conforme ISRM (1979) e ASTM (1990). Nesta tabela são também apresentadas as classificações dos materiais quanto aos graus de alteração e resistência, segundo ISRM, 1981.

Amostra	Litologia (filito)	Alteração	Resistência	Id ₂ médio (%)	Classificação (Franklin e Chandra, 1972)	
A1	A1-1	Sericítico	W3	R2	86,18	Alta
	A1-2	Sericítico	W3	R2		
A2	A2-1	Dolomítico	W3	R2	47,78	Baixa
	A2-2	Dolomítico	W3	R2		
	A2-3	Dolomítico	W3	R2		
A3	A3-1	Dolomítico	W4	R1	26,78	Baixa
	A3-2	Dolomítico	W4	R1		
	A4-1	Dolomítico	W2	R2		
A4	A4-2	Dolomítico	W2	R2	87,96	Alta
	A4-3	Dolomítico	W2	R2		
	A5-1	Sericítico	W4	R0		
A5	A5-2	Sericítico	W4	R0	1,89	Muito baixa
	A6-1	Sericítico	W2	R2		
A6	A6-2	Sericítico	W2	R2	90,36	Alta
	A7-1	Sericítico	W3	R3		
A7	A7-2	Sericítico	W3	R3	54,32	Média
	A7-3	Sericítico	W3	R3		
	A8-1	Sericítico	W2	R4		
A8	A8-2	Sericítico	W2	R4	91,56	Muito Alta

Tabela 7 – Resultados dos ensaios de durabilidade.

As figuras 25 de (a) a (h) ilustram a classificação das amostras quanto ao seu grau de alteração e resistência realizadas em laboratório.



(a)



(b)



(c)



(d)



(e)



(f)



(g)

(h)

Figura 25 – Classificação em Laboratório das Rocha.

(a) Filito sericítico W3/R2; (b) Filito dolomítico W3/R2; (c) filito dolomítico W4/R1; (d) Filito dolomítico W2/R2; (e) Filito sericítico W4/R0; (f) Filito sericítico W2/R2; (g) Filito sericítico W3/R3; (h) Filito sericítico W2/R4.

Na tabela 6 pode-se observar que, de forma geral ocorreram índices de durabilidade menores para rochas com maior grau de alteração e menor resistência.

Sendo assim, pode-se interpretar que, quanto menor o índice de durabilidade apresentado pelo material, maior é o grau de alteração em que este se encontra. Então, materiais menos duráveis presentes nas faces do talude e portanto, mais expostos aos agentes intempéricos, especialmente à água, poderiam se alterar mais rapidamente que aqueles mais duráveis.

Portanto, nos locais onde os materiais apresentam-se com menor índice de durabilidade, atenção especial deve ser dada ao tratamento do talude, no sentido de promover uma drenagem eficiente, para evitar saturação do maciço e elevação das pressões neutras nele existentes.

Nota-se, também, que o índice de durabilidade não apresenta analogia com os tipos litológicos existentes (filito sericítico e filito dolomítico), uma vez que ocorreram índices variados para ambas as litologias.

De acordo com a tabela 6 observa-se ainda que, as amostras A1 e A7 apresentam mesmo grau de alteração, porém valores de índice de durabilidade bastante distintos. Além disso, as amostras mais resistentes apresentaram índice de durabilidade menor, o que não é coerente. Neste caso é necessário, então, verificar quais as variáveis que estão sendo determinantes para este comportamento.

A presença de estruturas geológicas diferentes em cada uma das amostras (fraturas, foliação, etc.) poderia explicar a causa de se ter obtido os referidos índices. Isto quer dizer que, como o SDT não possibilita a obtenção do índice de durabilidade levando-se em consideração os planos preferenciais de ruptura, a desagregação da rocha pode ocorrer de acordo com sua anisotropia, ou seja, segundo superfícies de maior fraqueza na amostra. Não há, pois, uma maneira de realizar uma analogia entre a anisotropia e o resultado do SDT, ainda que a durabilidade esteja diretamente relacionada à presença de planos de anisotropia na rocha.

5.4. MODOS DE RUPTURA

A tabela 8 apresenta um panorama das propriedades dos filitos determinadas em campo e em laboratório, e respectivas orientações das estruturas geológicas identificadas nos pontos de amostragem, bem como as orientações do talude nos referidos pontos.

A partir de análises cinemáticas nos locais estudados foi possível identificar o mecanismo de ruptura que era esperado, de acordo com as estruturas geológicas mapeadas nos pontos de amostragem. Em alguns locais as rupturas ocorreram segundo as estruturas geológicas, enquanto que, em outros as rupturas observadas foram pela rocha. Estes resultados também são apresentados na tabela 8, bem como os mecanismos de ruptura que foram de fato observados em campo.

Tabela 8 – Panorama das propriedades dos materiais e estruturas geológicas existentes.

(Nota: X: xistosidade; F: fratura).

Amostra	Litologia (Filito)	Alteração	Resistência	Id ₂ médio (%)	Orientação das estruturas geológicas	Orientação do talude	Ruptura esperada	Ruptura ocorrida
A1	Sericítico	W3	R2	86,18	X: 125/60 F1:154/55; F2:50/25	100/55	Cunha	Cunha
A2	Dolomítico	W3	R2	47,78	X: 95/42	100/52	Planar	Planar
A3	Dolomítico	W4	R1	26,78	X: 95/75	80/55	Flambagem	Circular
A4	Dolomítico	W2	R2	87,96	X:85/70	87/55	Flambagem	Flambagem
A5	Sericítico	W4	R0	1,89	X:107/60	110/50	Flambagem	Circular
A6	Sericítico	W2	R2	90,36	X:296/87	80/55	-	-
A7	Sericítico	W3	R3	54,32	X: 80/80	95/55	Flambagem	-
A8	Sericítico	W2	R4	91,56	X: 126/74	80/36	-	-

A seguir, são apresentados e discutidos os resultados das análises cinemáticas realizadas em cada ponto de amostragem, bem como os mecanismos de ruptura observados nos referidos locais.

5.4.1. Ponto de amostragem A1

Na figura 26 é apresentado o resultado da análise cinemática para o ponto de amostragem A1, utilizando-se a projeção hemisférica horizontal. As atitudes médias das famílias de discontinuidades foram utilizadas para construção da projeção, visto que a variabilidade observada leva ao estabelecimento de dois valores de atitude média para tais estruturas.

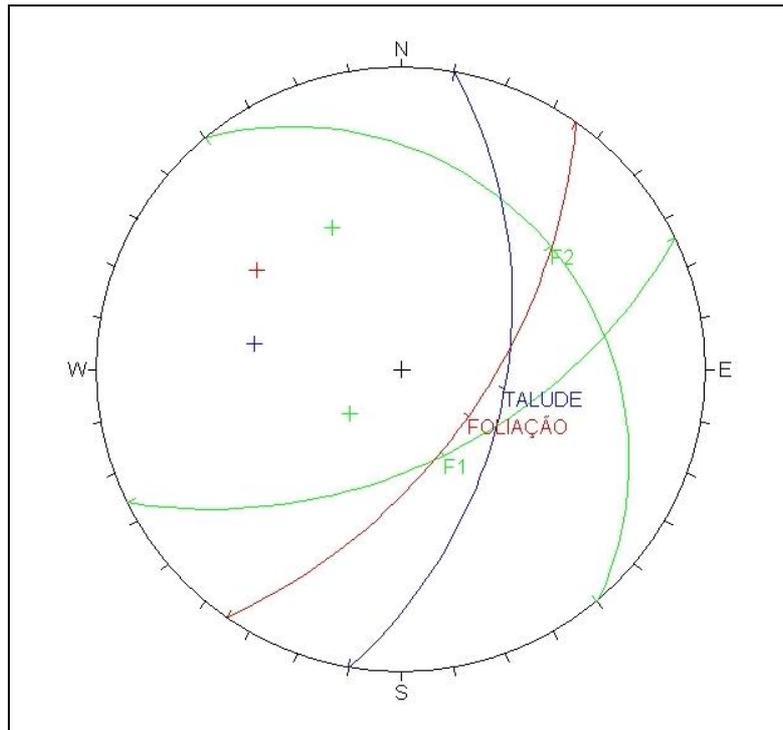


Figura 26 – Análise cinemática da ruptura no ponto de amostragem A1, mostrando ruptura em cunha.



Figura 27 – Ruptura em cunha no filito sericítico identificada no ponto de amostragem A1.

Pela observação da figura 26, conclui-se que o mecanismo de ruptura provável é do tipo cunha, segundo as duas famílias de discontinuidades. As observações de campo são coerentes com o resultado da análise, como mostra a figura 27. O alto índice de durabilidade encontrado para as amostras do ponto A1 corrobora para a ocorrência de ruptura conduzida pelas estruturas geológicas existentes no maciço.

5.4.2. Ponto de amostragem A2

A figura 28 apresenta a análise cinemática do ponto de amostragem A2.

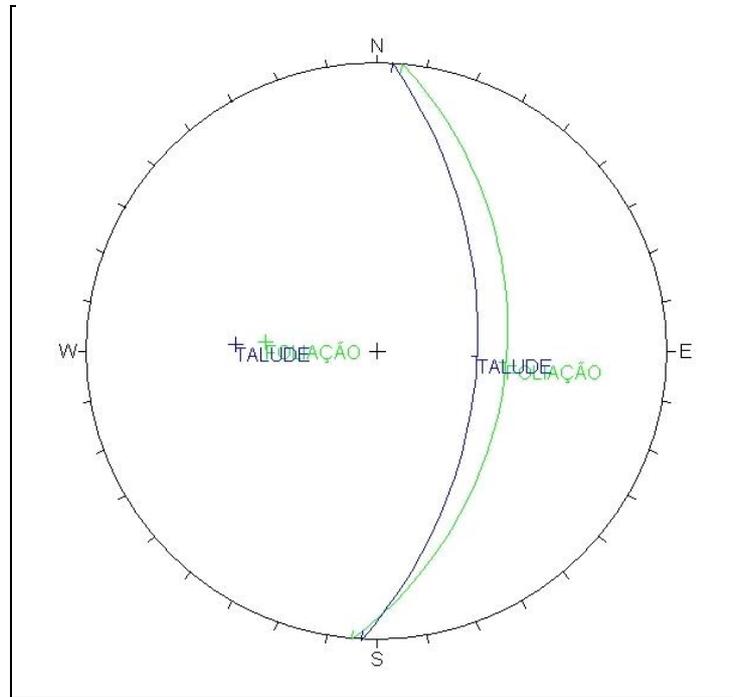


Figura 28 – Análise cinemática mostrando ruptura planar segundo a foliação no ponto de amostragem A2.

A figura 28 mostra que a ruptura esperada para o ponto de amostragem A2 é do tipo planar, segundo a foliação principal apresentada pelo filito dolomítico. De fato tal mecanismo foi observado em campo, sendo a rocha classificada como branda, apresentando-se moderadamente alterada.

Ressalta-se que, de acordo com a classificação proposta, o material apresentou baixa durabilidade e, neste caso seria coerente afirmar que a ruptura ocorre preferencialmente segundo a rocha intacta (circular). Todavia, observa-se que o índice determinado ($I_{d2} = 47,78$) encontra-se no limite entre baixa ($26 < I_{d2} < 50$) e média ($51 < I_{d2} < 75$) durabilidade e, neste caso, poderia ocorrer também segundo estrutura da rocha, como de fato ocorreu.

A figura 29 ilustra a ruptura planar observada em campo. Nesta é possível observar a superfície pela qual o material rochoso escorregou, deixando uma cicatriz planar.



Figura 29 – Ruptura planar no filito dolomítico observada no ponto de amostragem A2.

5.4.3. Ponto de amostragem A3

A rocha (filito dolomítico) observada no ponto A3 é do tipo muito branda, muito alterada e de durabilidade baixa. A análise cinemática (figura 30) do referido ponto indicou a possibilidade de ocorrência de ruptura por flambagem, segundo a foliação principal da rocha.

Entretanto, a ruptura observada em campo foi a circular, como pode ser visto na figura 31. O alto grau de alteração e os baixos índices de resistência (W/R) poderiam explicar a ocorrência de ruptura típica de solos. De fato, em rochas frágeis, como é o caso dos filitos em questão, o comportamento de solos é observado, e metodologias de caracterização e classificação para solos podem ser aplicadas (Lopes, 2006 e Ferreira, 2004).

O baixo índice de durabilidade encontrado nos ensaios confirma a baixa competência geotécnica apresentada pelas rochas no ponto de amostragem A3, o que corrobora o conceito de que o referido índice pode ser utilizado como indicador da qualidade dos materiais na área e do mecanismo de ruptura mais provável.

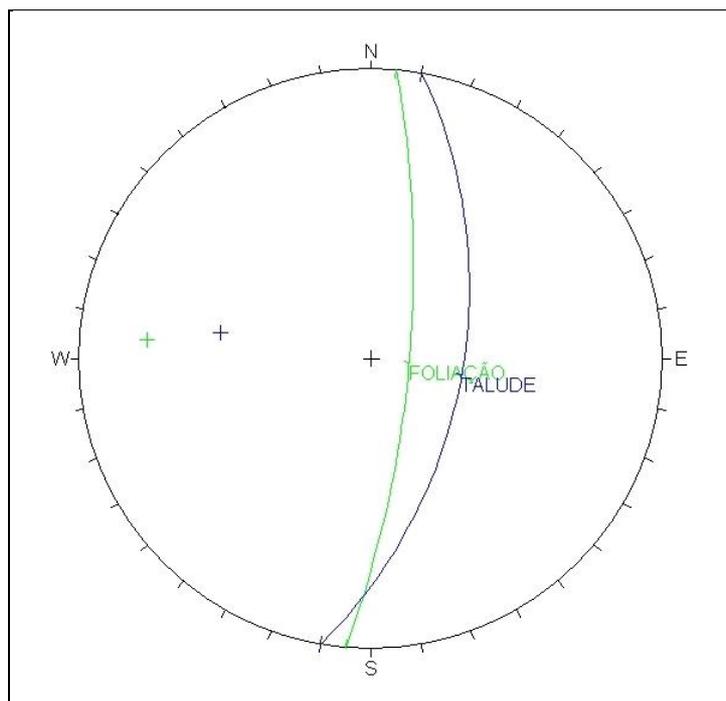


Figura 30 – Análise cinemática mostrando possibilidade de ruptura por flambagem no ponto de amostragem A3.



Figura 31 - Ruptura circular no filito dolomítico observada no ponto de amostragem A3.

5.4.4. Ponto de amostragem A4

Em A4 o filito dolomítico apresenta-se como rocha branda, pouco alterada e com alto índice de durabilidade. A análise cinemática indicou a possibilidade de ocorrência de ruptura por flambagem, como pode ser observado na figura 32. De fato tal mecanismo foi

observado em campo, como era de se esperar, visto que o material apresenta considerável competência geotécnica (figura 33) em relação aos graus de alteração e resistência. Sendo assim, a ruptura ocorreu preferencialmente segundo a estrutura geológica existente na rocha.

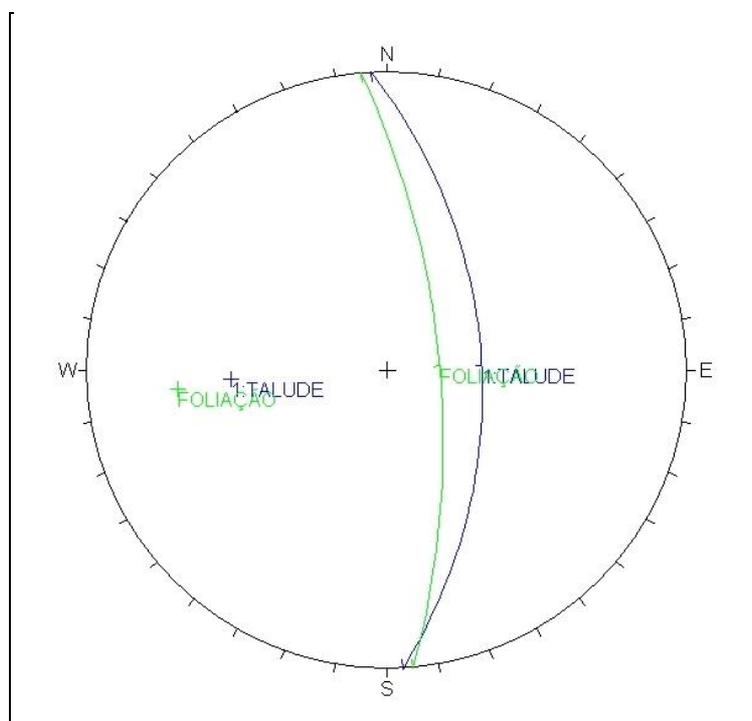


Figura 32– Análise cinemática mostrando possibilidade de ruptura por flambagem no ponto de amostragem A4.



Foto 33 – Ruptura por flambagem no filito dolomítico observada no ponto de amostragem A4 (Notar embarrigamento da massa de rocha na face do talude).

5.4.5. Ponto de amostragem A5

Em A5 a análise cinemática identificou a possibilidade de ocorrência de ruptura por flambagem, segundo a foliação da rocha, como é observado na figura 34. Entretanto, em campo foi observada ruptura circular, como mostra a figura 35. O alto grau de alteração, a baixa resistência e durabilidade apresentada pelo filito sericítico no local poderia explicar a ruptura ocorrendo segundo a própria rocha, como ocorrido no ponto de amostragem A3.

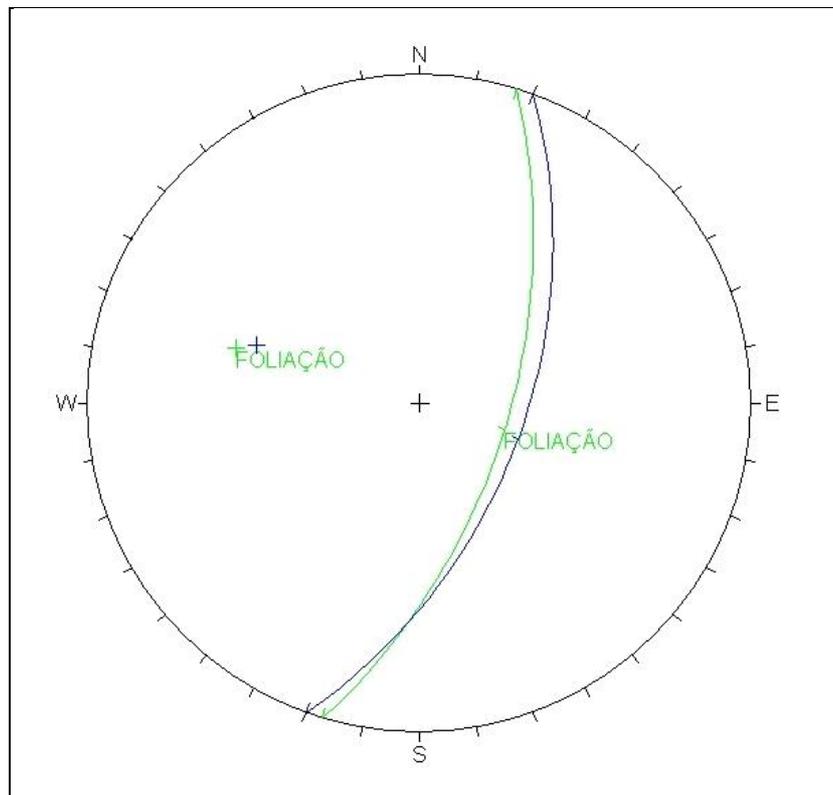


Figura 34 – Análise cinemática , mostrando possibilidade de ruptura por flambagem no ponto de amostragem A5.



Foto 35 – Ruptura circular no filito sericítico identificada no ponto de amostragem A5.

5.4.6. Pontos de Amostragens A6, A7 e A8

Nos pontos de amostragem A6, A7 e A8, não foram observadas rupturas.

Em A6 e A8 as análises cinemáticas não identificaram rupturas segundo as estruturas mapeadas, como mostram as figuras 36 (a) e (b).

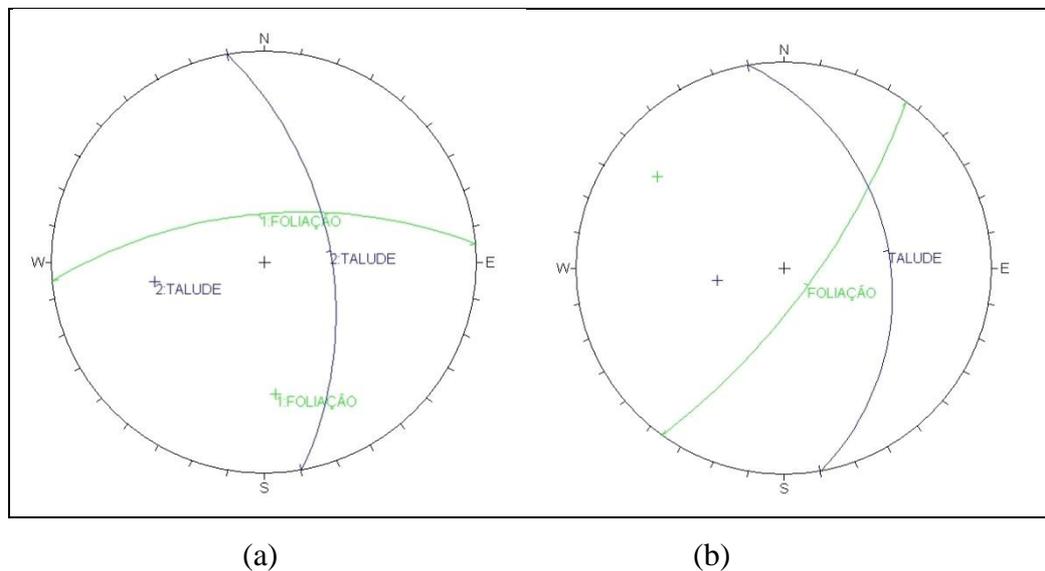


Figura 36 – Análises cinemáticas para os pontos de amostragem (a) – ponto A6 e (b) - ponto A8.

Nestes locais também não foram observadas rupturas segundo a rocha intacta. Levando-se em conta que nas amostras A6 e A8 foram encontrados índices de durabilidade

altos, a ocorrência de rupturas segundo a rocha não era esperada, o que novamente corrobora para a existência de analogia entre o índice de durabilidade e a qualidade da rocha no local.

Já no ponto de amostragem A7, a análise mostrou condição cinemática para ocorrência de ruptura por flambagem, como ilustra a figura 37. Porém, tal mecanismo não foi observado em campo.

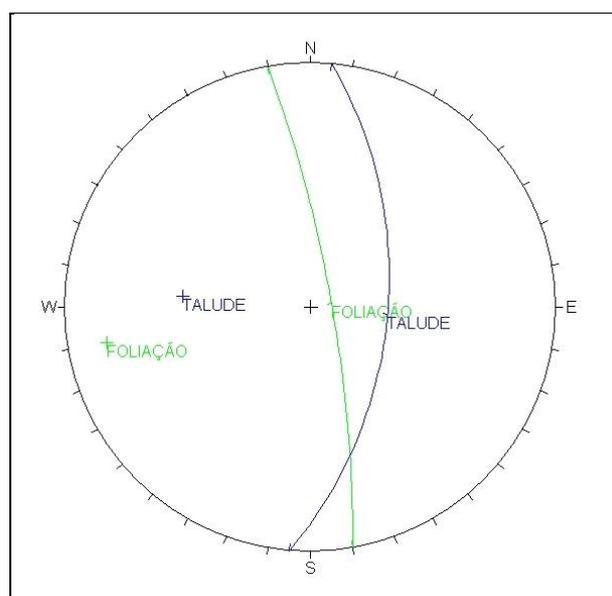


Figura 37 – Análise cinemática da ruptura por flambagem esperada no ponto de amostragem A6.

Em suma, de acordo com a tabela 7 e com as figuras 26 a 37 observa-se nas rochas mais alteradas e com menor índice de durabilidade as rupturas identificadas apresentam-se de forma aproximadamente circular. Nestes casos, apesar dos materiais possuírem condições cinemáticas para ocorrência de rupturas segundo estruturas geológicas como era de esperar, visto que se trata de material rochoso, estas ocorreram pela própria rocha, comportamento típico de solos.

Em contrapartida, nos filitos menos alterados e mais duráveis, as rupturas não ocorrem pela rocha e são, a priori, condicionadas apenas pelas estruturas geológicas, especialmente a foliação, combinadas com discontinuidades presentes no maciço.

Sendo assim, deve-se ressaltar a importância de se adotar metodologias distintas de análise de estabilidade do talude, de acordo com as características geotécnicas de cada material existente no maciço.

Mostra-se, a priori que o índice de durabilidade pode vir a constituir um indicador expedito da instabilidade do maciço rochoso do Talude Oeste.

5.5. ANÁLISES DE ESTABILIDADE

Inicialmente, o modelo computacional utilizando o código de elementos finitos Phase2^{7.0} teve o objetivo de analisar a ruptura ocorrida no talude Oeste da Mina Pau Branco, em janeiro de 2002 e definir as condições que levaram à ocorrência da mesma. A ruptura ocorrida envolveu vários bancos, como pode ser visto nas figuras 9 e 10. O modo de ruptura analisado é por flambagem.

A partir da seção fornecida pela empresa com a geometria do modelo (topografia e geologia), foram inseridas no modelo as descontinuidades que representam a foliação do maciço, por meio de elementos de juntas, com espaçamento de 1,0 m, representando a espessura da lâmina que flambou (comunicação pessoal com Consultor), e mergulhando no mesmo sentido da face do talude. O critério de resistência adotado para a foliação foi o de Mohr-Coulomb.

As descontinuidades tiveram duas orientações médias, representando a verticalização da foliação ao longo da profundidade da cava. Os ângulos foram de 60° e 80° para a metade mais superficial e mais profunda do maciço, respectivamente. Esta variação de atitude da foliação é devida à presença de dobramentos na escala do talude.

O modelo geológico-geomecânico simplificado utilizado nas análises de estabilidade é apresentado na figura 38.

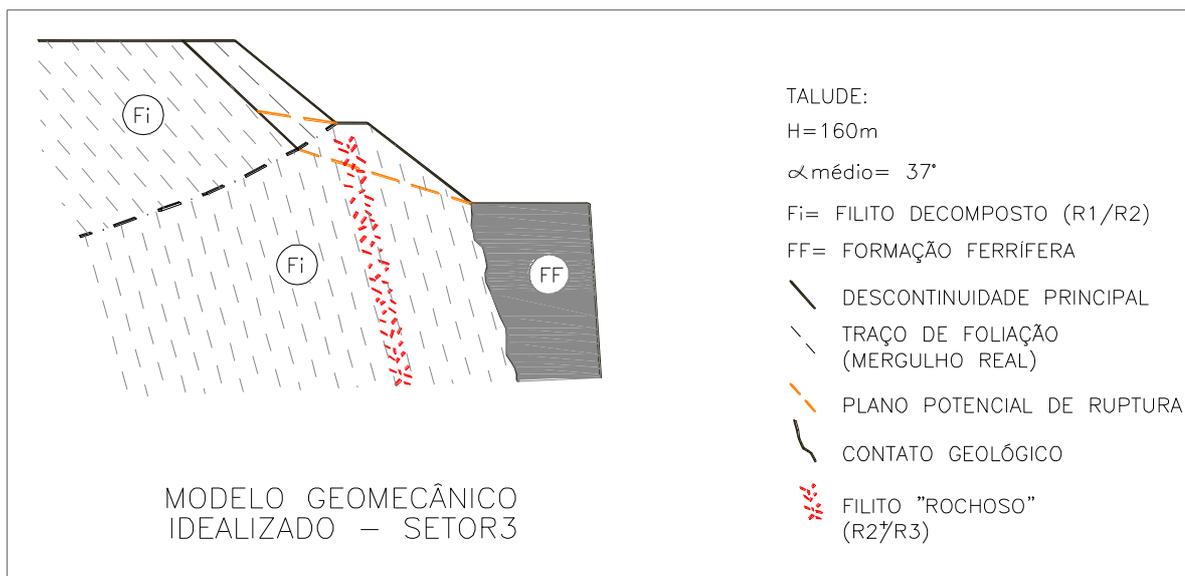


Figura 38 – Modelo geológico-geomecânico utilizado na análise de estabilidade (BVP, 2007).

As análises de estabilidade foram realizadas para a seção A-A' do talude Oeste da Mina Pau Branco, composto de filitos com variados graus de alteração. A referida seção é apresentada no Anexo B.

O objetivo principal desta análise foi reproduzir o mecanismo de ruptura observado em campo de forma mais fiel possível, como dito anteriormente. Tomou-se como referência um deslocamento vertical (desnível) de 3,5 metros entre duas bancadas, como descrito em BVP (2007).

Este talude vem sofrendo ao longo do tempo diversos processos de ruptura, devido à presença de materiais muito fraturados e de baixa resistência.

O modelo computacional utilizado na análise de estabilidade elaborado com o código de elementos finitos foi estabelecido, na tentativa de determinar as condições de ruptura para a análise em termos de estabilidade global, no intuito de conhecer melhor o mecanismo de ruptura ocorrido.

As condições de contorno seguiram instruções definidas em Aquino e Figueredo (2005), quais sejam: deslocamentos nulos na direção horizontal nas fronteiras verticais e

nulos na direção vertical na fronteira horizontal inferior. Na fronteira superior não foi imposta nenhuma restrição em termos de deslocamento, de modo a representar as condições de contorno na superfície do terreno. O Campo de tensões *in situ* é gravitacional, definido pela tensão vertical e por duas tensões horizontais (k_1 e k_2).

As dimensões do modelo seguiram a priori as recomendações de Sjöberg (1999), verticalmente de 2 a 3 vezes a altura total e, 3 a 4 vezes a largura escavada, para adequação das condições de contorno, no sentido de eliminar possíveis deslocamentos no contorno do modelo.

A malha de elementos finitos foi gerada a partir de várias tentativas, utilizando-se os recursos de otimização de malha presentes no software. Para isso foi observado de antemão que, se os elementos fossem muito grandes os resultados poderiam ser pouco precisos e representativos. Em contrapartida, um refinamento muito grande da malha poderia inviabilizar a análise, diminuindo a eficiência computacional do modelo. Buscou-se, portanto, representar o modelo através de uma malha que atendesse as necessidades do problema, refinando-se com maior detalhe a região de interesse, ou seja, onde possivelmente ocorreria a ruptura por flambagem, definindo a região mais afetada por cisalhamento e tração.

Com relação à deformabilidade dos materiais, as propriedades elásticas foram determinadas para um material isotrópico, definindo-se, então os parâmetros E (módulo de elasticidade – Young) e ν (coeficiente de Poisson) e parâmetro de fluxo plástico ψ (ângulo de dilatância).

Definidas as características geométricas e geomecânicas do modelo, bem como as condições de contorno, procedeu-se então a análise paramétrica, levando em consideração a variação do nível de tensões *in situ* e a rigidez das juntas. Tais parâmetros foram variados até a obtenção de um deslocamento vertical (desnível de 3,5 m entre bancadas), condizente com a situação observada em campo.

O carregamento constou de um campo de tensões iniciais (*in situ*), com carregamento gravitacional, adotando-se, pois, tensões verticais (σ_v) e horizontais (σ_H) como componentes principais do campo de tensões *in situ*. As tensões variam com a profundidade (z) segundo a

hipótese litostática usualmente adotada (Goodman, 1989; Hoek, 1981), de acordo com as equações (13 e 14).

$$\sigma_v = \gamma z \quad (13)$$

$$\sigma_H = k\gamma z, \quad (14)$$

onde k é uma constante e γ o peso específico da rocha. O valor de k (tensões horizontais médias/tensão vertical) foi variado até chegar ao melhor ajuste, sendo que este ficou fixado em 1, que melhor representou a situação observada em campo, em termos de deslocamentos.

Para o caso estudado utilizou-se o modelo constitutivo elasto-plástico de Mohr-Coulomb, representando comportamento frágil na ruptura. Os parâmetros de resistência para o maciço rochoso requeridos no Phase2 para o modelo elasto-plástico são:

- coesão de pico (c_p) e residual (c_r);
- ângulo de atrito de pico (ϕ_p) e residual (ϕ_r) e;
- resistência à tração (σ_t).

As propriedades mecânicas iniciais utilizadas são de relatórios internos da empresa, literatura técnica (Hoek & Brown, 1997; Bieniawski, 1989; Hoek et.al, 2002).

Os parâmetros geotécnicos dos filitos foram definidos com base nas informações contidas nos relatórios internos da V&M (ensaios e retroanálises). Os parâmetros dos itabiritos e da hematita são característicos destas litologias no Quadrilátero Ferrífero e foram obtidos a partir de uma série de ensaios e análises das rochas ocorrentes nas minas da empresa na região do Quadrilátero Ferrífero (MBR, 2007).

Com relação ao filito adotou-se um valor inicial de coesão de pico (c_p) de 0,32 MPa e ângulo de atrito (ϕ_p) de 30° (SBC, 2002). Após ajustes na resistência do filito para representar o melhor possível à realidade observada em campo, chegou-se à conclusão que os valores supracitados são adequados (figura 39).

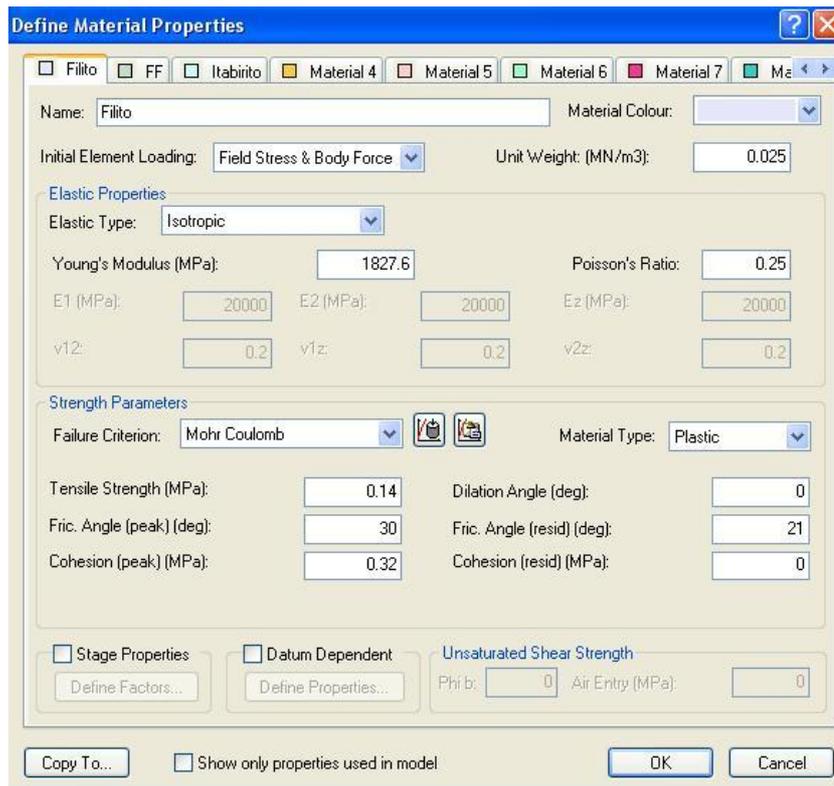


Figura 39 – Parâmetros geotécnicos do filito utilizados na análise de estabilidade.

No caso dos parâmetros residuais adotou-se perda completa de coesão pós-pico e ângulo de atrito igual a 21° para o filito (MBR, 2007).

Para a hematita partiu-se de valores de ensaios de resistência realizados por diversas empresas, ora apresentados no relatório “Consolidação dos Parâmetros de Resistência MBR” e ajustou-se ao modelo adotando coesão de pico de 0,233 MPa e ângulo de atrito de 42°. (figura 40)

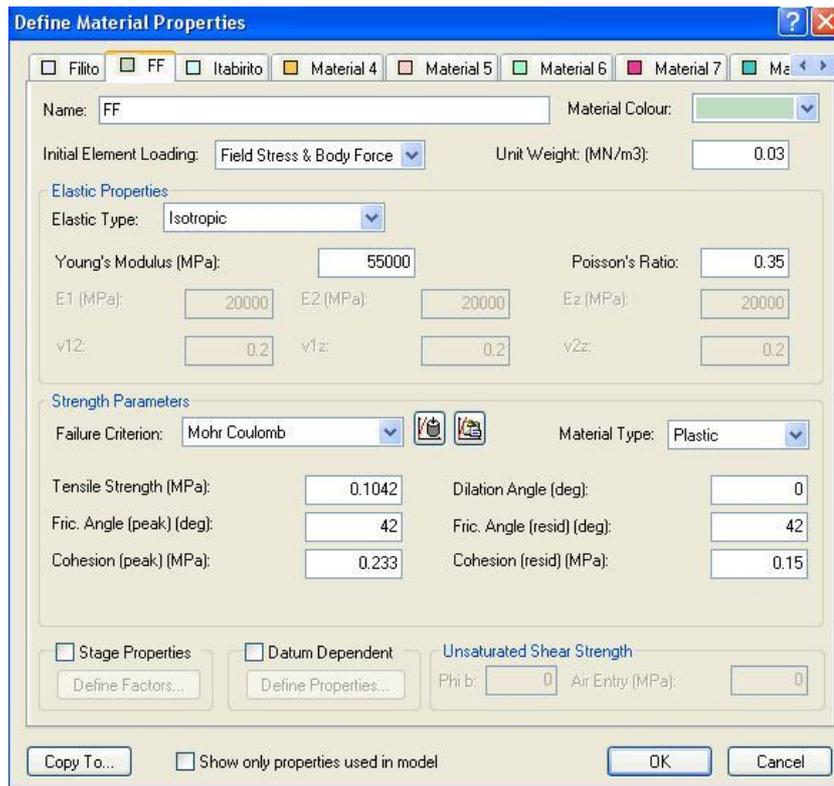


Figura 40 – Parâmetros geotécnicos da hematita utilizados na análise de estabilidade.

Os parâmetros residuais da hematita foram: coesão pós-pico igual a 0,15 MPa e ângulo de atrito igual a 42° (MBR, 2007).

Para o itabirito também foram utilizados valores apresentados no relatório “Consolidação dos Parâmetros de Resistência MBR”, ajustando-se o modelo com coesão de pico de 0,3 MPa e ângulo de atrito de 35,6°. (figura 41)

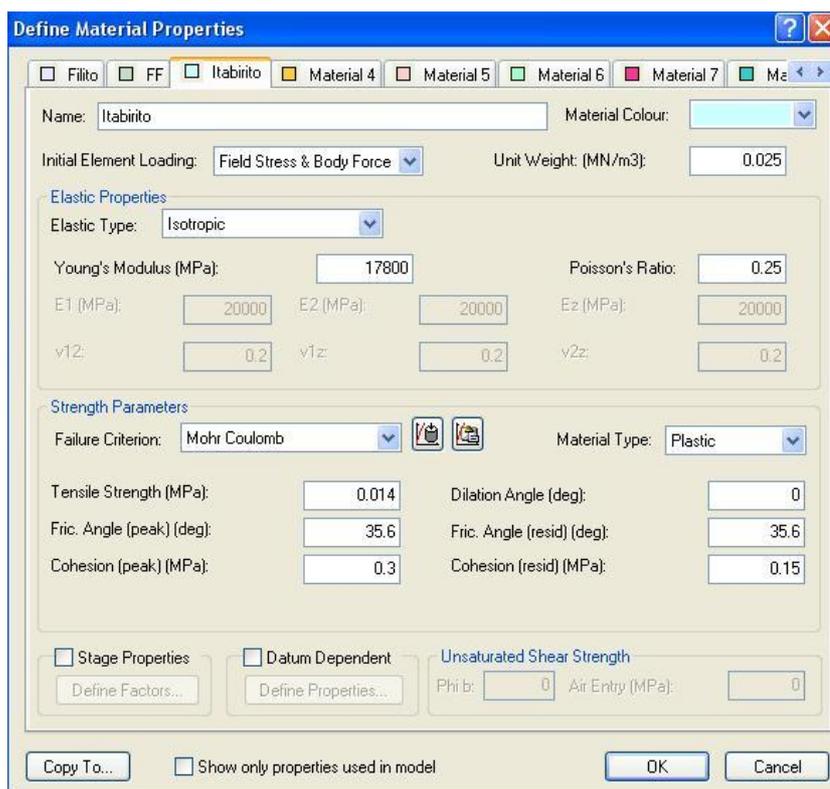


Figura 41 – Parâmetros geotécnicos do itabirito utilizados na análise de estabilidade.

No caso dos parâmetros residuais adotou-se coesão pós-pico de 0,15 MPa e ângulo de atrito igual a 35,6° (MBR, 2007).

Para a determinação da resistência à tração (σ_t) realizou-se uma estimativa e esta correspondeu a 1/10 da resistência à compressão uniaxial (σ_c), dada pelo critério de Mohr-Coulomb. (Goodman, 1989).

Os valores adotados no modelo foram:

-filito: 0,14 MPa

-itabirito: 0,1042 MPa

- hematita: 0,014 MPa

Em relação ao ângulo de dilatância (ψ), a literatura apresenta apenas sugestões qualitativas, conforme Hoek & Brown (1997), e no modelo foi adotado 0 (zero) de dilatância para todas as litologias (hipótese conservadora).

As propriedades das juntas requeridas no modelo elasto-plástico de Mohr-Coulomb no programa Phase2 são: coesão (c), ângulo de atrito (ϕ) e resistência à tração (σ_{tj}). Os

valores de coesão e ângulo de atrito utilizados foram obtidos em Santos (2008), porém para a coesão foi considerada uma adição de 0,015 MPa, devido à ferruginização do filito, como comentado em SBC (2002). (figura 42).

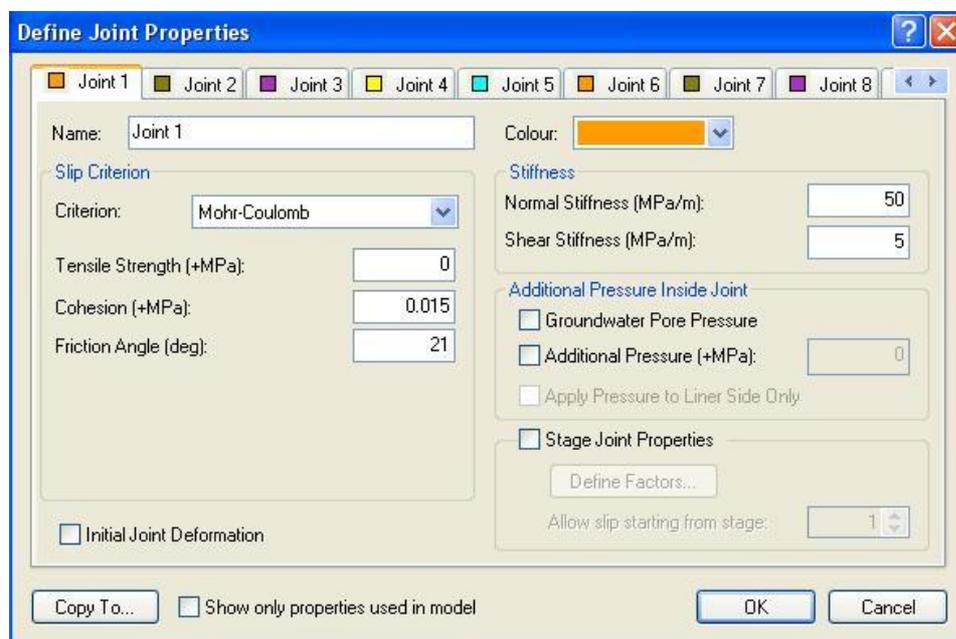


Figura 42 – Parâmetros geotécnicos das juntas utilizados na análise de estabilidade

Os parâmetros de deformabilidade das descontinuidades, k_N e k_S , rigidez normal e rigidez cisalhante, respectivamente relacionam tensões e deslocamentos nas direções normal e tangencial, tendo unidades de tensão/comprimento. Os valores iniciais foram tomados de Figueiredo e Aquino (2005), Lopes (2006). Estes valores são os seguintes:

- $k_N=40\text{MPa/m}$;

- $k_S=4\text{MPa/m}$.

O valor de k_S igual a 40MPa/m foi determinado pela expressão de Barton & Choubey (1977) apud Figueiredo e Aquino(2005). Bandis *et. al* (1983) apud Figueiredo e Aquino (2005) sugeriram para tensões normais menores que $0,01\text{MPa}$, valores de k_N iguais a 100 vezes o valor de k_S ; e para tensões normais maiores que $0,01\text{MPa}$, valores de k_N iguais a 10 vezes o valor de k_S .

Os módulos de rigidez das juntas foram calibrados até a obtenção do deslocamento vertical observado na ruptura por flambagem, correspondente a um desnível de 3,5 m, como citado anteriormente. As propriedades de resistência e de deformabilidade para os maciços foram mantidas constantes.

Ao final dessas análises obteve-se 50 MPa/m para o coeficiente de rigidez normal (k_N) e 5 MPa/m para o coeficiente de rigidez cisalhante (k_S).

Os deslocamentos verticais determinados pelo modelo foram próximos ao observado no campo, na região da calha de maior deformação, assim denominada em BVP (2007), e correspondente à região onde ocorreu a ruptura por flambagem, como pode ser observado na figura 43. Pelo modelo observou-se um deslocamento vertical de 3,6m.

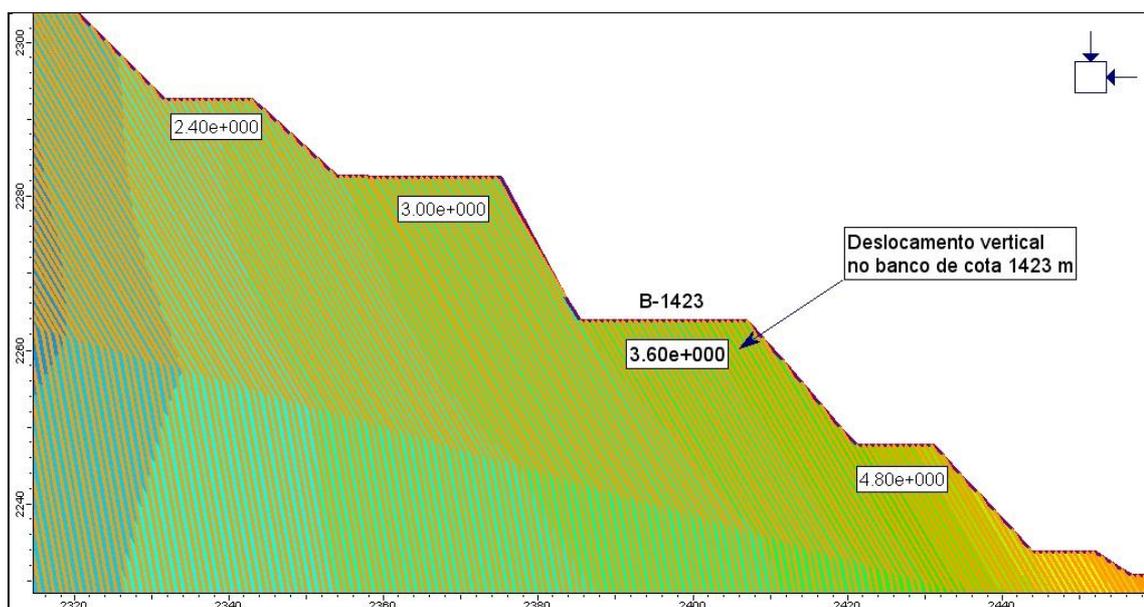


Figura 43 – Deslocamentos verticais nas bancadas.

A superfície de ruptura obtida no modelo não é de fácil percepção e identificação (figura 44). Aparentemente não há um mecanismo de ruptura pela rocha. Ocorre, sim, ruptura por flambagem, condicionada somente pelas discontinuidades de foliação.

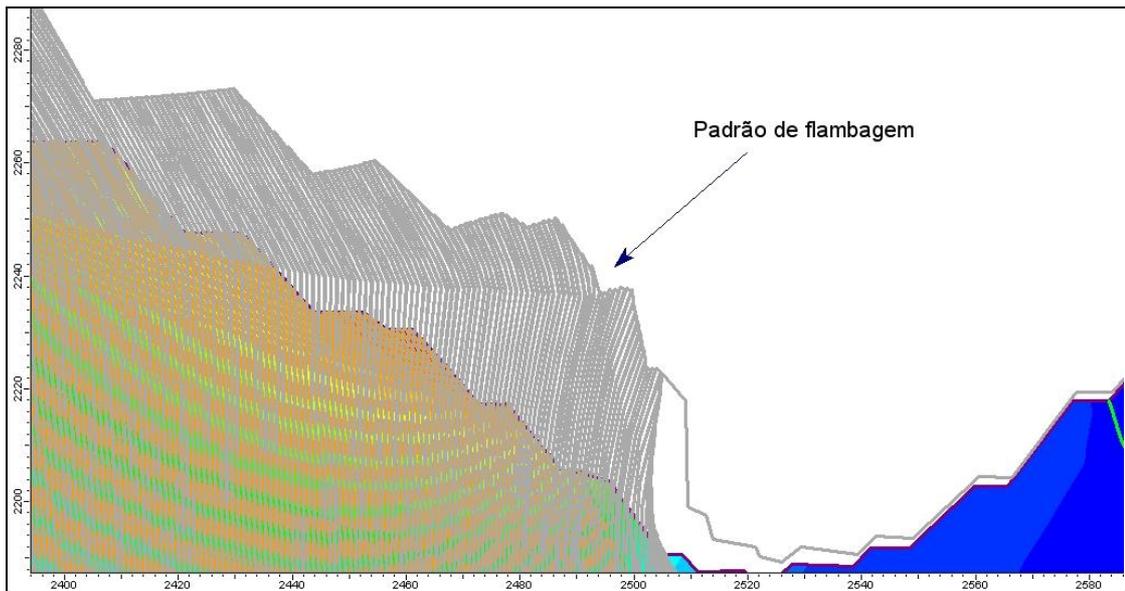


Figura 44 – Padrão de ruptura por flambagem

A ruptura por flambagem foi verificada como sendo um modo de ruptura global, na área em estudo, envolvendo várias bancadas, havendo separação das placas rochosas e embarrigamento na face do talude, como pode ser observado pela Figura 44.

Ainda no que diz respeito a esta ruptura, verifica-se pela Figura 45 uma alta concentração de pontos de tração na região em que ocorreu a ruptura. A abertura de fendas de tração no topo do talude, devido à reorientação do campo de tensões, gera uma concentração de tensões de tração no talude (Sjörberg, 1999). Tal situação foi identificada em campo, quando observou-se uma trinca de mais de 400 metros de extensão no alto do Talude Oeste, cuja causa foi atribuída ao alívio de tensões devido ao desconfinamento lateral quando da escavação do maciço, e que resultou na ruptura por flambagem.

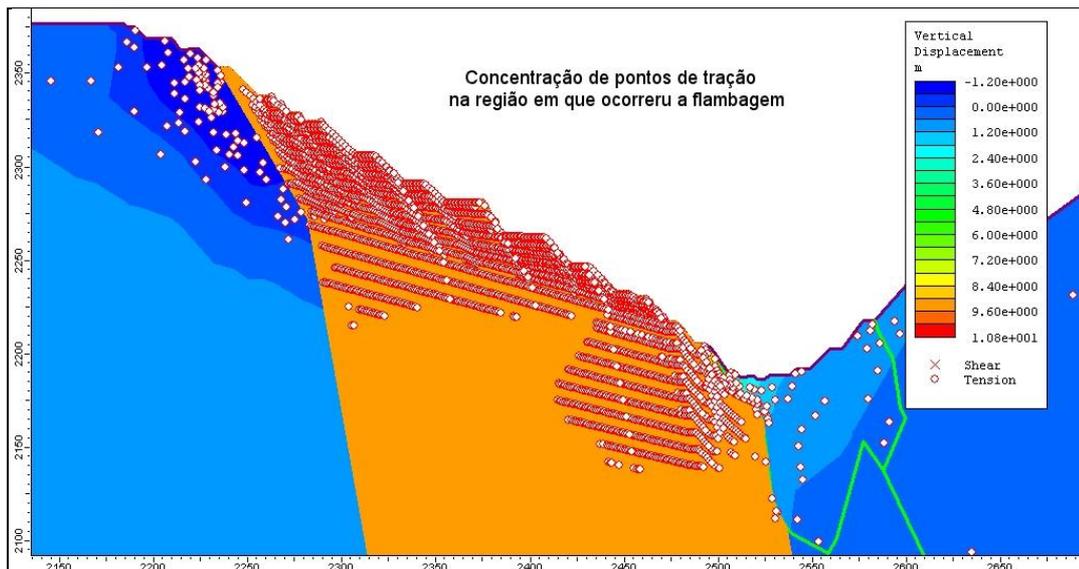


Figura 45 – Região de tracionamento na região da flambagem.

Finalmente, a modelagem numérica da ruptura por flambagem possibilitou a compreensão do comportamento do Talude Oeste frente ao mecanismo de ruptura por flambagem ocorrido. Com o modelo calibrado a partir dos estudos de retroanálise, considera-se que este pode vir a ser utilizado em análises de estabilidade de caráter rotineiro, permitindo representar a cava em diferentes situações durante a lavra, contribuindo, assim, no planejamento da mina.

6. CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

Neste trabalho procurou-se estudar o comportamento geotécnico dos filitos existentes no Talude Oeste da Mina Pau Branco. O maciço apresenta complexa evolução geológico-estrutural e baixa resistência, o que o torna de difícil caracterização, devido especialmente à variedade de fatores que interferem no seu comportamento.

Os problemas de estabilidade neste maciço são amplamente afetados pelas estruturas geológicas presentes nos filitos, pela litologia, bem como pelos processos de alteração por eles experimentados, reflexo do intemperismo típico de regiões de clima tropical. No Talude Oeste, observou-se padrões distintos em relação às áreas estudadas, com o maciço apresentando características geotécnicas bastante heterogêneas em locais próximos ao longo da face deste talude.

Através da caracterização geomecânica e dos ensaios de durabilidade buscou-se produzir dados a respeito de rochas brandas presentes no Talude Oeste.

A variação nos índices físicos com o ensaio de durabilidade constitui um importante indicador do processo de alteração experimentado pelas rochas, o que conseqüentemente influencia na resistência do maciço.

Foi observado que a resistência, o grau de alteração e a durabilidade dos materiais rochosos, assim como as estruturas geológicas neles existentes, interferem nos modos de ruptura que ocorrem neste talude.

Nas rochas que apresentam maior durabilidade e resistência e menor grau de alteração, quando houve condições cinemáticas favoráveis, os mecanismos de ruptura foram definidos pelas estruturas geológicas (foliação e fraturas), sendo que nos locais de ocorrência de materiais com essas propriedades foram observadas rupturas dos tipos planar, cunha e flambagem.

Nas áreas de rochas mais alteradas, menos duráveis e resistentes, mesmo na presença de estruturas geológicas com cinemática favorável à ocorrência de rupturas definidas pelas mesmas, foram observadas rupturas típicas de solos, como a circular.

Cabe ressaltar que o SDT não possibilita a obtenção do índice de durabilidade levando-se em consideração os planos preferenciais de ruptura mas, neste caso, a desagregação da rocha está diretamente relacionada às superfícies de maior fraqueza na amostra. Não há, pois, um controle da forma como ocorre a degradação do material quando se leva em consideração a anisotropia e o efeito de escala, uma vez que o ensaio é conduzido em amostras de pequena dimensão, assim como ocorre em outros ensaios de laboratório.

Mesmo assim, considera-se que o índice de durabilidade pode servir como um indicador expedito da qualidade das rochas, considerando-se o contexto da classificação de material. E ainda, como o ensaio é de execução rápida, permite então uma estimativa inicial e preliminar do possível comportamento dos materiais frente a agentes intempéricos.

Pode ser útil, ainda, para prever se a ruptura se dará pela rocha intacta ou pela estrutura geológica, o que contribui para a definição da metodologia de análise de estabilidade. Isto quer dizer, se o índice de durabilidade (I_d) for alto, espera-se que as rupturas ocorram segundo estruturas; caso contrário, com um I_d baixo espera-se que a ruptura ocorra pela própria rocha.

Em relação à análise da ruptura por flambagem ocorrida no Talude Oeste, esta permitiu compreender de forma preliminar o comportamento do maciço, através da obtenção de propriedades de resistência e de deformabilidade, assim como o estado de tensões *in situ* no momento da ruptura, reproduzindo o mecanismo de flambagem ocorrido no talude.

Tais parâmetros poderão ser utilizados nos próximos estudos acerca do mecanismo de ruptura por flambagem nas outras áreas da mina que apresentarem padrões semelhantes, podendo ser útil em análise da situação da cava final.

Finalmente, alguns tópicos tornam-se interessantes para trabalhos futuros, a saber:

- A execução de uma série de ensaios de durabilidade, utilizando maior quantidade de materiais, com diferentes graus de alteração e resistência, para apurar a relação entre o índice de durabilidade e os referidos parâmetros geotécnicos usuais na classificação de rochas, bem como o modo de ruptura.

- A realização de análises de estabilidade simulando-se a situação de cava final, para investigar o comportamento geotécnico esperado para o Talude Oeste, no caso do fechamento do empreendimento.

7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ABNT NBR 6508 (1984) – Grãos que passam na peneira # 4,8mm, Determinação da Massa Específica, 8p.

ADHIKARY, D.P., MÜHLHAUS, H.B., DYSKIN, A.V. (2001). A numerical study of flexural buckling of foliated rock slope. *International journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*. 25. 871-884p.

AGUSTAWIJAYA, D. S. (2004). Modelled Mechanisms in the Slake-Durability Test For Soft Rocks. Lecturer, Department of Civil Engineering, Faculty of Engineering - Mataram Univerisity. *Dimension Teknik Sipil* vol. 5, n.o. 2, September. p. 87 – 92.

ALKMIN, F.F.; MARSHAK, S. (1998). Transamazonian Orogeny in the Southern São Francisco Craton Region, Minas Gerais, Brazil: evidence for Paleoproterozoic collision and collapse in the Quadrilátero Ferrífero. *Precambrian Research*, 90(1/2). p. 29-58

ALMEIDA, F. F. M. (1977). O Cráton do São Francisco. *Rev. Bras. de Geoc.*, São Paulo, 7 (4): p. 349-64.

ALMEIDA, F. F. M. (1981). O Cráton do Paramirim e suas relações com o do São Francisco. In: *Simpósio sobre o Cráton do São Francisco e suas Faixas Marginais*, 1, Salvador. Anais, SBG, p. 1-10.

ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE GEOLOGIA DE ENGENHARIA. (1998). *Geologia de Engenharia*. ABGE/FAPESP/CNPq. São Paulo. 576 p.

ASTM D4644 - 08 (1990). *Standard Test Method for Slake Durability of Shales and Similar Weak Rocks*.

AZEVEDO, I. C. D.; MARQUES, E. A. G. (2002). *Introdução a Mecânica das Rochas*. Caderno Didático. Viçosa: UFV. 363p.

BARTON, N.; LIEN, R.; LUNDE, J. (1974). Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. *Rock Mechanics*. V.6.n. 4, p.189-236.

BRADY, B.H.G & BROWN, E.T. (1985). *Rock Mechanics for Underground Mining*. Allen & Unwin. London, 527p.

BRIDEAU, M. A.; STEAD, D. COUTURE, R. (2006). Structural and Engineering Geology of the East Gate Landslide, Purcell Mountains, British Columbia, Canada *Engineering Geology*. v. 84. p. 183–206.

BVP (2007) Parecer Geotécnico Inspeção dos Taludes da Cava Mina Pau Branco Vallourec & Mannesman. (Relatório interno). 24p.

CENTRAIS ELÉTRICAS DE SÃO PAULO (1990) MRL-02 – Ensaio de alteração de rochas – Ciclagem água-estufa. Laboratório Central de Engenharia Civil/CESP. 10 p.

CHEN H.; HU, Z.Y. (2003). Some Factors Affecting the Uniaxial Strength of Weak Sandstones. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*. Ed. Springer, v. 62, nº. 4, p.323-332.

DAMASCENO, C. S. R. (2008) Modelagem Geológica e Geomecânica 3D e Análises de Estabilidade 2D dos Taludes da Mina de Morro da Mina, Conselheiro Lafaiete, MG. Dissertação do Programa de Pós-Graduação em Engenharia Civil. PUC-RIO – Rio de Janeiro, RJ. 157p.

DHAKAL, G.; YONEDA, T.; KATO, M.; KAKENO, K. (2001) Slake durability and mineralogical properties of some pyroclastic and sedimentary rocks. *Engineering Geology*. V.65. p. 31–45

DILÁSCIO, M.V. (2004) Estudo Computacional do Mecanismo de Tombamento Flexural em Filitos. Dissertação de Mestrado do Programa de Pós-graduação em Engenharia Civil - Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto. 117p.

DILÁSCIO, M. V.; FIGUEIREDO, R. P. (2005). Estudo computacional do mecanismo de tombamento flexural em filitos. Revista Escola de Minas, v. 58, no 1.

FALCÃO NEVES, P. (2004) O Ensaio de Durabilidade como Indicador Expedito da Estabilidade da Superfície Rochosa das Arribas Costeiras. 9º Congresso Nacional de Geotecnia. Portugal.

FERREIRA, S. B. (2004). Estudo de Ruptura em Talude Urbano no Morro do Curral-Ouro Preto/MG. Dissertação de Mestrado, UFOP, Ouro Preto, MG. 87 p.

FRANKLIN, J.A & DUSSEAULT, M.B. (1989). Rock Engineering. Mcgraw-Hill. 600p.

FRAZÃO, E. B. (1993). Metodologia Para Avaliação da Alterabilidade de Rochas a Partir de Estudo Experimental em Amostras de Basalto da UHE de Três Irmãos. Estado de São Paulo. Dissertação de Mestrado. 161p.

FROLDI, P. & LUNARDI, P. (1995). Buckling Failure Phenomena and their analysis. In: Mechanics of Jointed and Faulted Rock, Edt. Rossmannith. p. 595-604.

GIANI, G.P. (1992). Rock Slope Stability Analysis. A. A. Balkema, 361p.

GOKCEOGLU, C. AKSOY, H. (2000)New approaches to the characterization of clay-bearing, densely jointed and weak rock masses. Engineering Geology v. 58. p. 1–23

GÖKCEOLU, C; ULUSAY R.; SÖNMEZ, H (2000).Factors affecting the durability of selected weak and clay-bearing rocks from Turkey, with particular emphasis on the influence of the number of drying and wetting cycles. Engineering Geology, Volume 57, Issues 3-4, July 2000, Pages 215-237.

GOODMAN, R. E., BRAY, J. (1976). Toppling of rock slopes. ASCE, Proc. Specialty Conf. on Rock Eng. for Foundations and Slopes, Boulder, CO, 2, pp. 201-234.

GOODMAN, R.E. (1989). Introduction to Rock Mechanics. 2nd ed. John Wiley & Sons. New York. 562p.

GUIDICINI, G., NIEBLE, C.M. (1984). Estabilidade de Taludes Naturais e de Escavações. Editora Edgard Blücher Ltda., 2a ed. São Paulo, 195 p.

HOEK, E & BRAY, J.W. (1981). Rock Slope Engineering. The Institution of Mining and Metallurgy. 3ed. London, 358p.

HOEK, E., BROWN, E.T. (1997). Practical estimates of rock mass strength. International Journal Rock Mechanics Mining Sciences. 34. 1165-1186p.

HUNT, R.E. (1984). Geotechnical Engineering Investigation Manual. McGraw-Hill, USA. 983 p.

ISRM (1979) Suggested method for determining water content, porosity, density, absorption and related properties and swelling and slake durability index properties.

ISRM (1981) Rock Characterization Testing and Monitoring. E.T. Brown, 211 p.

JAEGER, J.C & COOK, N.G.W. (1979). Fundamentals of Rock Mechanics. 3ed. Chapman and Hall. London, 593p.

JING, L. (2003). A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering. International Journal of Rock Mechanics & mining Sciences. 40. p. 283-353.

LANA, M.S., GRIPP, M.F. (2002). Um procedimento para identificação dos mecanismos de ruptura em taludes rochosos. Revista da Escola de Minas (REM), Ano 63. v.52.n 4. p. 245-249.

LANA, C. E. 2000. Cartografia Integrada de Ecossistemas Lóticos (Fluviais) no Alto Curso do Rio das Velhas – MG. Dissertação de Mestrado. (UFOP) 175 p.

LASHKARIPOU, G. R.; BOOMERI, M. (2002). The Role of Mineralogy and Durability of Weak Rocks. Pakistan Journal of Applied Sciences. 2(6). P. 698-701.

LEITE, E.N. (2004). Estudo do comportamento Geomecânico do Pilar Superior da Mina IpueiraV (Ferbasa Mineração- Andorinha,BA). Dissertação de Mestrado. UFOP, Ouro Preto, MG, 81p.

LOPES, R.L. (2000). Caracterização e Classificação de Maciços Rochosos: Mina São Bento. Dissertação de Mestrado. UFV. Viçosa, MG. 149 p.

LOPES, M. C.(2006). Comportamento geotécnico e mecanismo de ruptura em rochas brandas - Mineração Córrego do Sítio. 2006, 94 p. Dissertação de Mestrado do Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral - Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2006.

OJIMA,L.M (1982). Metodologia de Classificação de Maciços Rochosos Aplicável a Túneis. Síntese da tese apresentada ao concurso para especialista do Laboratório Nacional de Engenharia Civil. Lisboa, 100 p.

OJIMA, L. M.; SERRA Jr., E. S.; (1998). Caracterização e Classificação de Maciços Rochosos. Geologia de Engenharia. ABGE/CNPQ/PAPESP. Cap. 13, p.211-226.

PARIZZI, M. G. (2004). Condicionantes e Mecanismos de Ruptura em Taludes da Região Metropolitana de Belo Horizonte. Tese de Doutorado do Programa de Pós-Graduação em Evolução Crustral e Recursos Naturais. (UFOP). 212p.

RAMÍREZ, J. D. (2006) Mecanismos de Ruptura Bloco-Flexural em Maciços Rochosos – Caso do Talude Norte da Mina de Tyntaia (Peru) Dissertação de Mestrado da PUC-RIO – Rio de Janeiro. 95p.

PEREIRA, L. C. (2008). Ruptura por Flambagem e a Importância para os Planos de Fechamento de Mina do Quadrilátero Ferrífero. Monografia de Graduação em Engenharia Ambiental (UFOP). 61p.

QIN, S.; JIAO, J. J.; WANG, S.(2001). A Cusp Catastrophe Model of Instability of Slip-buckling Slope Rock Mechanics and Rock Engineering. v.34. 119-134.

REIS,E.C (2005). Dimensionamento de Malhas de Furação para Desmonte de Rochas com Argamassa Expansiva por Mecânica de Fratura. Dissertação de Mestrado. UFOP, Ouro Preto, MG, 117p.

ROCSCIENCE. Phase2 Tutorials. www.rocscience.com.

SANTOS, G. A. (2008) Análise Tensão Deformação e por Equilíbrio Limite do Mecanismo de Tombamento Flexural . Dissertação do Núcleo de Geotecnia da UFOP, Ouro Preto, MG, 109p.

SCARPELLI, A.G. (1994). Classificação Geomecânica Aplicada à Avaliação da Estabilidade de Taludes em Minas de Ferro do Quadrilátero Ferrífero. Dissertação de Mestrado. EESC-USP,SP. 187p.

SEIJMONSBERGEN, A.C., WONING, M.P., VERHOEF, P.N.W., DE GRAFF, L.W.S. (2005). The failure mechanism of a Late Glacial Sturzstrom in the Subalpine Molasse (Leckner Valley, Voralberg, Austria). *Geomorphology*. 66. p. 277-286.

SÉRGIO BRITO CONSULTORIA LTDA (2002). Reavaliação Das Condições De Estabilidade Do Talude Oeste. (Relatório interno). 27p.

SÉRGIO BRITO CONSULTORIA LTDA (2003) Vallourec & Mannesmann - Revisão Geral dos Dados Geológicos e Geotécnicos e Proposição de Investigações Complementares para Reanálise da Cava Final

SJÖRBERG, J. (1999). Analysis of large scale rock slopes. Doctoral Thesis. Lulea Unioversity of Technology. Lulea, Swenden.

SILVA, C. H. C.; LOPES, M. C.; LANA, M. S.; PEREIRA, L. C. (2008) Mecanismos de Ruptura em Taludes de Mina – O Caso da Mina Córrego do Sítio. V Congresso Brasileiro de Mina a Céu Aberto, V Congresso Brasileiro de Mina Subterrânea e o Workshop Barragens de Rejeito. Belo Horizonte.

VARNES, D. J. (1978). Landslides Types and Processes. Landslides and Engineering Practice. Ed. E. B. Eckel. Special Report n. 29, Highway Research Board. p. 20-47.

www.vmtubes.com.br.

ANEXO A

TABELA DAS ORIENTAÇÕES DAS ESTRUTURAS
MAPEADAS NO TALUDE OESTE

ESTRUTURAS MAPEADAS NO TALUDE OESTE							
BANCO	DIREÇÃO DE MERGULHO	MERGULHO	TIPO DE ESTRUTURA	BANCO	DIREÇÃO DE MERGULHO	MERGULHO	TIPO DE ESTRUTURA
1393	60	75	x	1468	118	55	x
1393	164	25	x	1468	100	50	x
1393	104	80	x	1468	140	48	x
1393	90	65	x	1468	130	38	x
1393	104	35	x	1468	180	70	x
1393	284	80	x	1468	210	85	x
1393	100	35	x	1468	134	40	x
1393	102	44	x	1468	135	35	x
1393	300	50	x	1468	280	40	x
1393	320	45	x	1468	280	80	x
1393	120	57	x	1468	270	80	x
1393	102	55	x	1468	280	80	x
1393	90	57	x	1468	130	30	x
1393	120	84	x	1468	290	75	x
1393	80	65	zc	1468	160	55	x
1393	110	70	zc	1468	70	50	x
1393	320	65	f	1468	60	40	x
1393	290	50	f	1468	100	60	x
1393	302	60	f	1468	70	65	x
1393	180	60	zc	1468	70	70	x
1393	60	70	x	1468	90	70	x
1393	60	75	zc	1468	70	78	x
1393	70	70	x	1468	80	80	x
1393	180	65	x	1468	70	80	x
1393	210	80	x	1468	315	40	f
1393	244	70	zc	1468	50	25	f
1393	90	50	x	1468	300	75	f
1393	148	50	x	1468	72	80	f
1393	104	45	x	1468	320	85	f
1393	80	90	zc	1468	70	85	f
1393	230	65	x	1468	140	80	f
1393	50	65	x	1468	320	50	f
1393	75	80	x	1468	60	44	f
1393	62	54	x	1468	324	40	f
1393	80	40	x	1468	270	80	f
1393	220	22	x	1468	90	75	f

ESTRUTURAS MAPEADAS NO TALUDE OESTE							
BANCO	DIREÇÃO DE MERGULHO	MERGULHO	TIPO DE ESTRUTURA	BANCO	DIREÇÃO DE MERGULHO	MERGULHO	TIPO DE ESTRUTURA
1393	170	25	x	1468	80	70	f
1393	180	30	x	1468	360	80	f
1393	270	80	f	1468	170	75	f
1393	136	70	x	1468	160	80	f
1393	120	70	x	1468	170	45	f
1393	100	75	f	1468	170	54	f
1393	120	60	x	1468	204	65	f
1393	310	15	f	1468	8	84	f
1393	78	65	x	1468	204	60	f
1393	70	75	f	1468	310	30	f
1393	320	30	f	1468	130	65	f
1393	212	82	zc	1468	120	45	f
1393	220	80	x	1468	205	40	f
1393	150	60	x	1468	94	50	f
1393	330	60	x	1468	68	55	f
1393	100	70	x	1468	210	40	f
1393	125	60	x	1468	130	38	f
1393	125	65	x	1468	180	78	f
1393	270	70	f	1468	178	70	f
1393	240	80	f	1468	70	60	f
1393	280	30	f	1468	190	60	f
1393	135	55	x	1468	160	25	f
1453	110	40	x	1468	220	65	f
1453	88	45	x	1468	154	48	f
1453	75	45	x	1468	60	40	f
1453	170	50	x	1468	80	30	f
1453	150	55	x	1468	130	50	f
1453	140	50	x	1468	150	40	f
1453	110	70	x	1468	100	70	f
1453	90	60	x	1468	150	40	f
1453	90	75	x	1468	100	70	f
1453	110	90	x	1483	130	50	x
1453	118	70	x	1483	120	60	x
1453	120	72	x	1483	110	60	x
1453	110	55	x	1483	110	60	x

ESTRUTURAS MAPEADAS NO TALUDE OESTE							
BANCO	DIREÇÃO DE MERGULHO	MERGULHO	TIPO DE ESTRUTURA	BANCO	DIREÇÃO DE MERGULHO	MERGULHO	TIPO DE ESTRUTURA
1453	110	80	x	1483	110	55	x
1453	270	30	x	1483	130	50	x
1453	120	70	x	1483	110	60	x
1453	100	60	x	1483	110	55	x
1453	110	60	x	1483	250	65	zc
1453	170	58	x	1483	100	80	x
1453	154	45	x	1483	130	45	x
1453	200	40	x	1483	220	70	x
1453	120	70	x	1483	130	45	x
1453	110	70	x	1483	130	40	x
1453	70	55	x	1483	130	50	x
1453	40	80	zc	1483	120	60	x
1453	110	55	x	1483	164	40	x
1453	340	70	f	1483	160	42	x
1453	220	65	f	1483	111	60	x
1453	220	90	f	1483	90	60	x
1453	180	70	f	1483	250	80	x
1453	160	85	f	1483	250	80	x
1453	180	40	f	1483	350	60	f
1453	70	68	zc	1483	330	55	f
1453	60	82	zc	1483	100	70	f
1453	300	50	f	1483	140	20	f
1453	170	55	f	1483	110	70	f
1453	250	45	f	1483	130	65	f
1453	360	35	f	1483	170	90	f
1453	110	40	f	1483	140	65	f
1453	250	70	f	1483	90	30	f
1453	320	50	f	1483	150	80	f
1453	300	75	f	1483	160	70	f
1453	120	30	f	1483	180	65	f
1453	250	65	f	1483	170	70	f
1453	230	44	f	1483	330	60	f
1453	150	20	f	1483	160	60	f
1453	244	80	f	1483	90	70	f
1453	90	88	f	1483	110	50	f
1453	250	50	f	1483	320	60	f

ESTRUTURAS MAPEADAS NO TALUDE OESTE							
BANCO	DIREÇÃO DE MERGULHO	MERGULHO	TIPO DE ESTRUTURA	BANCO	DIREÇÃO DE MERGULHO	MERGULHO	TIPO DE ESTRUTURA
1453	94	20	f	1483	220	80	f
1453	310	40	f	1483	340	70	f
1453	150	54	f	1483	348	55	f
1453	90	10	f	1483	220	60	f
1453	210	45	f	1483	50	80	f
1453	70	50	zc	1483	250	80	f
1453	140	35	f	1483	320	60	f
1468	124	58	x	1483	300	85	f
1468	120	60	x	1483	220	75	f
1468	120	50	x	1483	150	50	f
1468	120	45	x	1483	40	87	f
1468	114	45	x	1483	35	67	f
1468	100	40	x	1483	130	45	f
1468	114	30	zc	1483	260	70	f
1468	120	50	zc	1483	274	65	f
1468	124	35	x	1483	270	80	f
1468	100	35	x	1483	260	35	f
1468	120	45	x	1483	150	20	f
1468	128	52	x	1483	72	78	zc
1468	128	45	x	1483	90	75	f
1468	120	44	x	1483	90	70	f
1468	100	50	x	1483	220	55	f
1468	108	50	x	1483	120	65	f
1468	100	48	x	1483	120	30	f
1468	130	50	x	1483	290	38	f
1468	132	40	x	1483	170	70	f
1468	140	40	x	1483	130	30	f
1468	90	80	x	1483	250	30	f
1468	120	60	x	1483	120	30	f
1468	110	40	x	1483	280	30	f
1468	124	40	x	1483	150	64	f
1468	160	40	x	1483	340	80	f
1468	140	40	x	1483	280	70	f
1468	130	40	x	1483	220	30	f
1468	120	44	x	1483	150	70	f

ESTRUTURAS MAPEADAS NO TALUDE OESTE							
BANCO	DIREÇÃO DE MERGULHO	MERGULHO	TIPO DE ESTRUTURA	BANCO	DIREÇÃO DE MERGULHO	MERGULHO	TIPO DE ESTRUTURA
1468	70	50	x	1483	130	50	f
1468	94	55	x				

Onde

x – orientação da foliação

f – orientação das descontinuidades

zc – orientação da foliação dentro da zona de cisalhamento

ANEXO B

GEOLOGIA DA MINA E PONTOS DE AMOSTRAGEM

