

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO  
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS

CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA DA MINA C1/SANTALUZ, BA, APLICADA  
À ESTABILIDADE DE TALUDES.

Gabriel Barbosa Soares

Orientador: Profº. Dr. Edilson Pissato  
Co-orientador: Geólogo Leandro Ribes de Lima

MONOGRAFIA DE TRABALHO DE FORMATURA  
(TF - 2013 / 19)

SÃO PAULO  
2013

TF  
S676  
GB.c

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO  
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS

CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA DA MINA C1/SANTALUZ, BA, APLICADA  
À ESTABILIDADE DE TALUDES.

Gabriel Barbosa Soares

Orientador: Prof. Dr. Edilson Pissato

Co-orientador: Geólogo Leandro Ribes de Lima



De acordo:

A handwritten signature in blue ink, appearing to read "Edilson Pissato".

Edilson Pissato

A handwritten signature in blue ink, appearing to read "Gabriel Barbosa Soares".

Gabriel Barbosa Soares

DEDALUS - Acervo - IGC



30900031894

Relatório de Progresso  
(TF-13/19)

SÃO PAULO

2013



## AGRADECIMENTOS

Em primeiro lugar agradeço ao meu pai e a minha mãe pelo apoio sempre presente e por acreditarem em mim incondicionalmente, amo vocês.

Agradeço à toda equipe da empresa Yamana Gold pelo empenho em fazer esse projeto acontecer. Muito obrigado ao Ré, Chiquini, Talita, Navarro, Zé Roberto, Silas, Raimundinho, Macio, Leo, Tony, e em especial toda equipe de topografia e aos técnicos pela paciência durante o trabalho de campo.

Aos meus orientadores, pela paciência, pelos ensinamentos e por me nortear quando já não sabia mais para onde ir.

Uma saula de paulum à família astenosférica e agregados com quem convivi esses 5 anos incríveis da minha vida, me divertindo e causando muito e aos mais novos integrantes que toleram o quarto bagunçado : Dyspacho, Faris, Pubiano, Motoboy, Próstata, Mormasso, Bebê, Nekão, Traveka, Manjarola, Cabrita, Boi, Rejeyto, Chupin, Fudido, Chupisqueira, Sabugo, Manuel, Buçanha, Intubadah, TP, 2/H, Chassi, Xupança.

Agradeço aos funcionários da biblioteca que sempre se mostram solícitos na nossa procura pelo saber. Um especial agradecimento ao amigo Isaac Sayeg pelas inúmeras conversas e orientações dadas ao longo desses 5 anos.

Aos amigos fotógrafos pelos ensinamentos e pela motivação nas horas difíceis, em especial os amigos Tom Papp, Ricardo Leizer e Rosita Belinky.

Ao GGEO por tornar a graduação mais divertida e por me fazer um pouco mais criativo. Ao professor Boggiani por sempre estar ao nosso lado orientando e ajudando, muito obrigado.

Aos amigos de longa data, Gustavo e Clarissa, pelo incentivo e pelo apoio que me deram desde a época dos campeonatos, muito obrigado.

Ao Paulo Jacob, que me fez perceber que estudar não é algo tão macabro quanto eu achava e pela paciência de me ajudar.

Aos professores que fizeram e fazem a diferença em um meio regido pela política e pelo ego, vocês sabem que são especiais.

A menina que a 4 anos me recebe todos os dias com um lindo sorriso e que mesmo eu sendo rabugento não deixa de me amar, te amo muito, muito obrigado pelo apoio e por acreditar em mim mais do que eu mesmo.

Obrigado Tio Valdir , Tia Ivone, Rogério, Marlos, Rodrigues e Vera pelo apoio nesse período difícil e por sempre serem positivos, vocês tornam as coisas mais fáceis. E por ultimo mas não menos importante todos os meus amigos do JM que fizeram parte desse crescimento mesmo a professora dizendo que eu tinha problemas.

## RESUMO

O projeto C1 Santaluz da empresa Mineração Fazenda Brasileiro, subsidiária da Yamana Gold Inc., localizada na cidade de Santaluz, BA apresenta uma série de problemas relacionados ao fraturamento do maciço.

Portanto, foi realizada a Caracterização geológico-geotécnica para avaliação da estabilidade de alguns taludes, para tanto, foi realizada a coleta de dados estruturais através de 12 *scanlines* para se caracterizar o maciço. Foram coletados as características das juntas de modo que atendesse aos sistemas Q e RMR (*Rock Mass Rating*).

O sistema SMR (*Slope Mass Rating*) também foi utilizado para a classificação de taludes, porém para obtenção dos fatores desse sistema utilizou-se a metodologia sugerida por Tomás R. et al (2012), seis taludes foram escolhidos para a aplicação do método.

Com os dados coletados foi possível definir a atitude média de 5 sistemas de descontinuidades: A foliação (250/40), J1 (185/80), J2 (020/80), J3 (140/85) e J3.2 (142/60). O maciço foi considerado seco e em geral apresentou-se pouco alterado.

Os maciços em boas condições obtiveram a mesma classificação (bom) pelo sistema Q e RMR, porém em regiões mais fraturadas os sistemas divergiram em até duas classes, sendo obtidas pelo sistema Q as piores classificações (muito ruim, ruim).

Pela análise cinemática foram comprovadas rupturas em quatro taludes dos seis escolhidos, sendo o sistema SMR aplicado somente nos taludes com rupturas em potencial. Nesses quatro taludes os sistemas SMR e RMR apresentaram resultados praticamente iguais porém se utilizado o sistema RMR<sub>b</sub> nota-se uma incongruência com a realidade, mostrando a importância da orientação das descontinuidades em relação à classificação de taludes.

## ABSTRACT

The C1 Santaluz project from Fazenda Brasileiro Mining Company, a subsidiary of Yamana Gold Inc., located in Santaluz, BA, have some problems related to the fracturing of the rock mass.

Therefore, a geological-geotechnical characterization for evaluation the stability of some slopes was carried out, through the collection of structural data through 12 scanlines to characterize the mass, and the analysis of the characteristics of the joints so that systems met the Q and RMR (Rock Mass Rating).

The SMR system (Slope Mass Rating), proposed by Romana (1985) for slope's classification, however to obtain the factors of this system was used the methodology suggested by Thomas R. et al (2012) was used. Six slopes were chosen for the implementation of the method.

The data collected allowed the definition of the average attitude of 5 discontinuities systems: The foliation (250/40), J1 (185/80), J2 (020/80), J3 (140/85) and J3.2 (142/60). The rock mass was considered dry and generally unweathered.

The rock mass in good condition had the same rating (good) by the Q and RMR systems, but in regions where the rock was intensively fractured, the systems diverged in up to two classes, being obtained the worst ratings (very bad, bad) by the system Q.

Through the kinematic analysis, ruptures were confirmed in four of the six slopes, however, the SMR system was only applied on the slopes with potential disruptions. In these four slopes RMR and SMR systems showed results nearly identical but if the system used RMR<sub>b</sub>, a mismatch with reality we figure out, showing the importance of the discontinuities orientation in relation to the classification of slopes.

<b>1. INTRODUÇÃO.....</b>	<b>1</b>
<b>1.1. Objetivos .....</b>	<b>1</b>
<b>1.2. Justificativas .....</b>	<b>1</b>
<b>1.3. Localização.....</b>	<b>1</b>
<b>2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....</b>	<b>2</b>
<b>2.1. Contexto Geológico.....</b>	<b>2</b>
<b>2.1.1. Geologia Local .....</b>	<b>4</b>
<b>2.2. Classificação Geomecânica.....</b>	<b>6</b>
<b>2.2.1. Rock Quality Designation (RQD) .....</b>	<b>6</b>
<b>2.2.2. Rock Mass Rating (RMR).....</b>	<b>7</b>
<b>2.2.3. Sistema Q.....</b>	<b>8</b>
<b>2.2.4. Slope Mass Rating (SMR) .....</b>	<b>12</b>
<b>2.2.5. Obtenção dos fatores do SMR por método gráfico.....</b>	<b>14</b>
<b>2.3. Estabilidade de taludes em rocha.....</b>	<b>20</b>
<b>2.3.1. Tipos de Ruptura .....</b>	<b>21</b>
<b>2.3.2. Fator de segurança (FS).....</b>	<b>23</b>
<b>2.4. Análise de estabilidade.....</b>	<b>24</b>
<b>2.4.1. Rupturas em cunha.....</b>	<b>24</b>
<b>3. MATERIAIS E MÉTODOS .....</b>	<b>27</b>
<b>3.1. Trabalho de Campo .....</b>	<b>27</b>
<b>3.2. Tratamento de dados .....</b>	<b>29</b>
<b>3.3. Caracterização Geomecânica.....</b>	<b>30</b>
<b>3.4. Análise Cinemática .....</b>	<b>31</b>
<b>3.4.1. Ruptura Planar .....</b>	<b>32</b>
<b>3.4.2. Ruptura em cunha.....</b>	<b>33</b>
<b>3.4.3. Ruptura por Tombamento .....</b>	<b>34</b>
<b>3.5. Obtenção dos fatores do SMR por método gráfico.....</b>	<b>35</b>
<b>4. RESULTADOS.....</b>	<b>36</b>
<b>4.1. Análise estrutural.....</b>	<b>36</b>
<b>4.1.1. Análise das scanlines .....</b>	<b>36</b>
<b>4.1.2. Análise estereográfica .....</b>	<b>36</b>

<b>4.2. Classificação do maciço .....</b>	<b>38</b>
4.2.1. Sistema Q.....	39
4.2.2. RMR .....	40
4.2.3. Comparação entre os sistemas Q e RMR.....	41
<b>4.3. Análise Cinemática.....</b>	<b>42</b>
4.3.1. Talude 1 (T1).....	43
4.3.2. Talude 2 (T2).....	43
4.3.3. Talude 3 (T3).....	44
4.3.4. Talude 4 (T4).....	45
4.3.5. Talude 5 (T5).....	47
4.3.6. Talude 6 (T6).....	47
<b>4.4. Classificação pelo sistema SMR com obtenção dos fatores por método gráfico.....</b>	<b>47</b>
4.4.1. Talude 1 .....	47
4.4.2. Talude 2 .....	48
4.4.3. Talude 3 .....	48
4.4.4. Talude 4 .....	48
<b>4.5. Comparação de resultados entre o SMR e o RMR .....</b>	<b>49</b>
<b>4.6. Análise de estabilidade dos taludes.....</b>	<b>49</b>
4.6.1. Tombamento de blocos.....	49
4.6.2. Rupturas em cunha.....	50
<b>5. CONCLUSÕES .....</b>	<b>53</b>
<b>6. REFERÊNCIA BIBLIOGRÁFICAS.....</b>	<b>54</b>
<b>APÊNDICE I .....</b>	<b>56</b>
<b>APÊNDICE II .....</b>	<b>55</b>
<b>APÊNDICE III .....</b>	<b>55</b>

## **1. INTRODUÇÃO**

A Geologia de Engenharia é um ramo da Geologia que visa auxiliar a aplicação da engenharia no meio natural e urbano utilizando informações previamente obtidas através de métodos diretos (mapeamento geológico e estrutural) ou indiretos (geofísica, geoestatística) da área de interesse.

Nos últimos anos, especialmente no Brasil, tem-se dado maior atenção para essa área dentro dos projetos mineiros a fim de aumentar a produção, rentabilidade e/ou a segurança nos locais de trabalho.

A empresa Mineração Fazenda Brasileiro, subsidiária da Yamana Gold Inc. desenvolve atividades de lavra na região da cidade de Santaluz visando a extração de ouro, com uma reserva estimada em 1.5 milhões de onças e com uma produção anual de 100 mil onças de ouro e com uma expectativa de vida de 10 anos de produção.

### **1.1. Objetivos**

O objetivo desse trabalho foi aplicar as técnicas de geologia estrutural e de mecânica de rochas ao estudo do maciço e a análise cinemática na Mina C1, localizada no município de Santaluz, BA. Para tanto, foi realizado um levantamento sistemático das características das descontinuidades presentes no maciço, que serviu de base para a classificação geomecânica, a análise cinemática e a análise de estabilidade dos taludes.

### **1.2. Justificativas**

A Mina de Santaluz - C1 entrou em fase de produção em maio do ano de 2013, porém há um série de problemas em relação ao fraturamento do maciço, entre eles a estabilidade dos taludes, portanto é necessário a elaboração do modelo estrutural definindo os principais sistemas de descontinuidades (famílias de fraturas) e suas características, como persistência, atitude, espaçamento, abertura, rugosidade da parede, etc.

Este trabalho também teve como meta a realização de um mapeamento geomecânico, para aquisição dos parâmetros e classificação do maciço rochoso. Posteriormente, com os dados levantados em campo, foi realizada a análise cinemática dos taludes, identificando as potenciais regiões de rupturas.

### **1.3. Localização**

A mina em estudo se localiza na região centro leste do estado da Bahia, município de Santaluz, a 260km de Salvador (Figura 1). O acesso ao município de Santaluz é feito

através da BR-324, saindo de Salvador até Feira de Santana, de Feira de Santana até Serrinha pela BR-116, e de Serrinha até Santaluz pela BR-120.

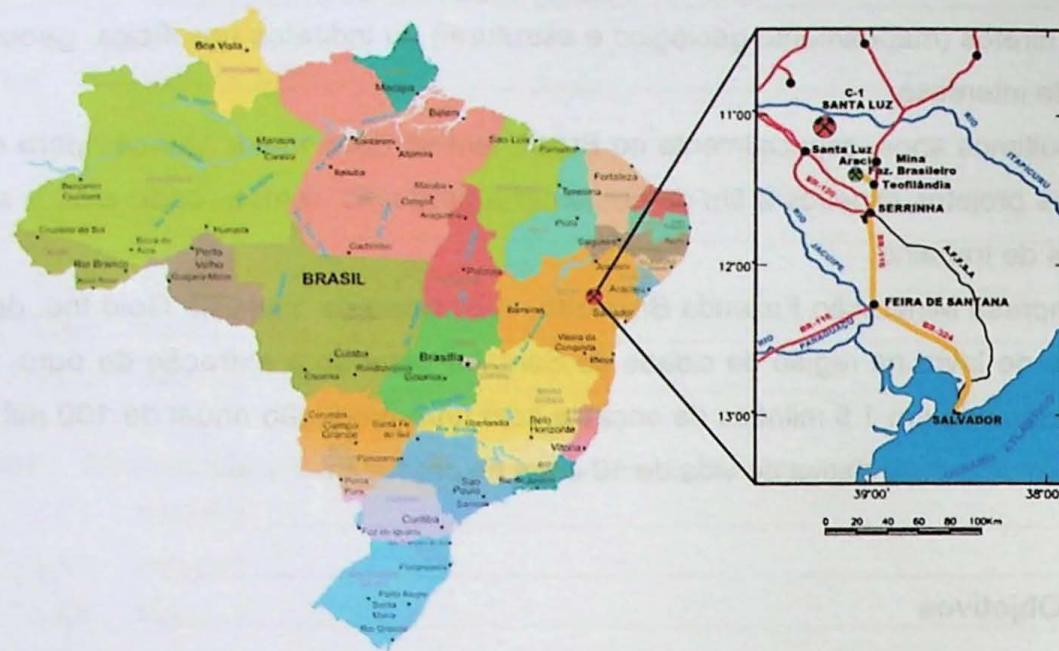


Figura 1 - Localização geográfica da mina em estudo.

## 2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

### 2.1. Contexto Geológico

A mina de C1-Santaluz se encontra dentro do contexto tectônico do Cráton São Francisco, que é delimitado a sul e oeste pela faixa Brasília, a noroeste pela Rio Preto, a norte pelas Riacho do Pontal e Sergipana, e a sul pela faixa Araçuaí (Figura 2), todas de idade neoproterozóica (Almeida, 1977; 1981). O embasamento está exposto a sul, chamado de Cinturão Mineiro, e a leste, no Órogeno Itabuna-Salvador-Curaçá.

Este orógeno é um fragmento preservado a norte do cráton e é composto pelo bloco Gavião, Jequié e Serrinha e pelo Cinturão Itabuna-Salvador-Curaçá, todos de idades Arqueanas. O Bloco Gavião seria o núcleo arqueano intacto do Cráton e sua borda retrabalhada, contendo TTG's (tonalito - trondjemito – granodioritos) com idade entre 3,4 e 3,2 Ga

O Bloco Jequié é constituído principalmente de migmatitos e granitóides paleoproterozóico, com intensa deformação contemporânea, chegando ao fácie granulito. O Cinturão Itabuna-Salvador-Curaçá é principalmente constituído de tonalitos, trodjemitos

e rochas metassedimentares, tendo sua origem relacionada ao desenvolvimento de um arco magmático na transição do neoarqueano para o paleoproterozóico (Figueiredo, 1989).

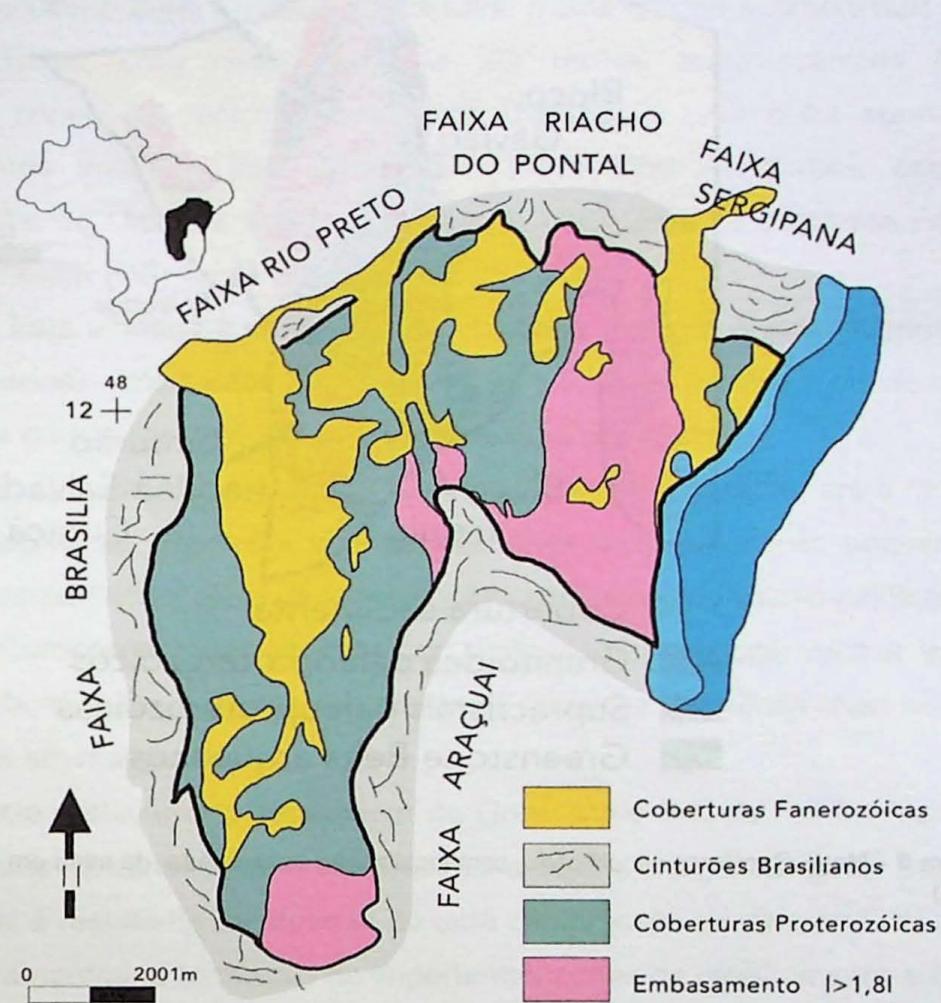
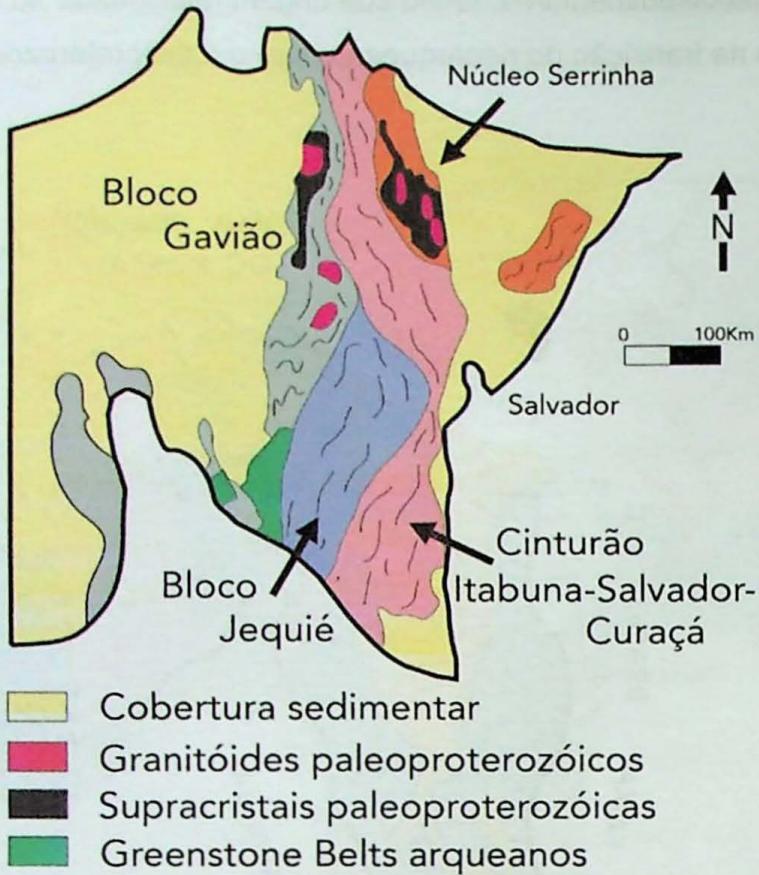


Figura 2 - Delimitação do Cratôn São Francisco. (Mantesso-Neto *et al.*, 2004)

Já o Núcleo Serrinha (Figura 3), onde insere-se a área de estudo, localiza-se a nordeste do Cráton São Francisco e corresponde a um segmento de crosta arqueana granito-greenstone, constituído pelo Bloco Uauá e pelo Complexo Santa Luz, que serviram de embasamento aos greenstone belts paleoproterozóico do Rio Itapicuru e do Rio Capim. Associadas a este evento, ocorreram intrusões de granitóides sintectônicos relacionadas ao greenstone belt do Rio Itapicuru, e vários corpos de granitóides tardi a pós-tectônicos alojados em rochas do Complexo Santa Luz e do Bloco Uauá (e.g., Oliveira *et al.*, 2004).



**Figura 3 - Mapa Geológico simplificado, com localização aproximada da mina em estudo. (Mantesso-Neto et al, 2004)**

### 2.1.1. Geologia Local

A área de estudo localiza-se na porção sul do Greenstone Belt Rio Itapicuru, que é uma sequência vulcão-sedimentar paleoproterozóica, localizada a NE do Cráton São Francisco, dentro do Grupo Serrinha. O Granito-Greenstone Belt do Rio Itapicuru é uma área bastante estudada devido a ocorrência de mineralizações aurífera (e.g. Silva et al., 2001). O primeiro a mencionar a ocorrência de rochas metassedimentares de baixo grau na região foi Silva, correlacionando-as com a Série Minas. Posteriormente Mascarenhas et al. (1971) agruparam tais rochas ao Grupo Caraibas, porém Neves (1972) as considerou pertencentes ao Grupo Cabrobó. Seixas et al. (1975) as denominaram de Complexo Metamórfico de Serrinha, Bruni et al. (1976) simplificaram esta denominação para Complexo Serrinha, sendo que Inda et al. (1976) estenderam a área de ocorrência para a região de Uauá.

Inda & Barbosa (1978) redefiniram o complexo, dividindo-o em duas unidades, a primeira chamada de Unidade Inferior, composta de rochas magmáticas básicas a ultrabásicas, metamorfizadas ou não, rochas calcissilicáticas e mármore e outra intitulada Unidade Superior, constituída por uma seqüência química e vulcão- química. Mascarenhas (1979) caracterizou o Complexo Metamórfico de Serrinha como uma estrutura tipo Greenstone Belt, nomeando-a Greenstone Belt de Serrinha.

Kishida (1979) segue a mesma nomenclatura que referiu às seqüências metavulcano-sedimentares que ocorrem a norte da cidade de Serrinha como *greenstone belt* do Rio Itapicuru. Esse último autor estudou em detalhe essas rochas supracrustais e as agrupou em três unidades, uma basal, formada por rochas metavulcânicas maficas, uma intermediária, constituída por metavulcanitos felsicos, e uma outra superior, contendo metassedimentos imaturos tipo *flysch*. Em 1992, Silva denominou essas unidades, respectivamente, de Unidade Vulcânica Máfica (UVM), Unidade Vulcânica Felsica (UVF) e Unidade Sedimentar (US).

1 – UVM: Esta unidade é constituída por basaltos maciços e almofadados ( associados a fluxos brechados) , intercalado com chert, BIFs e folhelho grafitoso. Os derrames maficos apresentam-se porfiríticos, variolíticos ou com textura amigdaloidal.

2 – UVF: Constituída por fluxos de lava com composição entre andesito-dacito, contendo variações de depósitos piroclásticas. Esta unidade contem pequenos stocks de diorito e quartzo-porfirítico, além de intercalações sedimentares quimio-pelíticas

3 – US: Composta principalmente por sedimentos pelágicos, rochas vulconogênicas silicísticas subordinadas a rochas sedimentares químicas , incluindo chert laminado, BIFs e depósitos ricos em manganês.

A seqüência metavulcano-sedimentar do *Greenstone Belt* do Rio Itapicuru constitui, no geral, uma calha sinclinorial de eixo próximo a N-S e vergência geral para leste. Essa geometria atual é resultante da atuação de uma compressão de direção E-W, que provocou, além dos dobramentos, a formação de importantes zonas de cisalhamento submeridionais e o desenvolvimento de foliação de plano- axial penetrativa em todo o conjunto supracrustal ( CPRM, 2000).

Segundo Alves da Silva (1994), a deformação no *Greenstone Belt* do Rio Itapicuru foi resultado de dois principais eventos estruturais, ambos ocorrendo sob condições metamórficas de *facies xisto-verde/anfibolito*.

O primeiro evento,  $D_1$ , está preservado na porção sul do *Greenstone Belt* e é caracterizado por uma foliação de baixo ângulo e com vergência para NW. O Segundo evento,  $D_2$ , é mais intensamente marcado na região, e é de natureza transcorrente, caracterizado por cisalhamento dúctil sinistral ao longo de zonas de cisalhamento verticais de direção aproximadamente N-S (Alves da Silva, 1994; Chauvet *et al.*, 1997)

## 2.2. Classificação Geomecânica

As classificações geomecânicas tem como principais objetivos identificar os parâmetros significantes que influenciam no comportamento do maciço rochoso e, a partir disso, dividir o maciço rochoso em grupos de comportamento similares (Bieniawski, 1989).

A descrição e medida das características e propriedades da matriz rochosa proporcionam os dados necessários para a avaliação geomecânica global do maciço. A partir desses dados coletados, a aplicação das classificações geomecânicas permite estimar a qualidade e os parâmetros aproximados do maciço, em termos de coesão e atrito (Vallejo, 2002).

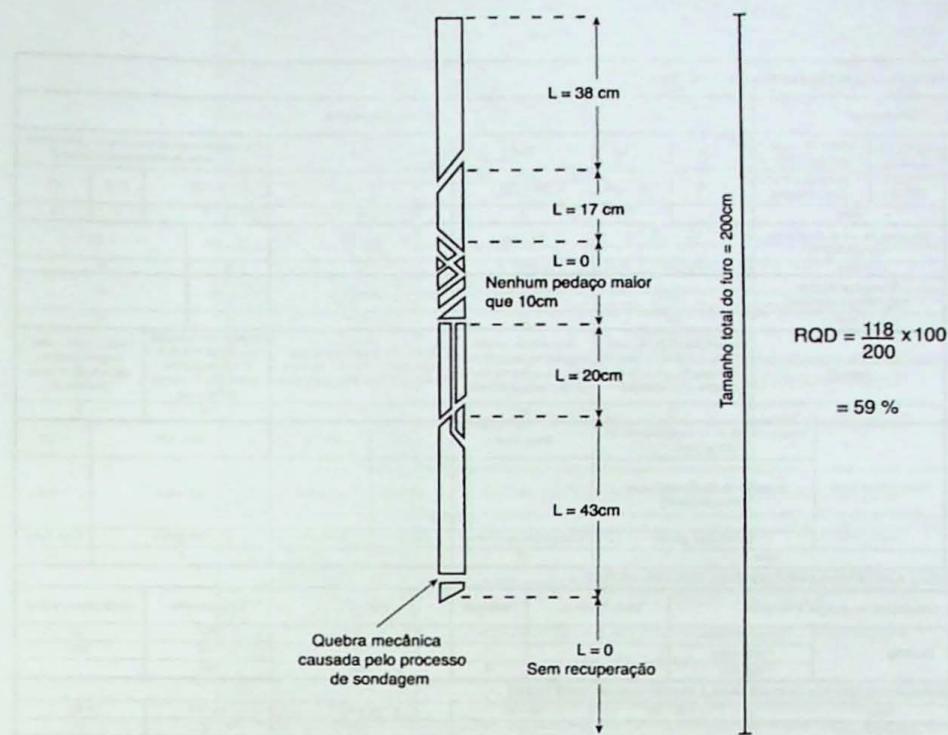
Para completar a caracterização do maciço é também necessário avaliar outros aspectos como a resistência e deformação, hidrogeologia e o estado de tensões que o maciço se encontra.

### 2.2.1. Rock Quality Designation (RQD)

O RQD foi desenvolvido por Deere *et al.* (1966) inicialmente para furos de sondagem rotativa com diâmetro NX (54.7mm) e com barrilete duplo, porém hoje é comumente utilizado em furos NQ (47.5 mm).

O RQD é um índice de qualidade da rocha onde o grau de alteração, o cisalhamento e o fraturamento são parâmetros considerados para a classificação do maciço. O RQD pode ser considerado como a porcentagem de recuperação a partir de um furo de sondagem (Deere & Deere, 1988).

Essa porcentagem é calculada a partir da somatória dos comprimentos dos pedaços maiores que 10cm, dividido pelo tamanho total da manobra do furo, como mostrado na Figura 4



**Figura 4 - Procedimento para medição e cálculo do Rock Quality Designation "RQD" (Deere, 1989)**

### 2.2.2. Rock Mass Rating (RMR)

Criada por Bieniawski em 1989, é uma classificação normalmente utilizada para análise de escavações para túneis, porém com as devidas adaptações pode ser utilizada para a classificação de maciços sujeitos a cortes de talude, fundações e minas.

O método consiste na soma de cinco parâmetros: Resistência à compressão uniaxial (RCS), RQD, espaçamento das descontinuidades, Condição das superfícies das descontinuidades, condições de água subterrânea e, no caso de análise de taludes utiliza—se mais um fator, a orientação das descontinuidades em relação ao talude em análise.

Os valores atribuídos para cada parâmetro estão resumidos na Tabela 1. Para que a utilização desse parâmetro se torne mais precisa é necessária a separação do maciço no real número de domínios litológicos-estruturais existentes, para que o valor obtido seja próximo a realidade

**Tabela 1 – Sistema RMR de classificação maciços rochosos, com seus respectivos parâmetros e valores (Bieniawski, 1989).**

A. CLASSIFICAÇÃO DOS PARÂMETROS E SEUS VALORES														
Parâmetro			Intervalo de valores											
1	Resistência da rocha intacta (MPa)	Índice de carga pontual (PLT)	> 10	4 - 10	2-4	1 - 2	Para estes valores menores – recomenda-se teste de compressão uniaxial							
		Resistência à comp. uniaxial	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	< 1					
	Valor		15	12	7	4	2	1	0					
2	Designação da qualidade da rocha (RQD %)		90 - 100		75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25						
	Valor		20		17	13	8	3						
3	Espaçamento das descontinuidades (cm)		> 200		200 - 60	60 - 20	20 - 6	< 6						
	Valor		20		15	10	8	5						
4	Condição das descontinuidades (Veja E)		Superfícies muito rugosas, não-contínuas e sem separação , parede da rocha não-alterada		Superfícies pouco rugosas, separação < 1 mm , paredes da rocha pouco intemperizadas	Superfícies pouco rugosas, separação < 1 mm , paredes da rocha muito intemperizadas	Superfícies estriadas ou gouge < 5 mm (espessura) ou separação 1 - 5mm (contínua)	Gouge mole > 5mm (espessura) ou separação > 5mm (contínua)						
	Valor		30		25	20	10	0						
5	Água subterrânea	Influxo por 10 m no comprimento do túnel (l/m)		Sem Valor	< 10	25-Oct	25 - 125	> 125						
		(pressão de água na junta)(o principal maior)		0	< 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5						
		Condições gerais		Completamente seco	Úmido	Molhado	Gotejando	Com fluxo						
	Valor			15	10	7	4	0						
B. RANKING DE AJUSTE PARA ORIENTAÇÃO DA DESCONTINUIDADE														
Orientações da direção e mergulho			Muito favorável	Favorável	Razóvel	Desfavorável	Muito desfavorável							
Ranking	Túneis & Minas		0	-2	-5	-10	-12							
	Fundações		0	-2	-7	-15	-25							
	Taludes		0	-5	-25	-50								
C. CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO DETERMINADA A PARTIR DOS VALORES TOTAIS														
Valor	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21									
Classe numero	I	II	III	IV	V									
Descrição da rocha	Muito boa	Boa	Razóvel	Pobre	Muito pobre									
D. SIGNIFICADO DA CLASSE DO MACIÇO														
Número da Classe	I	II	III	IV	V									
Média tempo de auto-sustentação (stand-up time)	20 anos para viés de 15 m	1 ano para viés de 10 m	1 semana para viés de 5 m	10 horas para viés de 2,5 m	30 minutos para viés de 1 m									
Coesão do maciço rochoso (kPa)	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100									
Angulo de atrito do maciço rochoso (graus)	> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15									
E. GUIA PARA A CLASSIFICAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES														
Comprimento da descontinuidade Penetância / continuidade (m)	< 1	1-3	3 - 10	10 - 20	> 20									
Valor	6	4	2	1	0									
Separação / abertura (mm)	Sem Abertura	< 0,1	0,1 - 1,0	1 - 5	> 5									
Valor	6	5	4	1	0									
Rugosidade	Muito rugosa	Rugosa	Pouco Rugosa	Lisa	Slickensided									
Valor	6	5	3	1	0									
Preenchimento / gouge (mm)	Sem preenchimento	Preenchimento duro < 5mm	Preenchimento duro > 5mm	Preenchimento Mole < 5mm	Preenchimento Mole > 5mm									
Valor	6	4	2	2	0									
Intemperismo	Sem alteração	Pouco alterada	Moderadamente alterada	Muito alterada	Decomposta									
Valor	6	5	3	1	0									

### 2.2.3. Sistema Q

O Sistema Q foi criado por Barton et al (1974) e aprimorada por Barton (2002) e pode ser resumido da seguinte forma.

$$Q = \text{RQD} / J_n \times J_r / J_a \times J_w / SRF$$

Esta fórmula possui seis parâmetros, sendo eles o RQD (Rock Quality Designation), Número de famílias de juntas presentes no maciço “Jn” (Tabela 2), índice de rugosidade das juntas “Jr” (Tabela 3), alteração das descontinuidades “Ja” (Tabela 4), fator de redução de água nas juntas “Jw” (Tabela 5) e o fator de redução das tensões “SRF” (Tabela 6).

**Tabela 2** - Número de famílias de juntas presentes no maciço "Jn" (Barton *et al*, 1974).

<i>Descrição do Parâmetro</i>		<i>Valor</i>
<i>Número de famílias de descontinuidades "Join set number"</i>		<i>Jn</i>
A.	Nenhuma ou poucas descontinuidades presentes	0,5-1,0
B.	Uma família de descontinuidades	2
C.	Uma família mais descontinuidades esparsas	3
D.	Duas famílias de descontinuidades	4
E.	Duas famílias, mas descontinuidades esparsas.	6
F.	Três famílias de descontinuidades	9
G.	Três famílias mais descontinuidades esparsas	12
H.	Quatro ou mais famílias, descontinuidades esparsas, maciços muito fraturados.	15
I.	Rocha fragmentada, tipo terroso.	20
<i>Observação:</i> 1. Nas intersecções utilizar 3x Jn / 2. Nas embocaduras utilizar 2xJn.		

**Tabela 3** - índice de rugosidade das juntas "Jr"(Barton *et al*, 1974).

<i>Descrição do Parâmetro</i>		<i>Valor</i>
<i>Tipo de Rugosidade das descontinuidades "Join roughness number"</i>		<i>Jr</i>
a)	Contato entre as paredes de rocha das descontinuidades	
b)	Contato entre as paredes de rocha com espaçamentos menores que 10 cm	
A.	Juntas descontínuas	4
B.	Descontinuidades rugosas, irregulares, onduladas.	3
C.	Descontinuidades suaves e onduladas	2
D.	Descontinuidades polidas e onduladas	1.5
E.	descontinuidades rugosas ou irregulares, planas.	1.5
F.	Descontinuidades lisas, planas.	1.0
G.	Descontinuidades polidas, planas.	0.5
c) Não há contato entre as paredes de rocha		
H.	Zona contendo minerais argilosos e suficientemente espessas de modo a impedir o contato entre as paredes	1.0
I.	Zonas esmagadas contendo areias de modo a impedir o contato entre as paredes	1.0
<i>Observação:</i> 1. As descrições dos itens a) e b) referem-se a amostragens de pequena e média dimensão, respectivamente. / 2 . Adicionar 1,0 se o espaçoamento médio das famílias de descontinuidades mais relevantes for maior que 3,0 m. / 3. Jr igual a 0,5 pode ser usado para descontinuidades polidas e planas contendo linhas, se estas estiverem orientadas na direção da menor resistência.		

Tabela 4 - Alteração das descontinuidades "Ja" (Barton et al, 1974).

Descrição do Parâmetro		Valor
Grau de alteração das descontinuidades "Join alteration reduction"		Ja
a) Contato entre as paredes de rocha das descontinuidades		
A.	Paredes duras, compactas, preenchimentos impermeáveis (quartzo)	0,75
B.	Paredes não alteradas, somente com leve descolamento	1,0
C.	Paredes ligeiramente alteradas, com partículas arenosas e rochas alteradas não brandas	2,0
D.	Paredes com partículas siltosas ou areno-argilosas	3,0
E.	Paredes com partículas de materiais moles ou de baixo ângulo, tais como caulim, mica, gesso, talco, clorita, grafite, etc., e pequenas quantidades de argilas expansivas	4,0
b) Contato entre as paredes de rocha das descontinuidades antes de 10 cm de escorregamento		
F.	Paredes com partículas de areia e rochas decompostas, etc	4,0
G.	Descontinuidades com preenchimento argiloso bem consolidado (continuo, mas com espessura <5mm)	6,0
H.	Descontinuidade com preenchimento argiloso pouco consolidado (continuo, mas com espessura < 5mm)	8,0
I.	Descontinuidades com preenchimento argiloso expansivo, como por exemplo, montmorilonita (continuo, mas com espessura < 5 mm); o valor de Ja depende da percentagem de partículas de argila expansiva e do acesso da água, etc.	8,0-12,0
c) Não há contato entre as paredes de rocha das descontinuidades		
J.	Zonas ou camadas com rochas desintegradas ou fragmentadas com argila (ver G, H e I para condições do material argiloso)	6,8 ou 8,0-12,0
K.	Zonas ou camadas siltosas ou areno-argilosas, com pequenas frações de argila	5,0
L.	Zonas contínuas de argila (ver G, H e I para condições do material argiloso)	10,0 ou 13,0 - 20,0
Observação: Os valores do ângulo de atrito residual (devem considerar-se como um guia aproximado das propriedades mineralógicas dos produtos de alteração).		

Tabela 5- Fator de redução de água nas juntas "Jw" (Barton et al, 1974).

Descrição do Parâmetro		Valor	
Fator de redução de água nas juntas "Join water reduction"		Ensaio de Perda d'água	Jw
A.	Escavações secas ou fluxo menor que 5 l/min localmente	H1	1,0
B.	Fluxo médio ou pressão que ocasionalmente arraste o preenchimento das descontinuidades	H2	0,66
C.	Fluxo ou pressão elevada em rochas competentes sem preenchimento	H3	0,5
D.	Fluxo ou pressão elevada, com considerável retirada do preenchimento das descontinuidades	H4	0,3
E.	Fluxo excepcionalmente elevado ou pressão explosiva, decaindo com o tempo	H5	0,2-0,1
F.	Fluxo excepcionalmente elevado ou pressão continua, sem decaimento	Artesianismo	0,1-0,05
Observação: Os fatores nos casos C a F são estimados para condições naturais; o parâmetro Jw deverá ser aumentado caso sejam efetuados drenagens. Os resultados apresentados no Item Ensaio de Perda d'água são expostos para aplicação do método em dados provenientes de sondagens rotativas.			>1

**Tabela 6 - Fator de redução das tensões "SRF" (Barton et al, 1974).**

<i>Descrição do Parâmetro</i>		<i>Valor</i>
<i>Fator de redução das tensões "Stress Reduction Factor"</i>		<i>Ja</i>
a) Zonas de fraqueza intersectando as escavações, o que pode causar a descompressão do maciço rochoso durante a abertura destas		
A.	Zonas de fraqueza freqüente, contendo argila ou rocha decomposta quimicamente, maciço rochoso envolvente muito descomprimido (todas as profundidades)	10.0
B.	Zonas de fraqueza individuais, contendo argila ou rocha decomposta quimicamente (profundidades de escavação ≤ 50 m)	5.0
C.	Zonas de fraqueza individuais contendo argila ou rocha decomposta quimicamente (profundidades de escavação > 50 m)	2.5
D.	Numerosas zonas de corte em rocha competente, sem argila; rocha envolvente descomprimida (todas as profundidades)	7.5
E.	Zonas individuais de corte em rocha rígida, sem argila (profundidades de escavação > 50 m)	5.0
F.	Juntas abertas, rocha muito fraturada e descomprimida (todas as profundidades)	2.5
G.	Juntas abertas, rocha muito fraturada e descomprimida	5.0
b) Rocha competente, problemas de tensões na rocha		
H.	Tensões baixas, próximo da superfície	2.5
I.	Tensões médias	1
J.	Tensões altas, estruturas rochosas muito fechadas (usualmente favorável para a estabilidade; pode ser desfavorável para a estabilidade das paredes)	0.5 - 2.0
K.	Explosões moderadas de rochas (rocha maciça)	5 - 10
L.	Explosões intensas de rochas (rocha maciça)	10 - 20
c) Rocha fragmentada, plastificação de rochas incompetentes sob a influência de altas pressões de rocha		
M.	Pressão moderada da rocha fragmentada	5 - 10
N.	Pressão elevada da rocha fragmentada	10 - 20
d) Rochas expansivas: atividade química expansiva devido à presença de água		
O.	Pressão de expansão moderada	5 - 10
P.	Pressão de expansão elevada	5 - 15
Observações: 1- Reduzir o índice SRF de 25 a 50% se as zonas de corte influenciam a escavação sem a atravessarem / 2. No caso de maciços rochosos contendo argila, é conveniente obter o índice SRF para as cargas de descompressão. A resistência de matriz rochosa é então pouco significativa. Em maciços muito pouco fraturados e sem argila.		

Cada parâmetro, exceto o RQD (Deere, 1963), recebe um peso tabelado de acordo com suas características, que quando aplicado na equação acima resulta em uma nota (Tabela 7), em escala logarítmica entre 0.0001 e 1000, que representa o maciço segundo o valor crescente do Índice Q.

Tabela 7 - Categoria do maciço rochoso (Barton *et al.*, 1974).

Categoria do Maciço	"Q"
Exceptionalmente ruim	0,001 – 0,01
Extremamente ruim	0,01 – 0,1
Muito ruim	0,1 – 1
Ruim	1–4
Regular	4 – 10
Bom	10 – 40
Muito bom	10 – 100
Extremamente bom	100 – 400
Exceptionalmente bom	400 – 1.000

#### 2.2.4. Slope Mass Rating (SMR)

O método SMR (Slope Mass Rating) foi proposto por Romana (1985) para a análise de taludes e é calculado a partir da determinação de quatro fatores, que posterior são somados ao valor do RMR (Bieniawski, 1989) sem nenhum fator de ajuste, sendo assim chamado de RMR básico ( $RMR_b$ ). Esses fatores dependem da relação angular entre as descontinuidades que afetam o maciço rochoso e o talude. A equação para o cálculo do SMR é:

$$SMR = RMR_b + (F_1 \cdot F_2 \cdot F_3) + F_4$$

Onde:

- $RMR_b$  é o resultado obtido, sem nenhuma correção, de acordo com os parâmetros de classificação segundo Bieniawski, 1989
- $F_1$  depende do ângulo entre a direção da descontinuidade ( $\alpha$ ), e a direção da face do talude ( $\alpha_s$ ), que pode ser expresso da seguinte forma.

$$F_1 = (1 - \sin(\alpha - \alpha_s))^2$$

Sendo que o valor de  $F_1$  varia de 1, quando ambas as direções são paralelas, a 0.15, que é o menor valor possível segundo a Tabela 8 de Romana (1985).

**Tabela 8- Tabela com os valores dos fatores  $F_1$ ,  $F_2$  e  $F_3$  (Romana, 1985).**

Modo de ruptura		Muito Favorável	Favorável	Moderado	Infavorável	Muito Infavorável
P	$ \alpha_j - \alpha_s $	> 30°	30 - 20°	20 - 10°	10 - 5°	< 5°
T	$ \alpha_j - \alpha_s - 180° $					
C	$ \alpha_i - \alpha_s $					
P / T / C	$F_1$	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
P	$ \beta_j $	< 20°	20 - 30°	30 - 35°	35 - 45°	> 45°
C	$ \beta_i $					
P / C	$F_2$	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
T	$F_2$	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
P	$ \beta_j - \beta_s $	> 10°	10 - 0°	0°	0 - (- 10°)	< -10°
C	$ \beta_i - \beta_s $					
T	$ \beta_j - \beta_s $	< 110°	110 - 120°	> 120°		
P / C / T	$F_3$	0	-6	-25	-50	-60

*P - ruptura planar; T - ruptura por tombamento; C - ruptura por cunha*

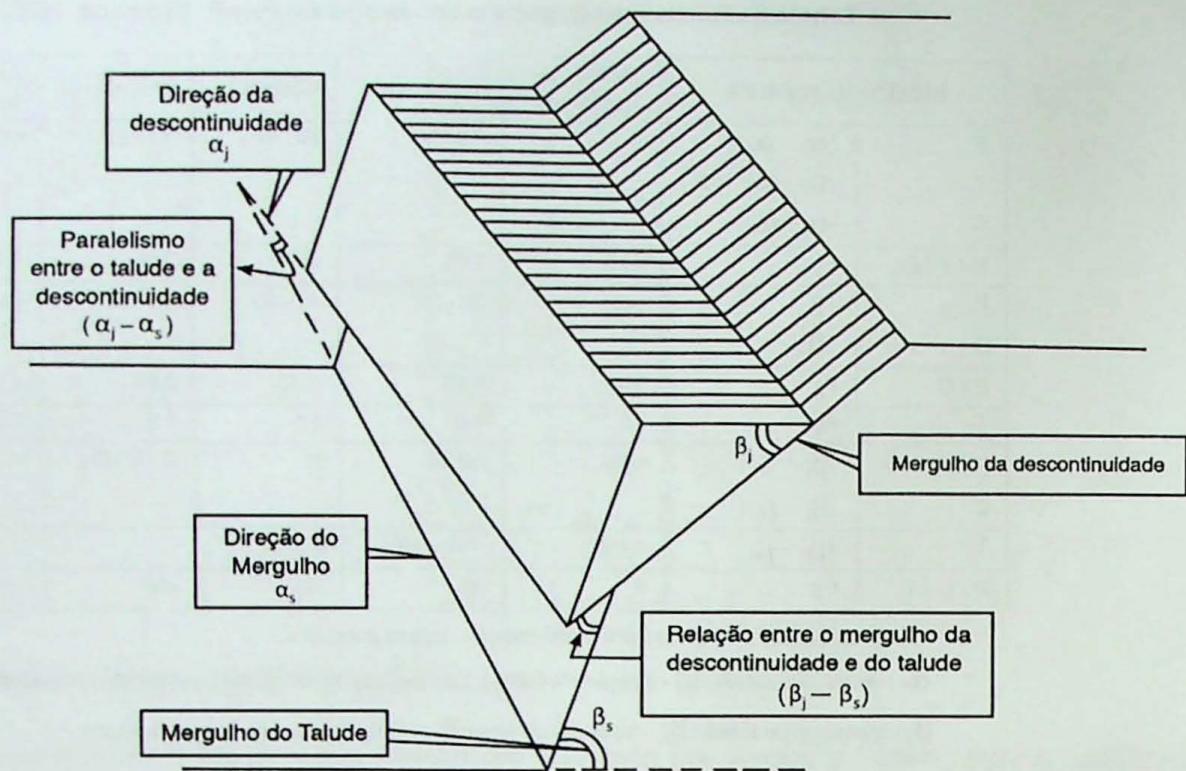
*$\alpha_s$  - direção do talude;  $\alpha_j$  - direção da fratura;  $\alpha_i$  - direção de mergulho da linha de intersecção*

*$\beta_s$  - mergulho do talude;  $\beta_j$  - mergulho da junta;  $\beta_i$  - mergulho da linha de intersecção*

- $F_2$ , segundo Romana (1993) pode ser considerado como a resistência ao cisalhamento da descontinuidade, que na ruptura planar, depende do ângulo de mergulho da descontinuidade ( $\beta_j$ ), porém no caso de tombamento, o valor de  $F_2$  será igual a 1. Pode ser determinado como:

$$F_2 = \tan^2 \beta_j$$

O valor de  $F_2$  pode variar entre 1,00, para descontinuidades com mergulho maior ou igual a 45°, até 0,15, para mergulhos menores que 20°.



**Figura 5** - Modelo de falhamento planar mostrando os ângulos  $\beta_j$ ,  $\beta_s$ ,  $\alpha_j$  e  $\alpha_s$ . Fonte: Singh, B. & Goel, R.K., 1999

- $F_3$  reflete a relação entre a face do talude ( $\beta_s$ ) (Figura 5) e o mergulho da descontinuidade ( $\beta_j$ ), também presente em RMR<sub>76</sub> (Bieniawski, 1976). No modo de ruptura planar,  $F_3$  refere-se à probabilidade da ruptura ocorrer no talude.
- $F_4$  é um fator de ajuste que depende do método de escavação utilizado para produção do talude, variando entre +15, para taludes naturais, a -8 para detonações inadequadas (Tabela 9)

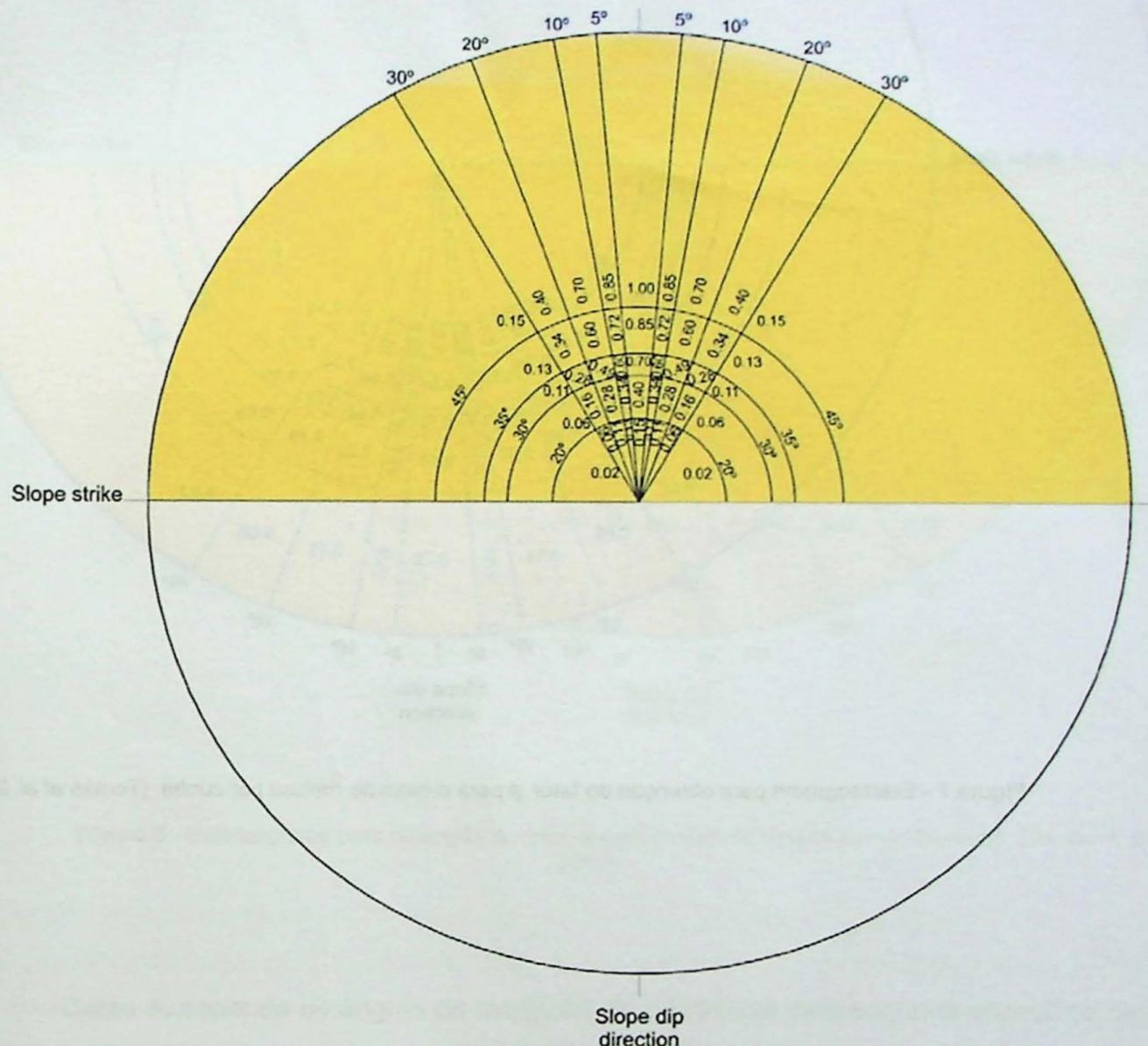
**Tabela 9** - Valores de  $F_4$  para o método de escavação aplicado.

Método	Talude Natural	Pré-corte	Detonação Suave	Escavação Mecânica	Detonação Deficiente
$F_4$	+15	+10	+8	0	-8

O valor final resultante da fórmula será o SMR, que indicará qual a classe do maciço estudado. Romana (1985) em sua descrição correlaciona a classe do maciço com o tipo de ruptura, sendo: Classe I – Sem rupturas; Classe II – Alguns blocos; Classe III – Poucas formações de cunha; Classe IV – Rupturas planares e cunhas grandes; Classe V – Rupturas planares grandes, comporta-se como solo (Tabela 10).

descontinuidades (ou a direção da linha de intersecção no caso de falhamento por cunha), e a direção de mergulho do talude.

Os estereogramas para a obtenção dos fatores são separados por tipos de ruptura (planar, tombamento ou cunha) e para serem utilizados, o plano do talude e as polares das descontinuidades devem ser plotadas em um estereograma. Sobrepondo os estereogramas e colocando o plano do talude no local indicado, o polo de cada set de descontinuidade indicará o tipo de falhamento e o valor de  $\psi$ .



**Figura 6** - Estereograma para obtenção do fator  $\psi$  para o caso de ruptura planar. (Tomás et al. 2012)

Portanto tem-se ao final, três estereogramas para a determinação de  $\psi$ , sendo um para ruptura planar (Figura 6) um para ruptura em cunha (Figura 7) e outro para ruptura por tombamento (Figura 8).

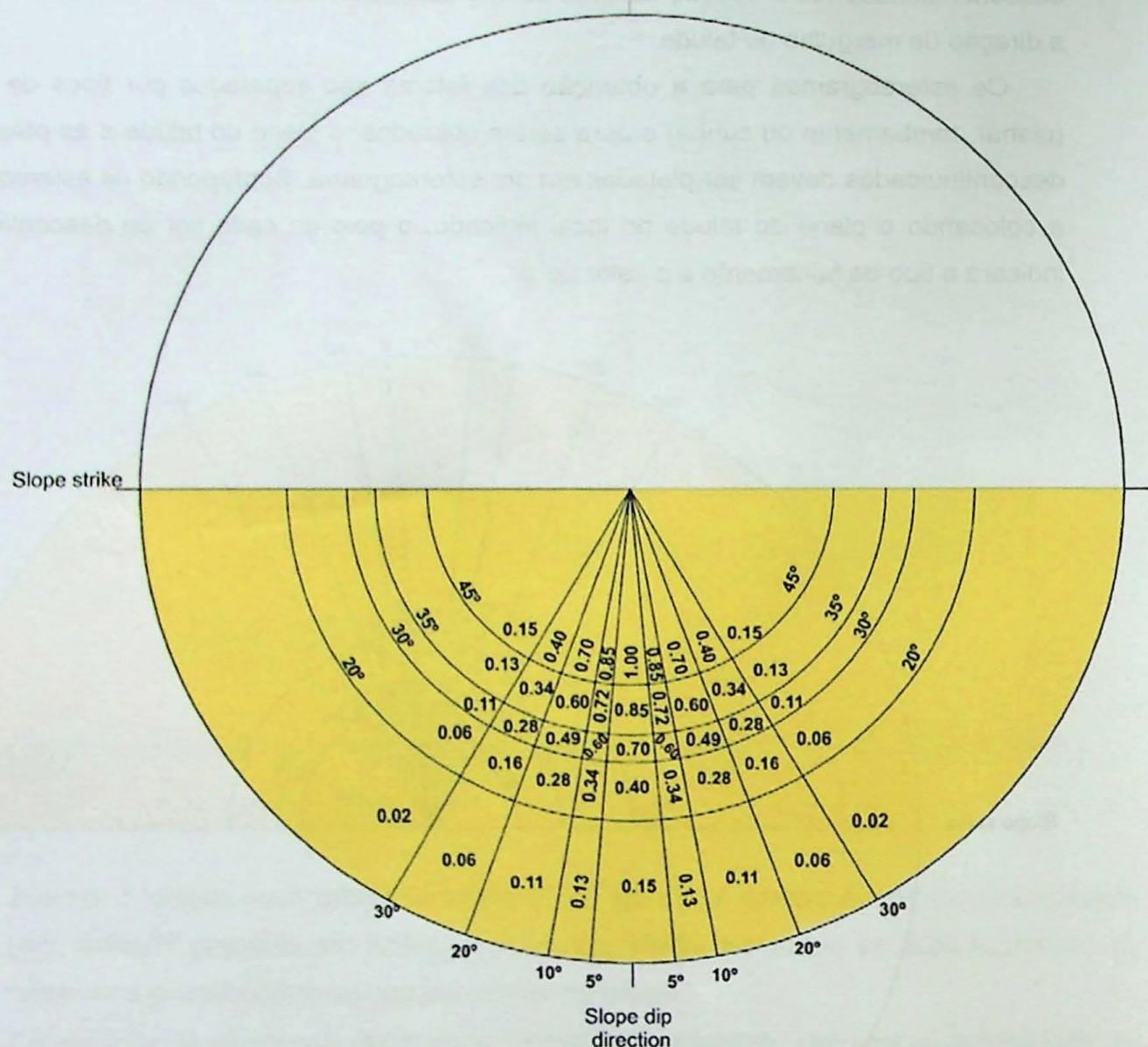
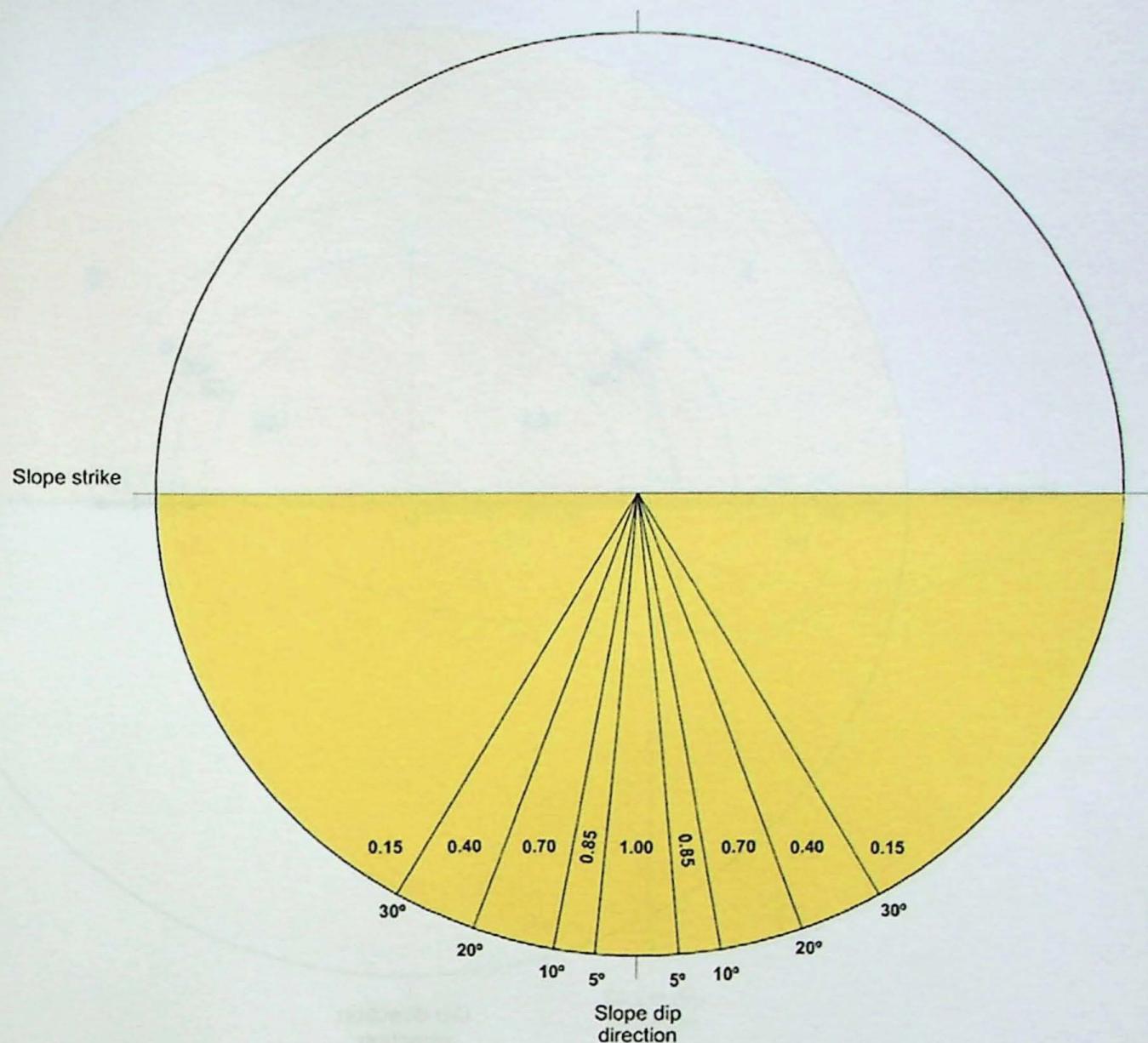


Figura 7 - Estereograma para obtenção do fator  $\psi$  para o caso de ruptura por cunha. (Tomás et al. 2012)

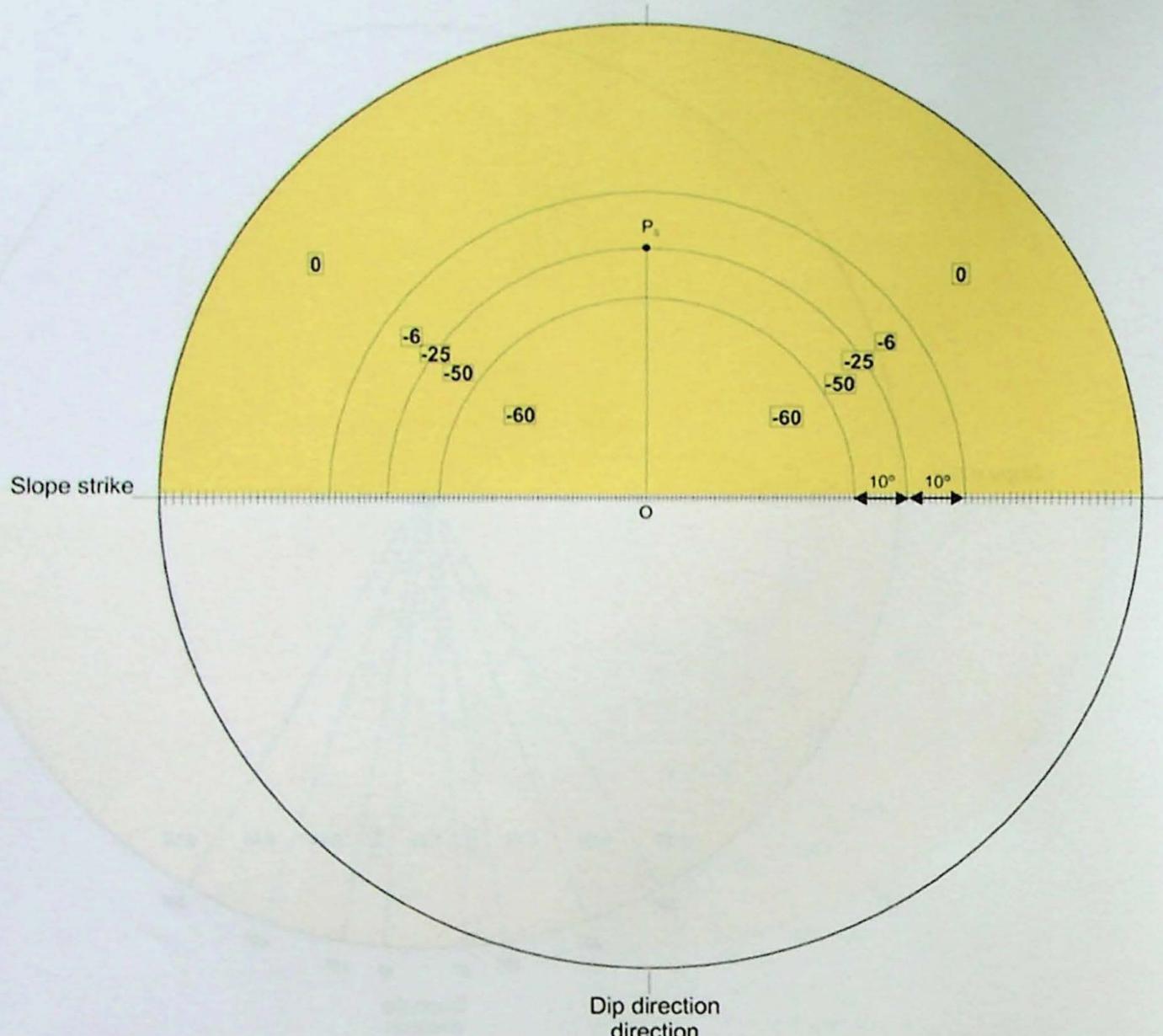


**Figura 8 - Estereograma para obtenção do fator  $\psi$  para o caso de ruptura por tombamento. (Tomás et al. 2012)**

Como  $F_3$  depende do ângulo de mergulho do talude, um estereograma específico deve ser usado para cada valor de mergulho do talude e tipo de ruptura.

Para rupturas planares (Figura 9) já com o polo do talude plotado ( $P_s$ ) e orientado para sul, deve-se traçar uma reta que une ao centro do estereograma (O) assim formando uma linha, que será o raio do semicírculo a ser projetado.

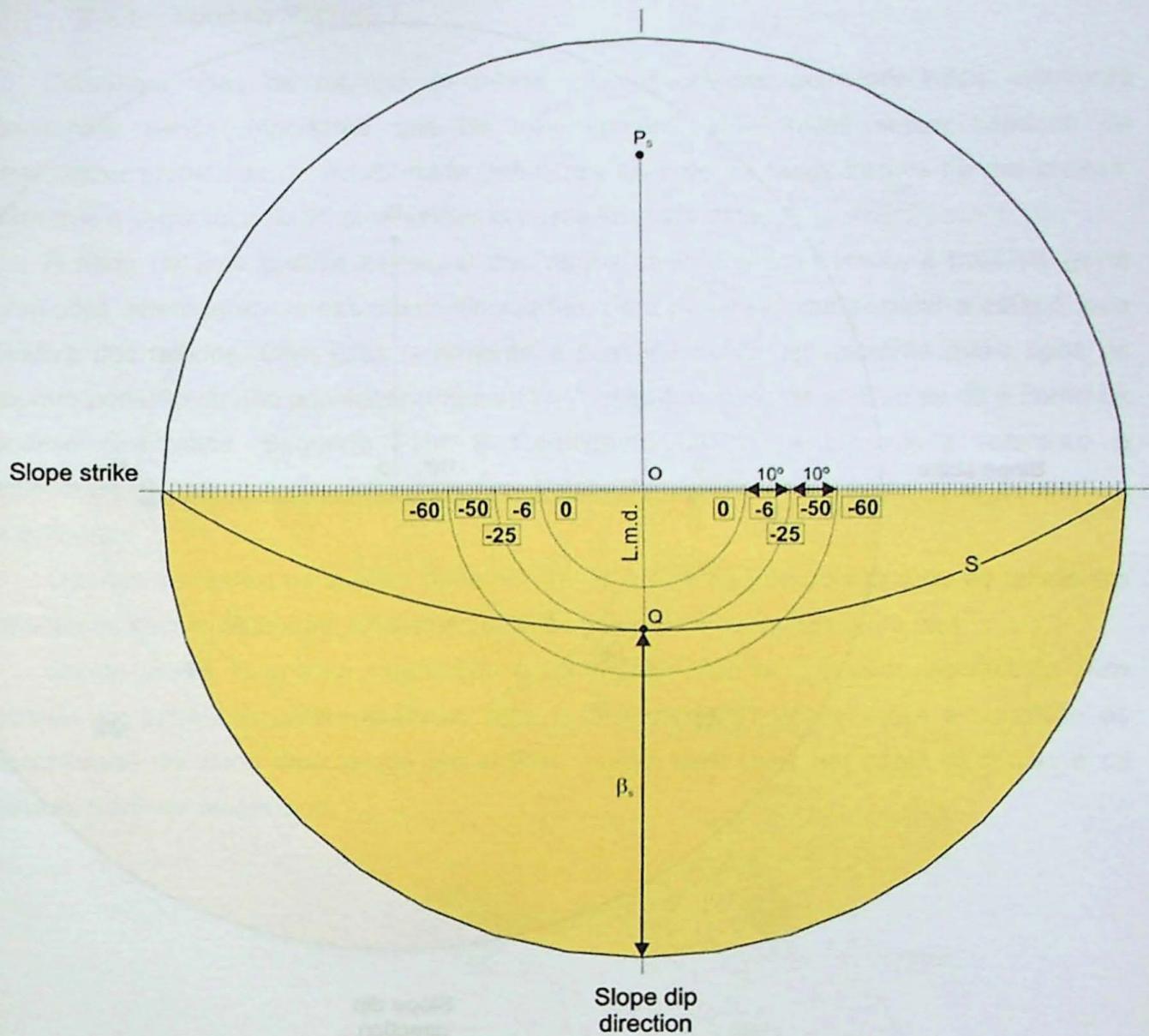
Após o semicírculo ser desenhado, traça-se dois outros semicírculos concêntricos variando  $10^\circ$  para mais e para menos, assim obtém-se três semicírculos no final que dividem a parte superior do estereograma em 4 áreas, as quais variam de 0 a -60.



**Figura 9** - Método de construção do estereograma para determinação do  $F_3$  para rupturas planares.  $P_s$  é o polo do talude. (Tomás et al. 2012)

Para confecção do estereograma para os casos de rupturas em cunha (Figura 10), plota-se o polo da projeção da linha de mergulho máximo (Q) do talude. Esse ponto ligado ao centro (O) formará uma linha (OQ) que será o raio do semicírculo que tangencia o plano do talude.

A partir desse semicírculo, dois semicírculos, concêntricos ao primeiro serão desenhados variando em  $10^\circ$  cada. Os valores de  $F_3$  variam entre 0 a -60, diminuindo do centro para as bordas do estereograma.



**Figura 10** - Método de construção do estereograma para determinação do  $F_3$  para rupturas por cunha. (Tomás et al. 2012)

Para rupturas por tombamento (Figura 11), onde o raio  $OP_s$  interceptar o eixo EW do estereograma será denominado de ponto  $M$ . A partir desse ponto deve se medir  $110^\circ$  e  $120^\circ$ , em direção ao centro obtendo-se, respectivamente, o ponto  $T$  e o ponto  $S$ .

Com esses três pontos teremos dois novos raios,  $OT$  e  $OS$ , que serviram como raio para dois semicírculos que ocuparam a região sul do estereograma, os valores irão variar, do centro para a borda, entre 0 e -25.

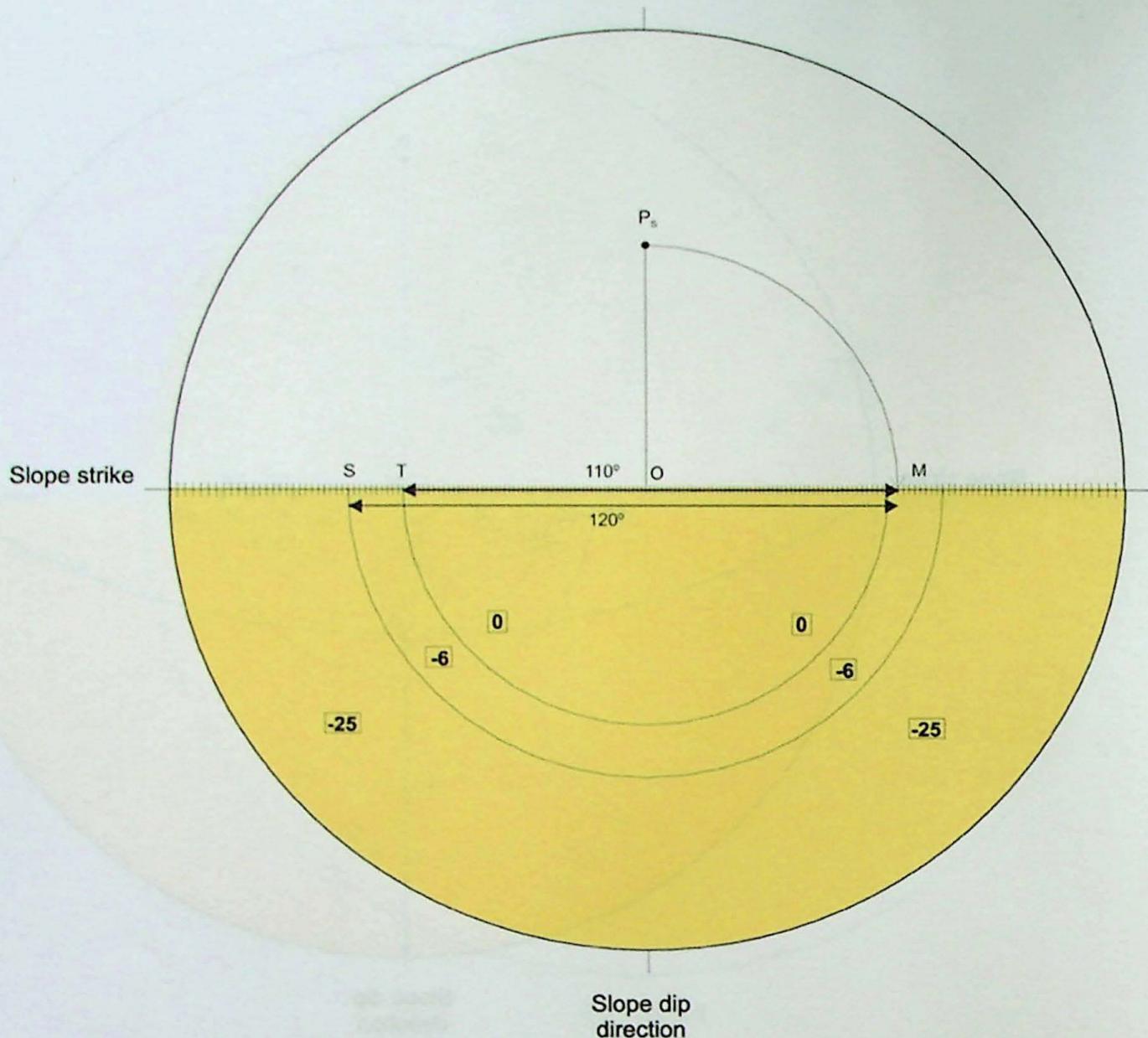


Figura 11 - Método de construção do estereograma para determinação do  $F_3$  para rupturas por tombamento.  $P_s$  é o polo do talude. (Tomás et al. 2012)

A utilização desta metodologia, embora pareça complexa em um primeiro momento, facilita a obtenção dos parâmetros para a classificação SMR, que podem ser obtidos graficamente, além disso, este estudo apresentou resultados bastante satisfatórios.

### 2.3. Estabilidade de taludes em rocha

A estabilidade de taludes em rocha é essencialmente definida pelo caráter geométrico entre a face do talude e as descontinuidades do maciço, porém temos os fatores atuantes como o regime de tensões internas e externas e a presença de água, os quais devem ser levados em consideração para se obter uma análise mais precisa.

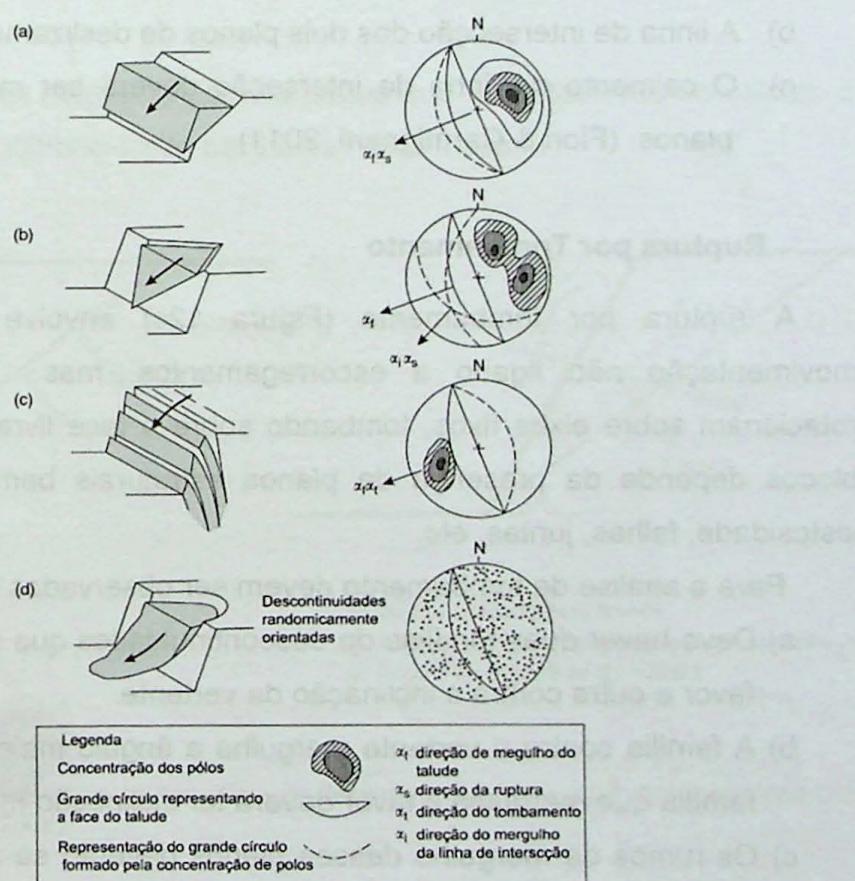
### 2.3.1. Tipos de Ruptura

Diferentes tipos de ruptura do talude são associados com diferentes estruturas geológicas sendo importante que as investigações geotécnicas sejam capazes de reconhecer problemas de estabilidade potenciais durante as fases iniciais de um projeto, para que a segurança do empreendimento possa ser garantida.

A partir da uma análise estrutural dos dados coletados em campo, é possível gerar projeções estereográficas das descontinuidades, para que se possa analisar a estabilidade relativa dos taludes. Com essa ferramenta é possível definir previamente quais tipos de ruptura poderão ou não acontecer (Figura 12). A esse processo de análise se dá o nome de análise cinemática. Segundo Fiori & Carmignani (2011), a cinemática refere-se à movimentação de corpos, sem fazer, entretanto, referência às forças que causam o movimento.

Quando se realiza tal análise pode-se prever a estabilidade do bloco ou do talude em relação às descontinuidades existentes através dos planos formados entre eles.

Sendo assim, a análise cinemática é nada mais que uma análise geométrica feita através de projeções estereográficas, apta a fornecer informações sobre a condição de estabilidade do bloco e/ou talude em análise, porém sem levar em conta as forças e os fatores externos envolvidos.



**Figura 12 –** Principais tipos de rupturas e seus respectivos estereogramas. a) ruptura planar; b) ruptura em cunha; c) ruptura por tombamento; d) ruptura circular em maciço intensamente fraturado. (Wyllie & Mah, 2004)

### **- Ruptura Planar**

Rupturas planares (Figura 12a) envolvem o deslocamento de massas rochosas ao longo de uma ou mais superfícies subparalelas, como planos de falhas, planos de acamamento, planos de foliação, de juntas, etc. Para que o escorregamento possa ocorrer essas estruturas devem ser aflorantes e inclinadas na direção da face livre do talude a um ângulo superior ao ângulo de atrito interno e a um ângulo menor que o da inclinação da superfície do talude (Fiori & Carmignani, 2011).

O falhamento não será possível se a direção do mergulho da descontinuidade divergir mais do que 20° da direção do mergulho do talude, pois assim existirá um aumento da espessura da rocha intacta numa extremidade do bloco que iria falhar, criando resistência suficiente para resistir ao falhamento (Hoek & Bray, 1981).

### **- Ruptura em Cunha**

Rupturas em cunha (Figura 12b) envolvem escorregamentos translacionais ao longo de pelo menos dois planos que se intersectam. As orientações desses dois conjuntos são críticas para o condicionamento do escorregamento em cunha. Para isso, três condições devem ser observadas:

- a) As superfícies de deslizamento devem intersectar ou aflorar na vertente.
- b) A linha de intersecção dos dois planos de deslizamento deverá aflorar na vertente.
- c) O cimento da linha de interseção deverá ser maior que o ângulo de atrito dos planos. (Fiori & Carmignani, 2011).

### **- Ruptura por Tombamento**

A ruptura por tombamento (Figura 12c) envolve um mecanismo diferente de movimentação não ligado a escorregamentos, mas a blocos individualizados que rotacionam sobre eixos fixos, tombando sobre a face livre da vertente. O tombamento de blocos depende da presença de planos estruturais bem definidos, como acamamento, xistosidade, falhas, juntas, etc.

Para a análise de tombamento devem ser observadas três condições:

- a) Deve haver duas famílias de descontinuidades que se interceptem, inclinadas uma a favor e outra contra a inclinação da vertente.
- b) A família contra a vertente mergulha a ângulo maior que ( $90^\circ -$ ângulo de atrito) e a família que mergulha a favor deverá ter inclinação menor que o ângulo de atrito.
- c) Os rumos de mergulho desses planos deverão se situar dentro de 20° do rumo de mergulho da face da vertente (Fiori & Carmignani, 2011).

### 2.3.2. Fator de segurança (FS)

O fator de segurança (FS) é baseado na teoria do equilíbrio-limite, que consiste em comparar as forças atuantes e as resistentes em uma possível superfície de ruptura. Supondo que não existam forças externas ao talude, somente referentes ao peso do material ( $P$ ), a coesão ( $c$ ) e o angulo de atrito ( $\phi$ ), o fator de segurança é dado por:

$$FS = (R_c + R_\phi)/S$$

Sendo:

$$R_c = \text{forças coesivas} = cA$$

$$R_\phi = \text{forças de atrito} = P \cdot \cos\alpha \cdot \tan\phi$$

$$S = \text{forças que atuam a favor do deslizamento} = P \cdot \sin\alpha$$

$$A = \text{área do plano da ruptura}$$

Em caso de existir pressão de água sobre a superfície de ruptura, sendo  $U$  a força total devida à água sobre a superfície  $A$  temos que:

$$R_\phi = (P \cdot \cos\alpha - U) \tan\phi$$

Na Figura 13, temos um diagrama com as forças que são utilizadas no cálculo do fator de segurança através do equilíbrio-limite para uma ruptura planar.

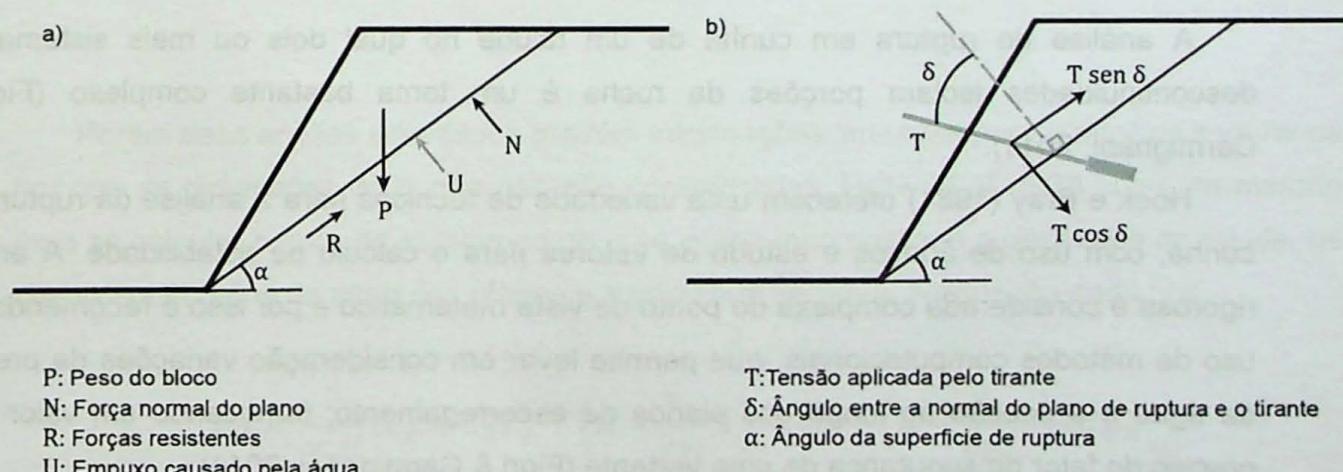


Figura 13 - a) forças atuando sobre a superfície de deslizamento plana. b) forças exercidas pelo tirante aplicado sobre o talude (Vallejo, 2002).

Através desse diagrama podemos definir a equação para o cálculo do FS:

$$FS = \frac{cA + (P \cdot \cos\alpha - U + T \cos\delta) \operatorname{tg}\phi}{P \cdot \sin\alpha - T \sin\delta}$$

Sendo:

$cA$  = forças devida a coesão no plano de deslizamento

$(P \cdot \cos\alpha - U + T \cos\delta) \operatorname{tg}\phi$  = forças devidas ao atrito no plano mais a tensão do tirante e menos o empuxo da água, caso aplicável.

$P \cdot \sin\alpha$  = componente do peso na direção do deslizamento (paralela à superfície de ruptura)

## 2.4. Análise de estabilidade

Uma vez confirmado a ocorrência de uma possível ruptura através da análise cinemática, é necessária a análise de estabilidade, que consiste na análise das forças envolvidas na possível movimentação.

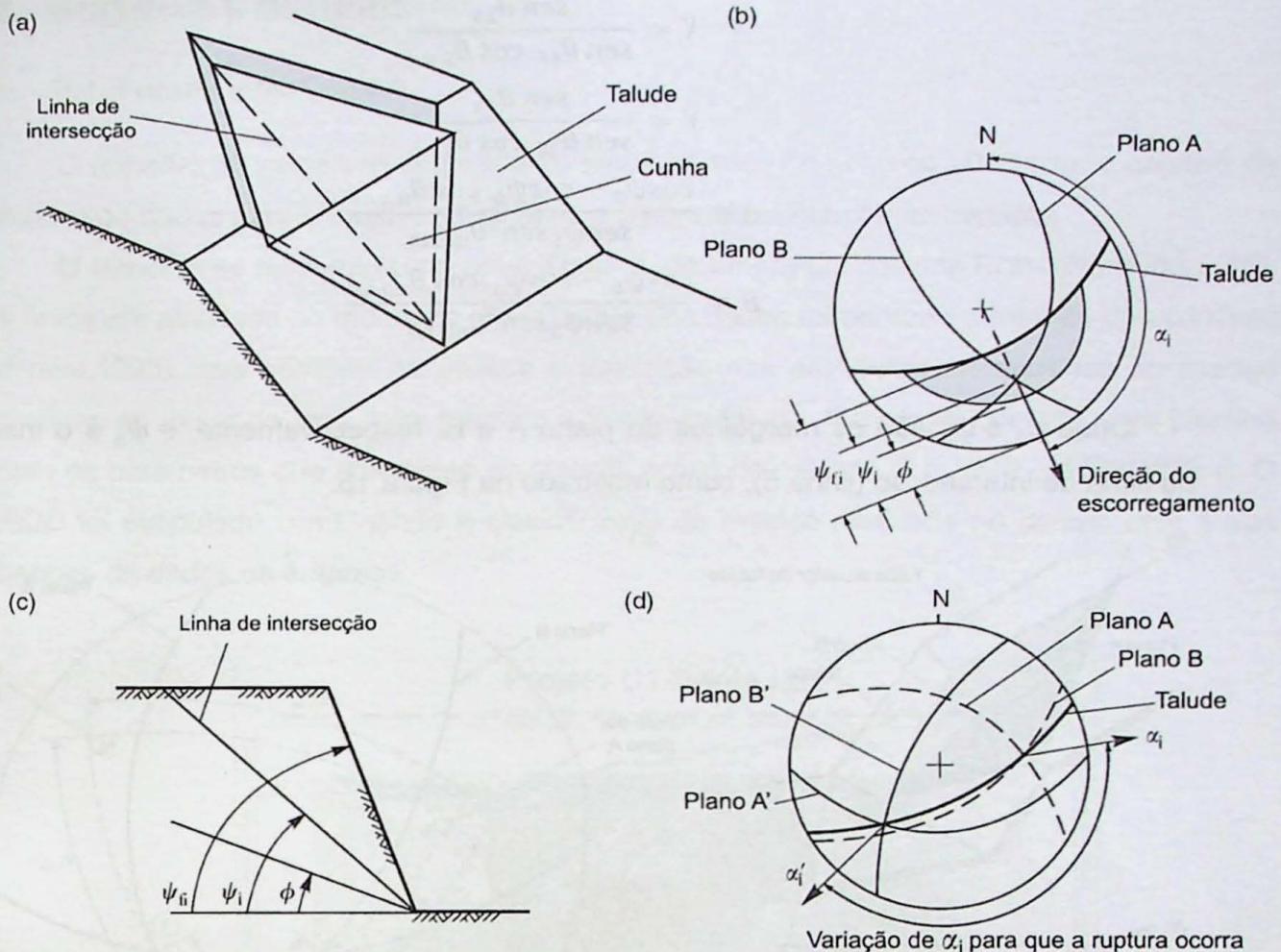
A análise de estabilidade pode ser realizada pelo método do equilíbrio-limite, resultando no valor do fator de segurança (FS), que é uma razão entre as forças estabilizadoras e as forças desestabilizadoras, sendo que  $FS < 1$  significa que as forças desestabilizadoras superaram as forças estabilizadoras. Para a cava em estudo o fator de segurança mínimo desejado foi o de 1.3.

### 2.4.1. Rupturas em cunha

A análise de ruptura em cunha de um talude no qual dois ou mais sistemas de descontinuidades isolam porções da rocha é um tema bastante complexo (Fiori & Carmignani, 2011).

Hoek e Bray (1981) oferecem uma variedade de técnicas para a análise da ruptura em cunha, com uso de ábacos e estudo de vetores para o cálculo de estabilidade. A análise rigorosa é considerada complexa do ponto de vista matemático e por isso é recomendado o uso de métodos computacionais, que permite levar em consideração variações da pressão da água e a coesão ao longo dos planos de escorregamento, fornecendo um valor mais preciso do fator de segurança de uma vertente (Fiori & Carmignani, 2011).

O fator de segurança de uma cunha pode ser calculado pela equação  $FS = \frac{(R_A + R_B) \operatorname{tg}\phi}{P \sin\psi_i}$ , assumindo que a ruptura apresente unicamente como força resistente ao movimento o atrito e que o ângulo de atrito é igual nos dois planos (Figura 14).



**Figura 14** - Condições geométricas para a ruptura em cunha: a) visão geral da ruptura; b) estereograma mostrando a orientação da linha de intersecção e a variação de mergulho da linha de intersecção  $\psi_i$ , onde a ruptura é viável; c)  $\phi$  - ângulo de atrito,  $\psi_i$  - ângulo com a linha de intersecção,  $\psi_\xi$  - ângulo do talude; d) estereograma mostrando a variação na direção da linha intersecção  $\alpha_i$  onde o falhamento em cunha é viável

Porém essa análise cinemática provém informações limitadas para o fator de segurança por que as dimensões da cunha não são consideradas. Hoek *et al*, 1973 criou um método para se calcular o fator de segurança de uma cunha incorporando a geometria do talude, os diferentes ângulos de atrito dos planos e a presença de água. A equação dada por:

$$FS = \frac{3}{\gamma_r H} (C_A + C_B Y) + \left( A - \frac{\gamma_a}{2\gamma_r} X \right) \tan \phi_A + \left( B - \frac{\gamma_a}{2\gamma_r} Y \right) \tan \phi_B$$

Onde  $C_A$  e  $C_B$  são as forças coesivas e  $\phi_A$  e  $\phi_B$  são os ângulos de atrito, respectivamente, dos planos  $A$  e  $B$ ,  $\gamma_r$  é o peso específico da rocha,  $\gamma_a$  é o peso específico da água,  $H$  é a altura total da cunha e os parâmetros  $X$ ,  $Y$ ,  $A$  e  $B$  são parâmetros dependentes da geometria da cunha que são definidos pelas equações:

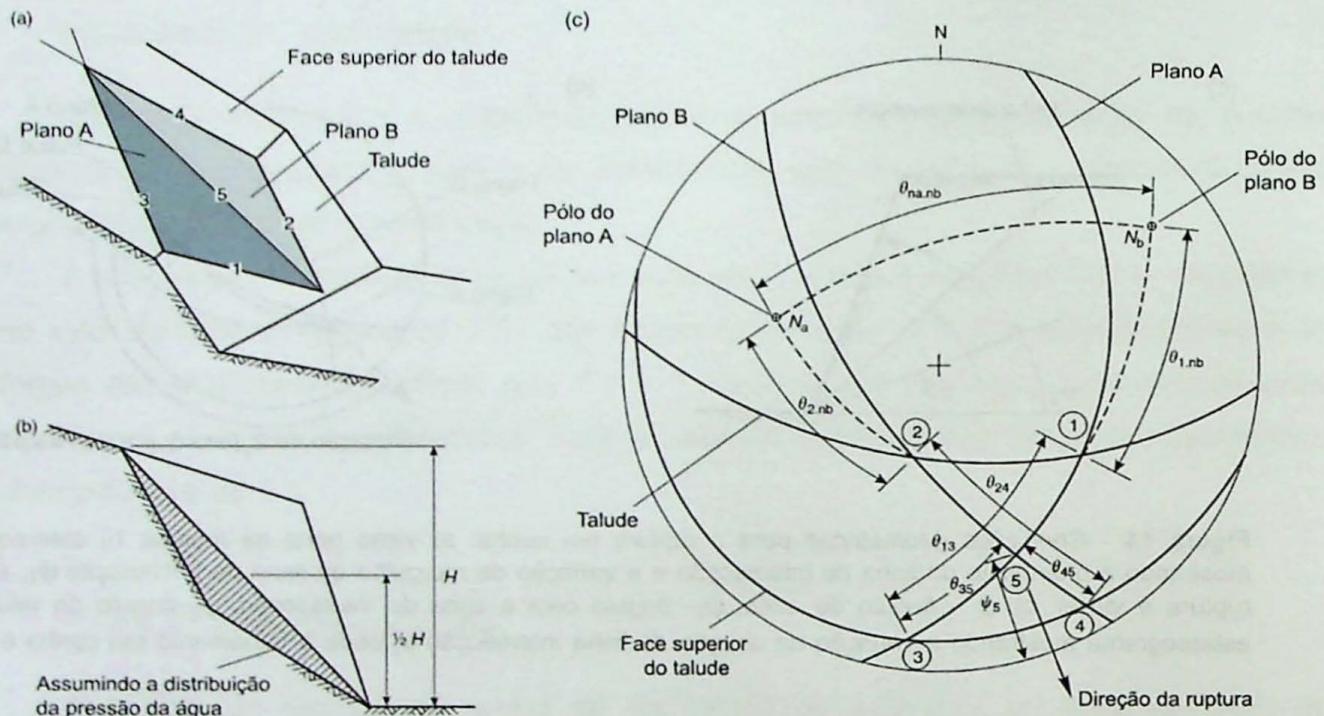
$$X = \frac{\operatorname{sen} \theta_{24}}{\operatorname{sen} \theta_{45} \cdot \cos \theta_{2,na}}$$

$$Y = \frac{\operatorname{sen} \theta_{13}}{\operatorname{sen} \theta_{35} \cdot \cos \theta_{1,nb}}$$

$$A = \frac{\cos \psi_a - \cos \psi_b \cdot \cos \theta_{na,nb}}{\operatorname{sen} \psi_5 \operatorname{sen}^2 \theta_{na,nb}}$$

$$B = \frac{\cos \psi_b - \cos \psi_a \cdot \cos \theta_{na,nb}}{\operatorname{sen} \psi_5 \operatorname{sen}^2 \theta_{na,nb}}$$

Onde  $\psi_a$  e  $\psi_b$  são os mergulhos do plano A e B, respectivamente, e  $\psi_5$  é o mergulho da linha de intersecção (linha 5), como mostrado na Figura 15.



**Figura 15** - a) Visão da cunha com as linhas de intersecção e planos numerados; b) Visão paralela à linha de intersecção 5 a altura e a distribuição da pressão da água; c) projeção estereográfica dos elementos geométricos para a análise da estabilidade da cunha (Wyllie & Mah, 2004).

Para a análise de estabilidade dos taludes, onde foram identificadas as potenciais rupturas em cunha, utilizou-se o software *Swedge®* da Rocscience, que utiliza as equações mostradas acima. Uma vez que os dados inseridos (geometria, coesão, densidade, ângulo de atrito e tensões) o software desenha o modelo da cunha e calcula o fator de segurança. Baseando-se nos baixos índices pluviométricos da região, não será contabilizada a ação de água nas juntas.

### 3. MATERIAIS E MÉTODOS

#### 3.1. Trabalho de Campo

O trabalho de campo foi realizado ao longo do mês de julho de 2013 com o objetivo de coletar os dados para a análise cinemática e para a classificação do maciço.

O trabalho se concentrou na cava Antas 1, da empresa Fazenda Brasileiro (Figura 16), a única em atividade no momento. Para coleta dos dados foi adotado o método de *scanlines* (Priest, 1993), que consiste na análise e descrição das estruturas encontradas no maciço rochoso ao longo de uma linha paralela à frente do talude. Para isso, criou-se uma planilha com os parâmetros que atendesse às classificações do método Q e RMR (**APÊNDICE I**). O RQD foi estipulado combinando a classificação do maciço realizada no campo com a dos bancos de dados da empresa.

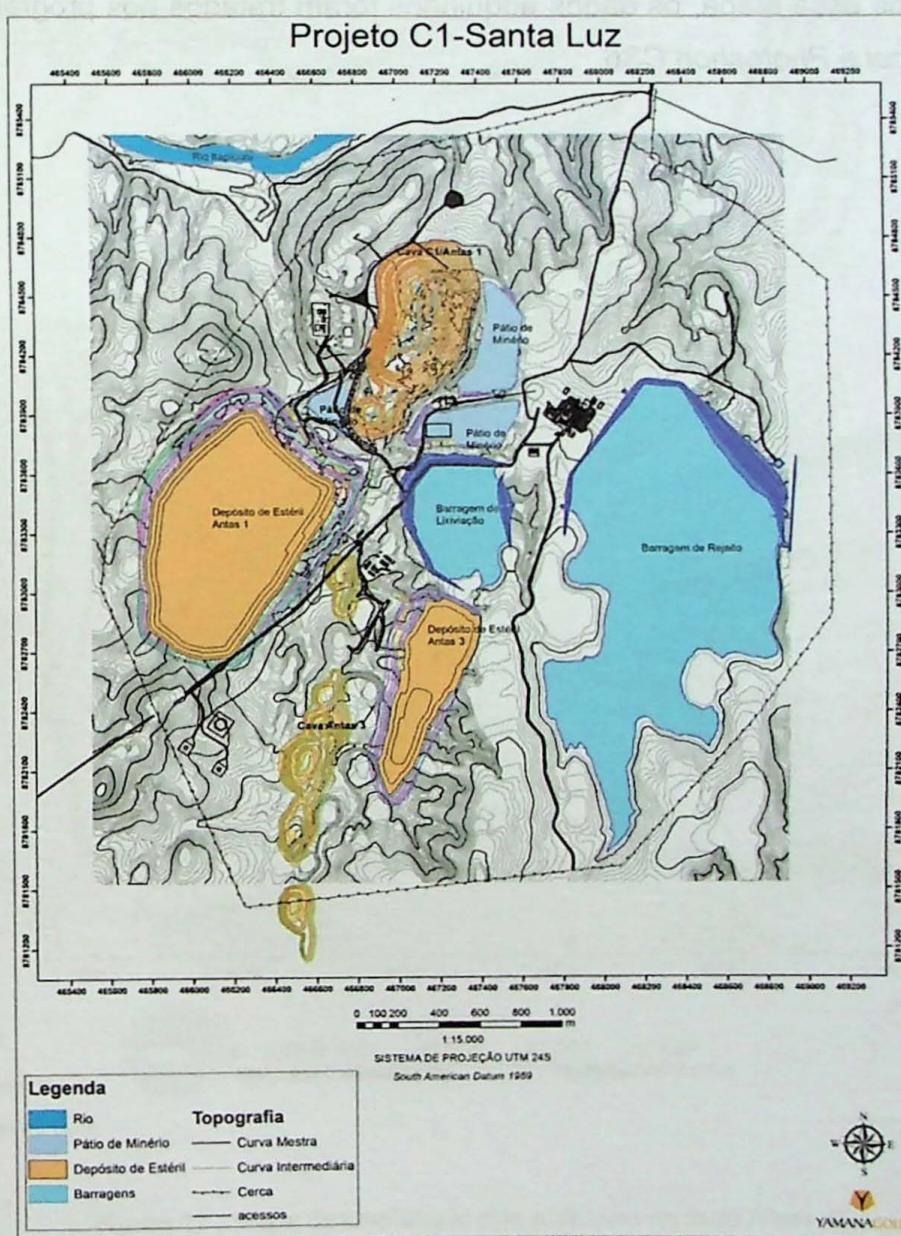


Figura 16 - Mapa do projeto final da mineração. A Cava Antas1/C1 localiza-se na porção norte do mapa.  
Fonte: Yamana Gold Inc.

Um dos principais problemas encontrados foi o risco de se trabalhar junto aos taludes, uma vez que em muitos deles o risco de queda de blocos era iminente, os setores leste e oeste se encontravam nessa condição, o que inviabilizou a realização das scanlines nessas áreas.

Foram realizadas 12 *scanlines* (Figura 17), variando entre 6 a 70 metros de extensão, onde, as informações (litologia, tipo de fratura, direção e ângulo do mergulho, persistência, abertura das fraturas, espaçamento entre as fraturas e rugosidade), foram coletadas, no mínimo a cada 2 metros.

Para a coleta dos dados utilizou-se uma bússola da marca *Brunton*, modelo *Geo pocket transit*. A posição exata das scanlines foi levantada com o auxílio da topografia da empresa, a fim de uma melhor compartimentação do maciço.

Após essa etapa, os dados adquiridos foram tratados nos programas *Openstereo*, *Dips 6.0*, *Excel* e *Photoshop CS6*.

# Mapa de localização das Scanlines

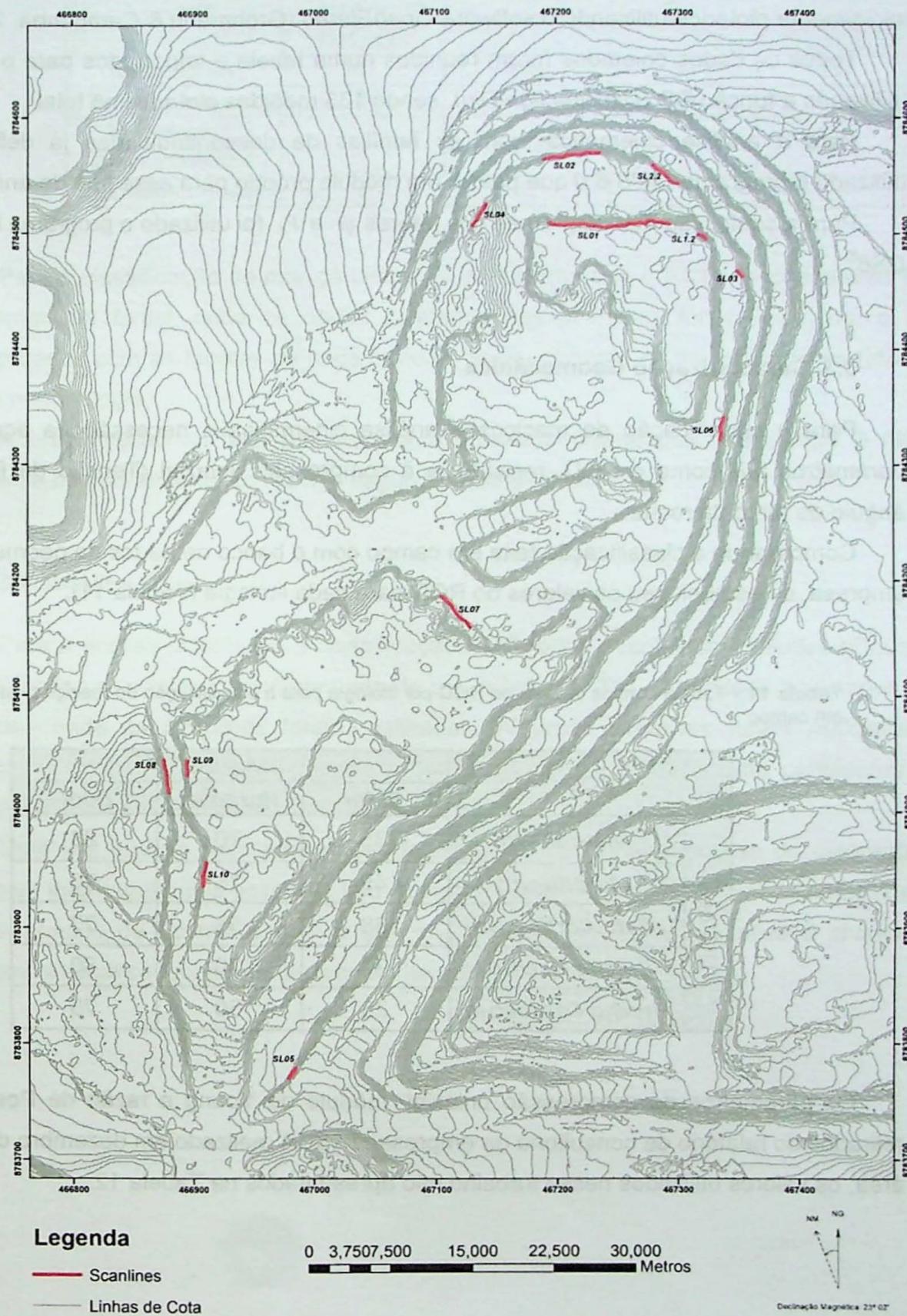


Figura 17 - Mapa de localização das scanlines na cava Antas 1.

## 3.2. Tratamento de dados

A partir da coleta dos dados estruturais realizados nas 12 *scanlines* foram definidas as principais famílias de descontinuidades encontradas na cava. Esses dados foram inicialmente plotados utilizando o software *OpenStereo* (Grohmann & Campanha, 2010).

Todos os dados coletados foram reunidos numa tabela e importados para o programa utilizando a função DD (*DipDirection/Dip*), sendo 135 medidas plotadas no total.

Para a análise cinemática, com as famílias de descontinuidades já definidas, foi utilizado o programa *DIPS 6.0* que possui um módulo próprio para esse tipo de análise.

Para a confecção dos diagramas dos fatores  $\psi$  e  $F_3$  foi utilizado o programa *Photoshop CS6®*.

### 3.3. Caracterização Geomecânica

Para a classificação de maciços e análise cinemática é necessário a aquisição de parâmetros tais como o RQD, resistência à compressão uniaxial (Tensão de Ruptura) e ângulo de atrito da rocha.

Comparando a classificação feita em campo com o banco de dados de geomecânica da empresa, se estabeleceu os valores do RQD para cada litologia (Tabela 11).

**Tabela 11** - Tabela com os valores do RQD por litologia para a classificação do maciço feita visualmente em campo

Litologia	RQD	Maciço		
		Ruim	Razoável	Bom
	<b>Metadacito</b>	35	70	83
	<b>Metadiorito</b>	45	75	90
	<b>Xisto-Carbonoso</b>	38	55	77
	<b>Brecha Dacítica</b>	30	70	80
	<b>Brecha Carbonosa</b>	25	50	75

Os parâmetros de compressão uniaxial, módulo de Young e razão de Posion foram retirados do relatório de consultoria da empresa *ITASCA* realizado em dezembro de 2006 na área, os valores utilizados nesse trabalho são apresentados na Tabela 12.

**Tabela 12** - Tabela com os valores adotados para o trabalho

Litologia	Número de Amostras testadas	Tensão de Ruptura (Mpa)	Ângulo de atrito	Coesão (MPa)
<b>Metadiorito</b>	7	109	35	0.5
<b>Xisto Carbonoso</b>	2	153	30	0.2
<b>Metadacito Brecha Dacítica</b>	4	142	35	0.5
<b>Brecha Carbonosa</b>	2	71	-	-

Para a classificação de maciço utilizando os sistema Q e o RMR, foi criada uma tabela no programa *Excel*, onde os dados coletados nas *scanlines* foram inseridos, e assim comparados com as tabelas de cada método, assim obtendo os valores para os fatores de cada metodologia.

A classificação foi feita por litologia em cada *scanline*, pois em campo é nítido o diferente comportamento do maciço segundo esse aspecto.

### 3.4. Análise Cinemática

Para a análise cinemática e classificação SMR foram escolhidos 6 taludes (Figura 18), identificados pela letra T acompanhada de um índice (ex: T1). Os taludes analisados foram aqueles onde as *scanlines* foram realizadas. Algumas *scanlines* foram realizadas em bancadas diferentes, porém na mesma litologia e direção, e nesses casos, considerou-se as informações foram unificadas como um único talude.

Uma vez que as descontinuidades foram definidas, através do uso do estereograma, pode-se inferir quais dos possíveis tipo de ruptura (planar, cunha ou tombamento) possuem maior chance de ocorrer e qual a sua possível direção. Esse processo é chamado de análise cinemática, conforme descrito no item 2.3.1.

## Mapa de localização dos taludes com as scanlines realizadas

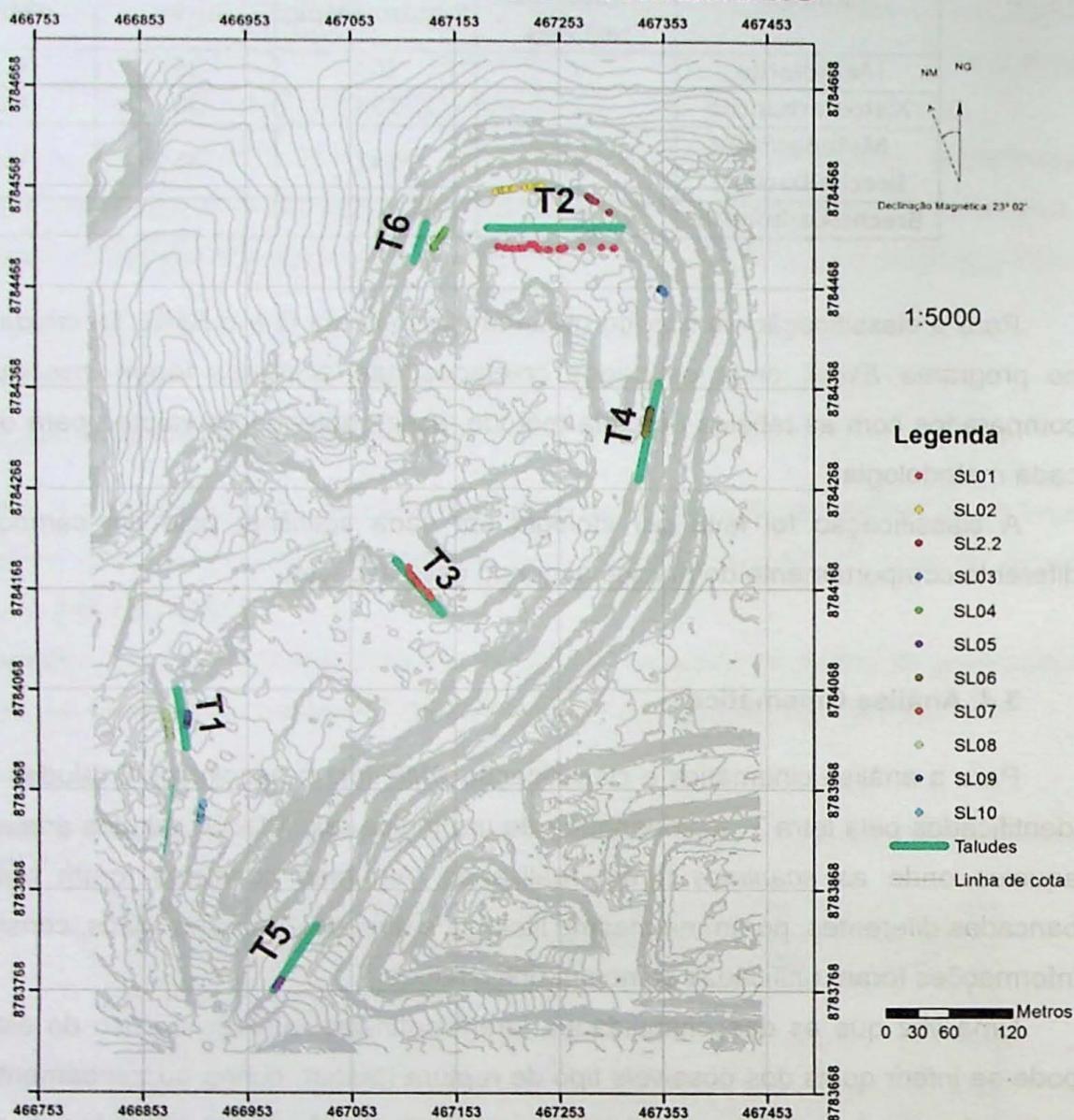
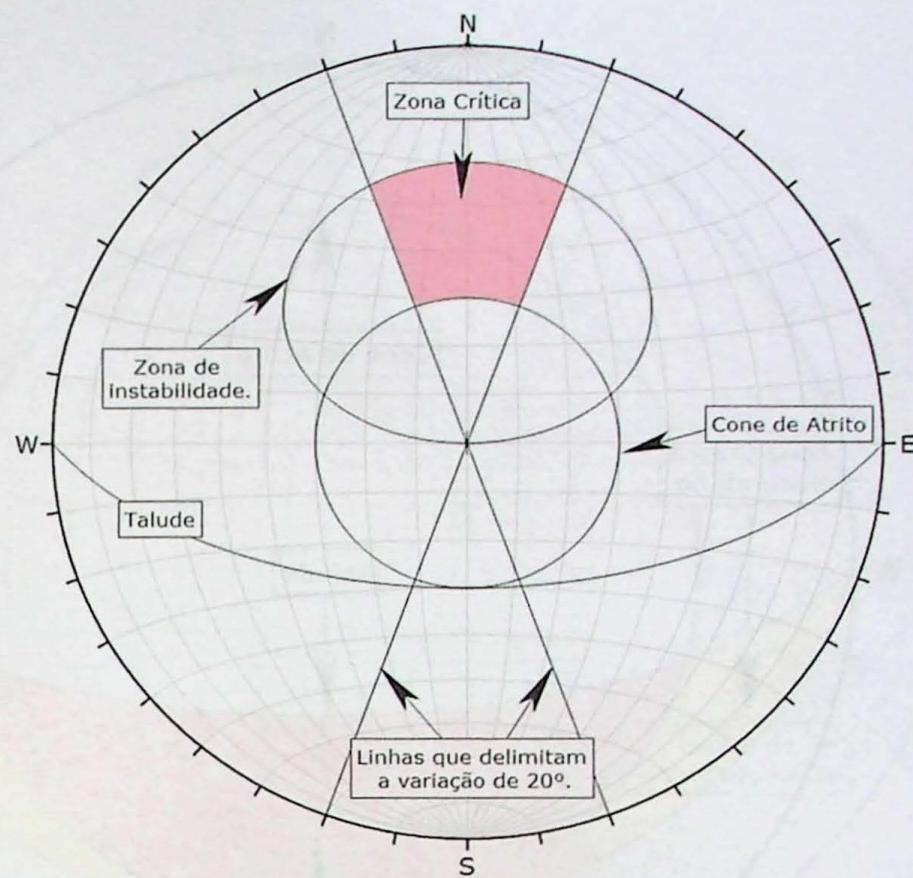


Figura 18 - Mapa de localização dos taludes com as scanlines realizadas.

### 3.4.1. Ruptura Planar

Para a análise cinemática de rupturas planares usando as polares dos planos deve-se plotar no estereograma o plano do talude, o cone de atrito para projeções polares, as linhas que delimitam a variação de 20° a partir do mergulho do talude e a zona de instabilidade. A região da zona de instabilidade delimitada pelas duas linhas de 20° é chamada de zona crítica (marcada em vermelho na Figura 19), sendo que os pólos dos planos que estiverem dentro dessa área serão aqueles com maior probabilidade de ocorrência de ruptura planar (Figura 19).



**Figura 19 - Estereograma com os fatores utilizados para análise cinemática de rupturas planares.**

### 3.4.2. Ruptura em cunha

Para a análise cinemática de rupturas em cunha deve se plotar no estereograma o plano do talude e o cone de atrito para as intersecções dos planos. O cone de atrito em rupturas em cunha é plotado a partir dos pólos do estereograma (N ou S) e não do centro como em rupturas planares.

A intersecção do cone de atrito com o talude define a zona crítica (marcada em vermelho na Figura 20), as intersecções dos planos plotadas nessa área satisfazem os critérios para que a ruptura ocorra. A extensão da zona crítica é chamada de zona crítica secundária (marcada em amarelo na figura Figura 20 ).

A zona crítica secundária é a área entre o talude e um plano com a mesma inclinação que o ângulo de atrito. As intersecções plotadas nessa região sempre representam cunhas que podem deslizar sobre um plano conjunto. Nesta região, as intersecções são menos inclinadas do que o ângulo de atrito, mas o deslizamento pode ocorrer em um único plano conjunto, que possui o vetor mergulho maior do que o ângulo de atrito.

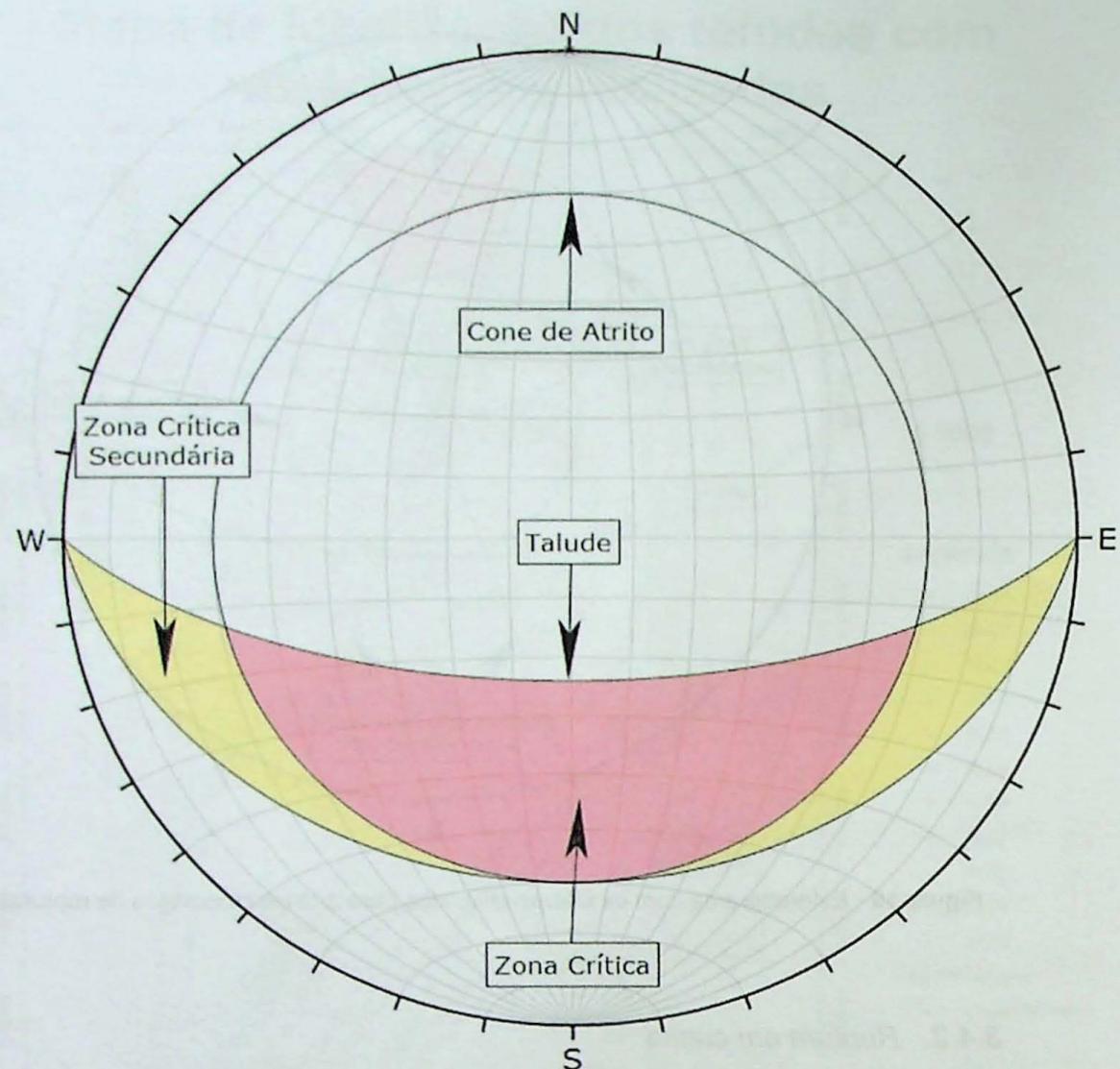
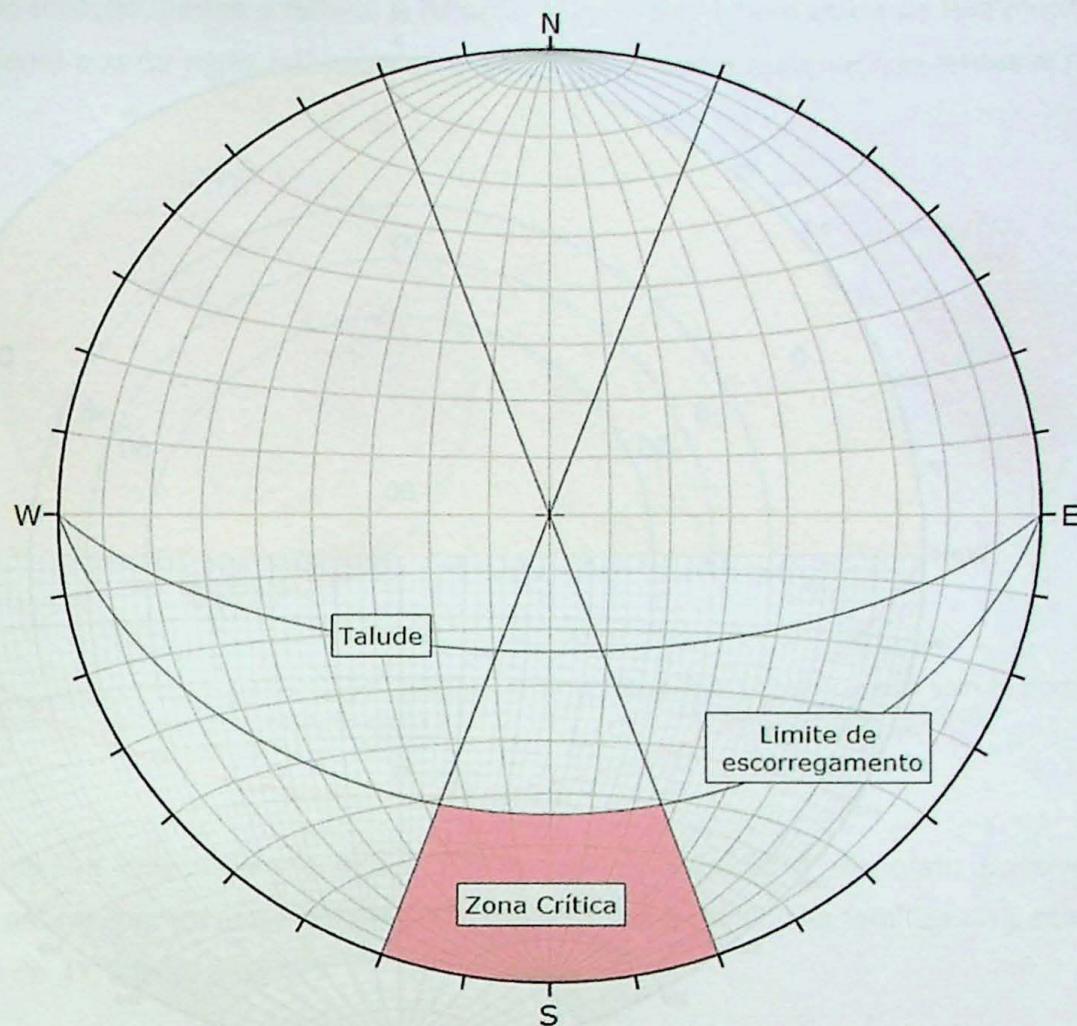


Figura 20 - Estereograma com os fatores utilizados para análise cinemática de rupturas em cunha.

### 3.4.3. Ruptura por Tombamento

Para a análise cinemática de rupturas por tombamento, utilizando as polares dos planos, deve se plotar no estereograma o plano do talude, o limite de escorregamento, que é baseado no ângulo do talude, e o ângulo de atrito definindo a zona crítica, e as linhas que delimitam a variação de  $20^\circ$  a partir do mergulho do talude (Figura 21).



**Figura 21** - Estereograma com os fatores utilizados para análise cinemática de rupturas por tombamento.

### 3.5. Obtenção dos fatores do SMR por método gráfico

Para obtenção dos fatores  $\psi$  ( $F_1 \times F_2$ ) e  $F_3$  segundo Tomás R. et al (2012), foram utilizados os programas *Dips 6.0* e *Adobe Photoshop CS6®*. No programa *Dips 6.0* foi utilizado para plotar as descontinuidades de cada talude, para que as imagens dos estereogramas fossem importadas para o *Adobe Photoshop CS6®* e sobreposta aos diagramas dos fatores  $\psi$  e  $F_3$ . Os diagramas do fator  $\psi$  foram retirados do artigo de Tomás R. et al (2012), já os diagramas do  $F_3$  foram produzidos no próprio *Adobe Photoshop CS6®* com o auxílio de um diagrama de schmidt (Figura 22).

A representação dos planos das descontinuidades e do talude foram redesenhados para facilitar a visualização. As descontinuidades foram representadas em linhas pretas e os taludes em linhas tracejadas vermelhas.

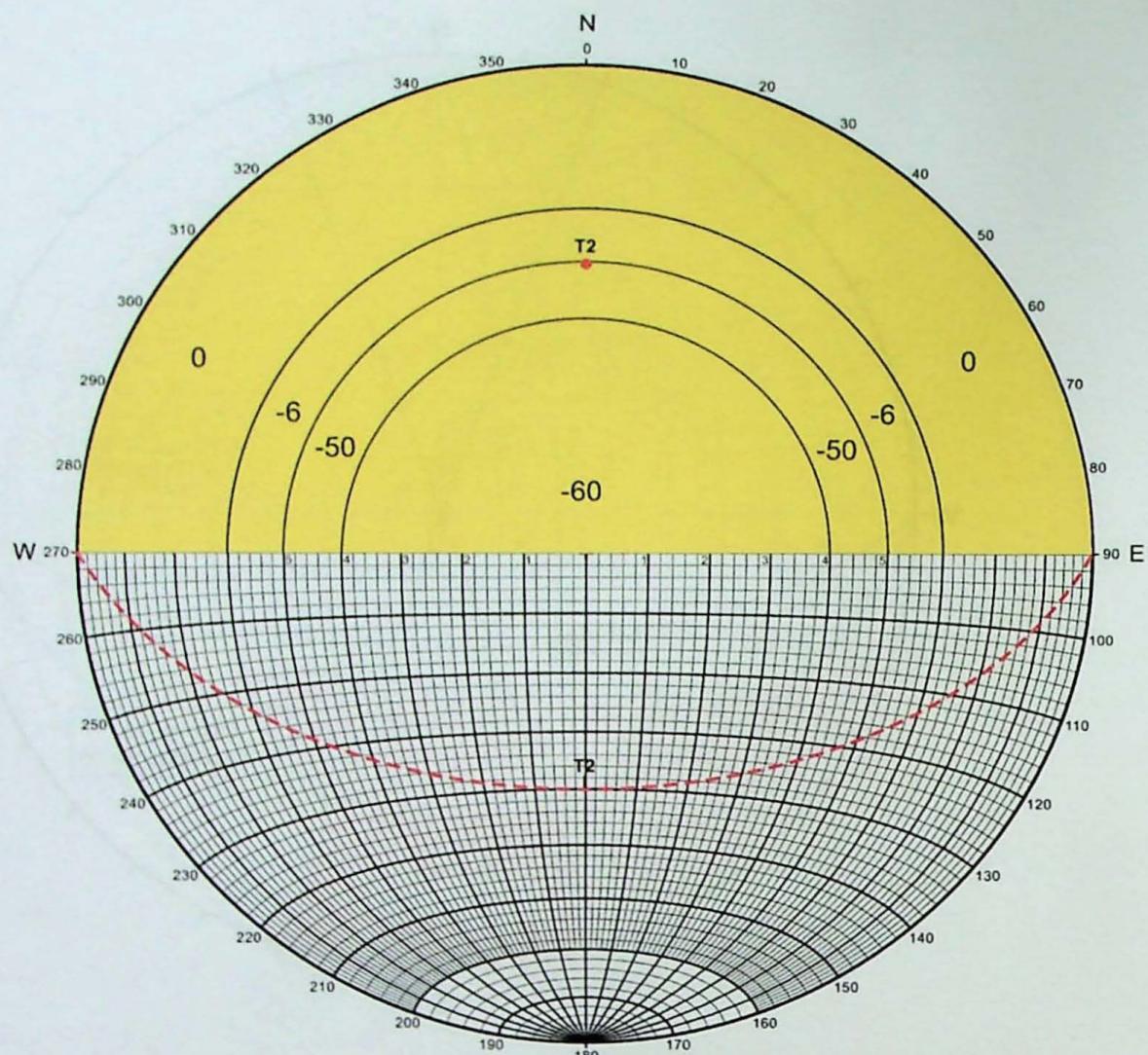


Figura 22 - Construção do diagrama para obtenção de  $F_3$ . Exemplo do talude 2.

## 4. RESULTADOS

### 4.1. Análise estrutural

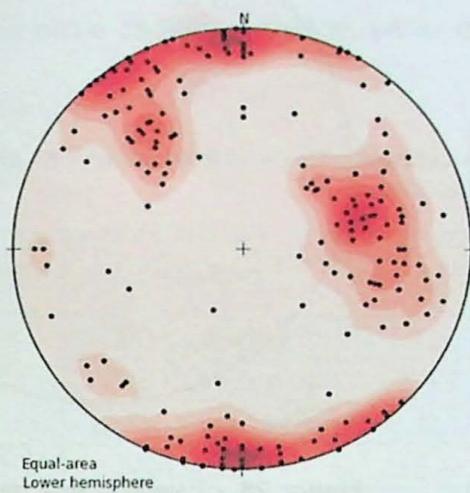
#### 4.1.1. Análise das scanlines

Foram realizadas 12 *scanlines* (Figura 17), variando entre 6 a 70 metros de extensão, e as informações (litologia, tipo de fratura, direção e ângulo do mergulho, persistência, abertura das fraturas, espaçamento entre as fraturas e rugosidade) foram coletadas, no mínimo a cada 2 metros. As fotos das *scanlines* se encontram no **APÊNDICE II** e as tabelas com os dados coletados no **APÊNDICE I**

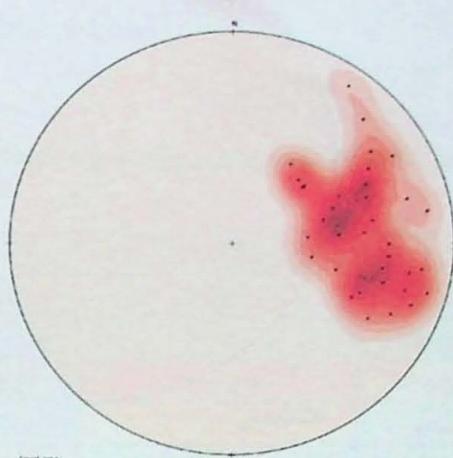
#### 4.1.2. Análise estereográfica

A partir das observações feitas em campo e pela análise das projeções estereográficas (Figura 23) foi possível a divisão das descontinuidades em famílias, foram plotados 230

medidas de foliação, juntas e falhas. A foliação (Figura 24) é bem evidente nos metadioritos, principalmente nos da parte noroeste, nos xistos grafitosos e ausente nas lentes e no corpo de dacito.

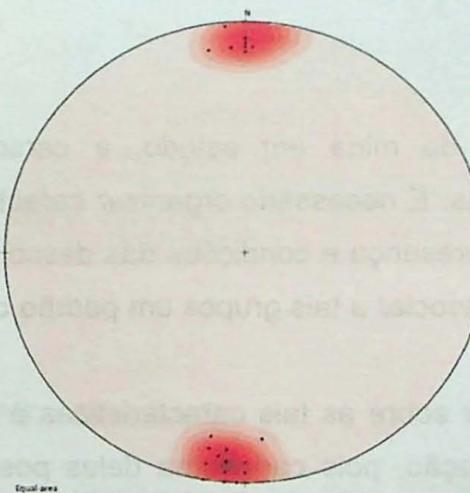


**Figura 23** - Estereograma com as polares das descontinuidades analisadas nas 12 scanlines.

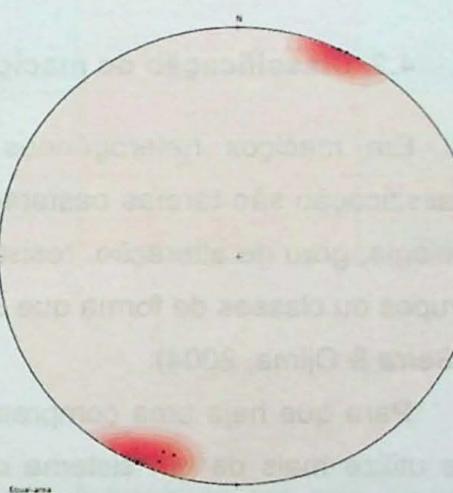


**Figura 24** - Estereograma com as polares da foliação. Atitude 250/40.

Pela análise dos estereogramas nota-se que a foliação é dispersa, possivelmente devido ao esforços compressivos que atuaram em toda a região. As famílias de juntas foram chamadas de **J1, J2, J3 e J3.2**.

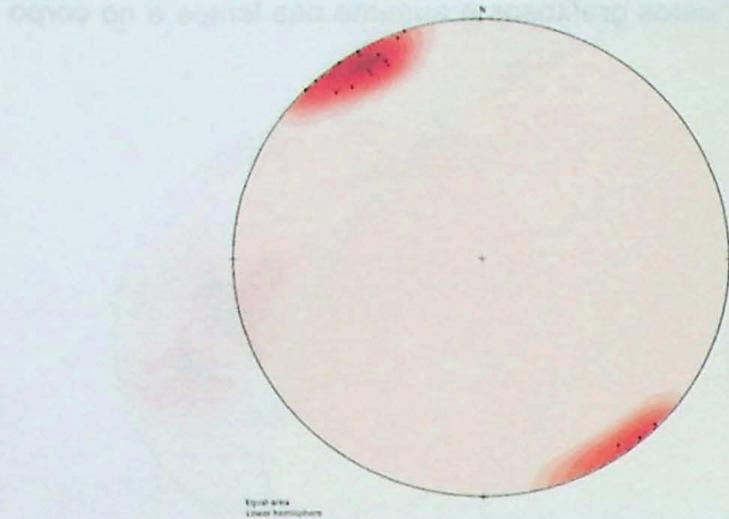


**Figura 25** - Estereograma com a família J1.  
Atitude: 185/80 e 000/78

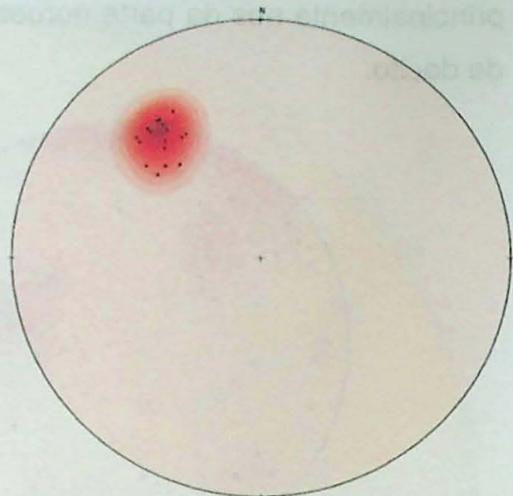


**Figura 26** - Estereograma da família J2.  
Atitude: 020/80

**J1** (Figura 25) tem direção praticamente E-W, mergulhando entre 75° a 85° para N e para S, **J2** (Figura 26) tem direção N295 com mergulho vertical, variando entre 80° a 90°, **J3** (Figura 27) tem direção N057 com mergulho variando entre 90° e 75° com direção de mergulho para SE. **J3.2** (Figura 28) é provavelmente uma variação de **J3** com um menor mergulho, mais evidente nos xistos carbonosos, ela tem direção N052 com mergulho variando entre 60° a 40° para SE.



**Figura 27 - Estereograma da família J3.**  
Atitude: 140/85



**Figura 28 - Estereograma da família J3.2.**  
Atitude: 142/60

Há também dois sistemas de falhas que não puderam ser bem definidos devido à baixa quantidade de medidas, um com atitude 240/50, chamado de falha 1, e outra com atitude 145/60, chamado de falha 2.

#### 4.2. Classificação do maciço

Em maciços heterogêneos, como o da mina em estudo, a caracterização e a classificação são tarefas bastante complexas. É necessário organizar características, como litologia, grau de alteração, resistência e a presença e condições das descontinuidades, em grupos ou classes de forma que se possa associar a tais grupos um padrão comportamental ( Serra & Ojima, 2004).

Para que haja uma compreensão maior sobre as tais características é importante que se utilize mais de um sistema de classificação, pois cada uma deles possui parâmetros distintos, tornando-se interessante uma análise comparativa de seus resultados (Melo, 2010). Neste trabalho serão utilizados o sistema *RMR* de Bieniawski (1989) e o *Q* de Barton, (2002). Em ambos, a classificação foi individualizada por litologia.

Após a inserção dos dados coletados em campo no programa *Excel*<sup>®</sup>, foi realizada a classificação geomecânica pelo sistema *Q* e *RMR*. As tabelas com os dados coletados e os valores dos parâmetros para cada metodologia estão no **APÊNDICE I**.

A partir dos valores obtidos gerou-se a Tabela 13, onde as *scanlines* são subdivididas por litologias, valores dos sistemas *Q* e *RMR* e suas respectivas classificações.

Embora a classificação de alguns maciços foi a mesma para ambos os sistemas, em outros houve grande divergência de valores. No Sistema *Q*, todos os xistos observados são

ruins ou muito ruins, no sistema *RMR* eles são no máximo razoável. Nos metadacitos também há algumas divergência, como na SL05, em que no sistema Q foi considerado *Ruim*, porém pelo *RMR* é um maciço *Bom*. O metadiorito é a única litologia em que não há divergência entre os dois métodos, variando entre regular e bom.

**Tabela 13** - Tabela com os valores obtidos no sistema Q e *RMR* e sua respectiva classificação, separado por *scanline* e litologia.

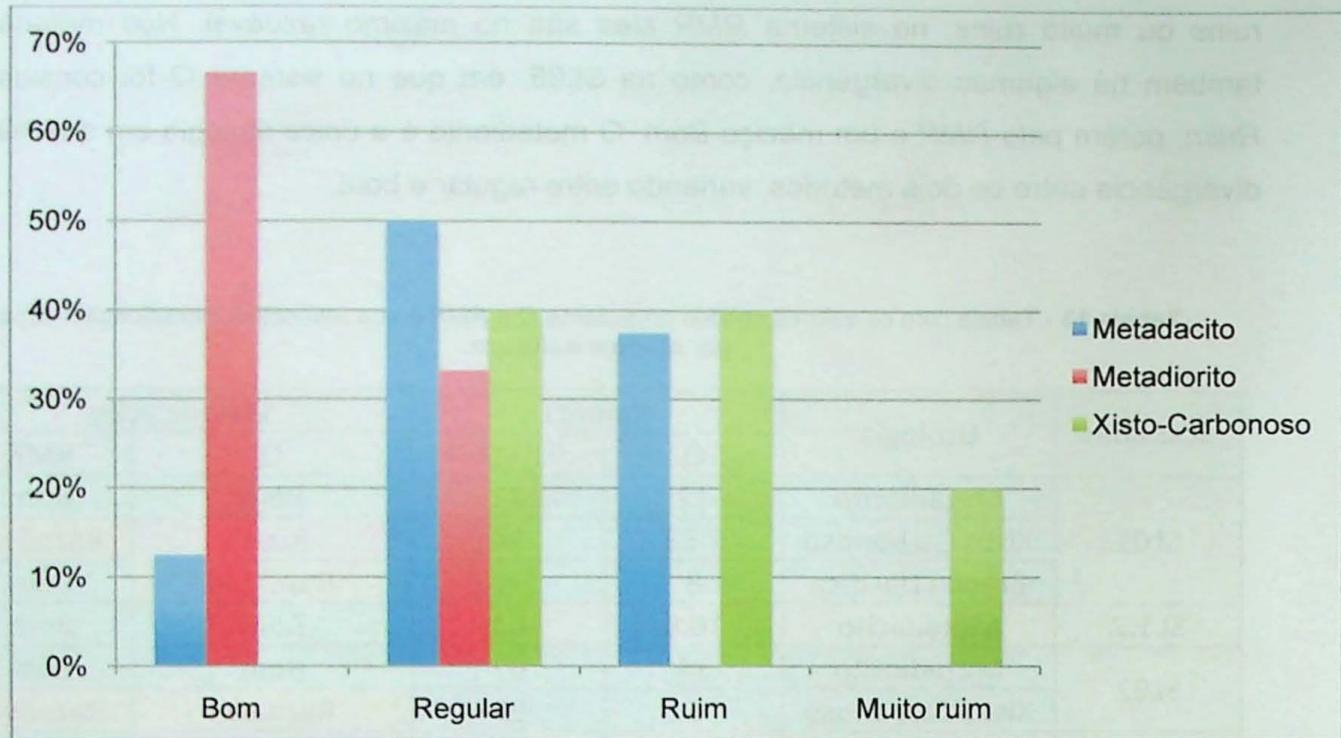
Scanlines	Litologia	Valores		Classificação	
		Q	RMR	Q	RMR
SL01	Metadiorito	12	71	Bom	Bom
	Xisto Carbonoso	2.53	54	Ruim	Razoável
	Brecha Dacítica	8	72	Razoável	Bom
SL1.2	Metadacito	16.6	64	Bom	Bom
SL02	Metadiorito	14	67	Bom	Bom
	Xisto Carbonoso	5	53	Razoável	Razoável
SL2.2	Metadacito	3.75	73	Ruim	Bom
SL03	Metadacito	8.3	69	Razoável	Razoável
SL04	Metadiorito	4.5	50	Razoável	Razoável
SL05	Metadacito	3.5	64	Ruim	Bom
SL06	Metadacito	3.5	57	Ruim	Razoável
	Xisto Carbonoso	0.84	58	Muito Ruim	Razoável
SL07	Brecha Carbonosa	3.4	61	Ruim	Bom
	Metadacito	5.25	59	Razoável	Bom
SL08	Xisto-Carbonoso	3.8	60	Ruim	Razoável
	Metadacito	9	72	Razoável	Bom
SL09	Xisto Carbonoso	5.5	59	Razoável	Razoável
SL10	Metadacito	4.15	67	Razoável	Bom

#### 4.2.1. Sistema Q

Como já apresentado no item 2.2.3 o Sistema Q é baseado em seis parâmetros, podendo ser resumido em três razões.

A primeira razão (*RQD/Jn*) representa a estrutura do maciço, é uma medida grosseira relacionada à dimensão dos blocos. A segunda razão (*Jr/Ja*) representa as características das descontinuidades à resistência ao cisalhamento e a terceira (*Jw/SRF*) consiste em uma medida das tensões no maciço.

A classificação pelo sistema Q mostrou que, do total, 17% do maciço é considerado bom, 44% regular, 33% ruim e apenas 6% foi considerado muito ruim.



**Gráfico 1** - Classificação do maciço pelo sistema Q individualizado em classes de maciço e separado por litologia.

Como pode se observar no Gráfico 1, o metadiorito é a litologia melhor classificada, na qual 65% é considerado um maciço bom e 33% uma maciço regular. O metadacito é a segunda melhor litologia na classificação, sendo 50% regular, 38% ruim e 13% bom. O xisto-carbonoso é a única litologia não classificada como boa, sendo 40% regular, 40% ruim e 20% muito ruim.

#### 4.2.2. RMR

Como exposto no item 2.2.2, o *RMR* considera cinco parâmetros: a resistência à compressão uniaxial da rocha intacta, o *RQD*, o espaçamento entre as fraturas, a condição das descontinuidades e a presença de água no maciço. Outro fator é a relação das descontinuidades observadas com a direção do talude em estudo. Para a somatória desses parâmetros utilizou-se a Tabela 1

A classificação pelo sistema *RMR* mostrou que, do total analisado, 56% do maciço é classificado como bom e 44% como regular.

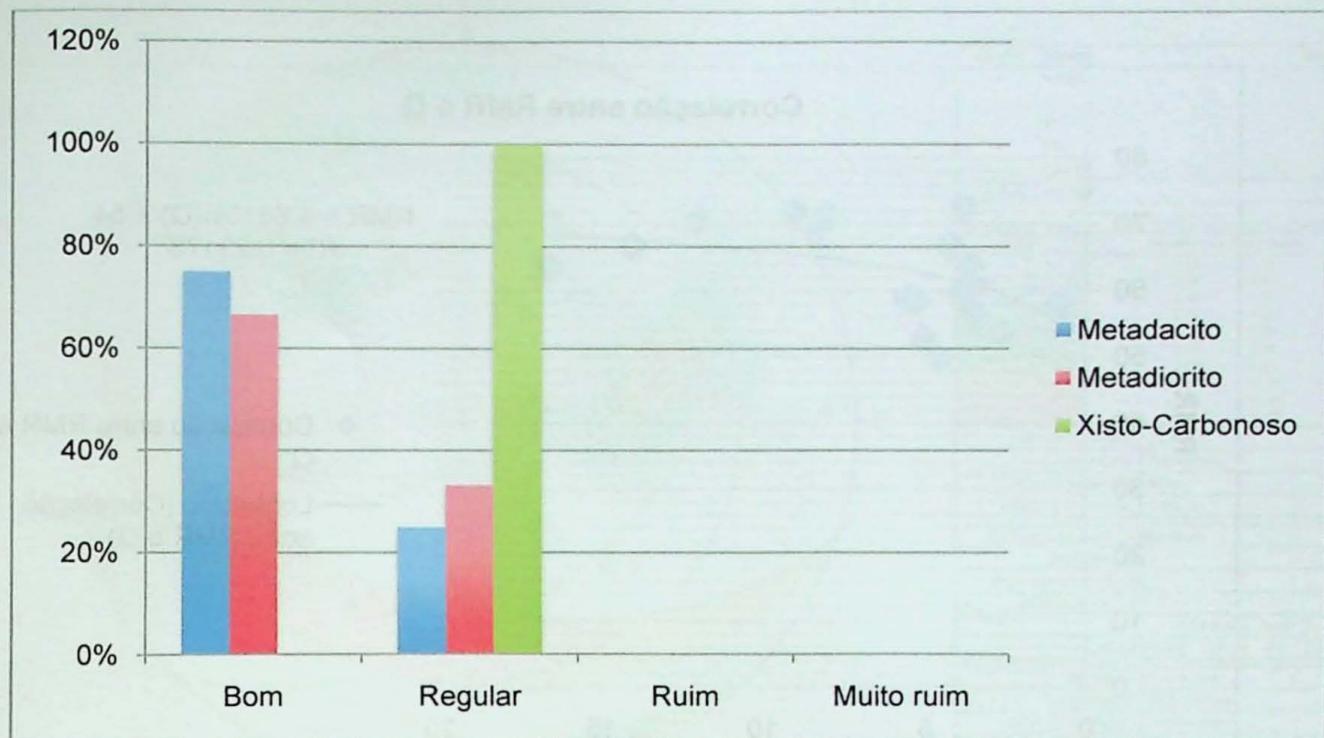


Gráfico 2 - Classificação do maciço pelo sistema Q individualizado em classes de maciço e separado por litologia.

Observa-se no Gráfico 2, que o metadacito é a litologia melhor classificada, com 75% considerado bom e apenas 25% como regular. A segunda melhor litologia é metadiorito com 67% e 33% classificado como maciço bom e regular, respectivamente. Em relação ao xisto-carbonoso, 100% dele foi classificado como um maciço regular, o que pelas observações de campo, diverge da realidade.

#### 4.2.3. Comparação entre os sistemas Q e RMR

A classificação *RMR* considera a qualidade da rocha, expressa pelo RQD, o estado de alteração das juntas e a resistência à compressão simples. Enquanto no sistema Q as descontinuidades possuem maior significância.

Através da análise nota-se grande discrepância, percebe-se que para o *RMR*, o maciço possui comportamento mais 'otimista' que no sistema Q. Tal fato é facilmente observável no xisto-carbonoso, onde em campo, através de análise visual, foi classificado como ruim / muito ruim, concordante com o resultado obtido com o sistema Q, porém discorda do *RMR*, onde essa litologia é classificada como no mínimo regular.

Bieniawski (1989) estabeleceu uma correção entre o sistema Q e o *RMR*, dada pela equação  $RMR = 9\ln(Q) + 44$ , porém para os dados obtidos nesse trabalho, estabeleceu-se uma correlação entre os dois métodos, mostrada no Gráfico 3, e a fórmula obtida para essa correlação foi:

$$RMR = 4.8613\ln(Q) + 54$$

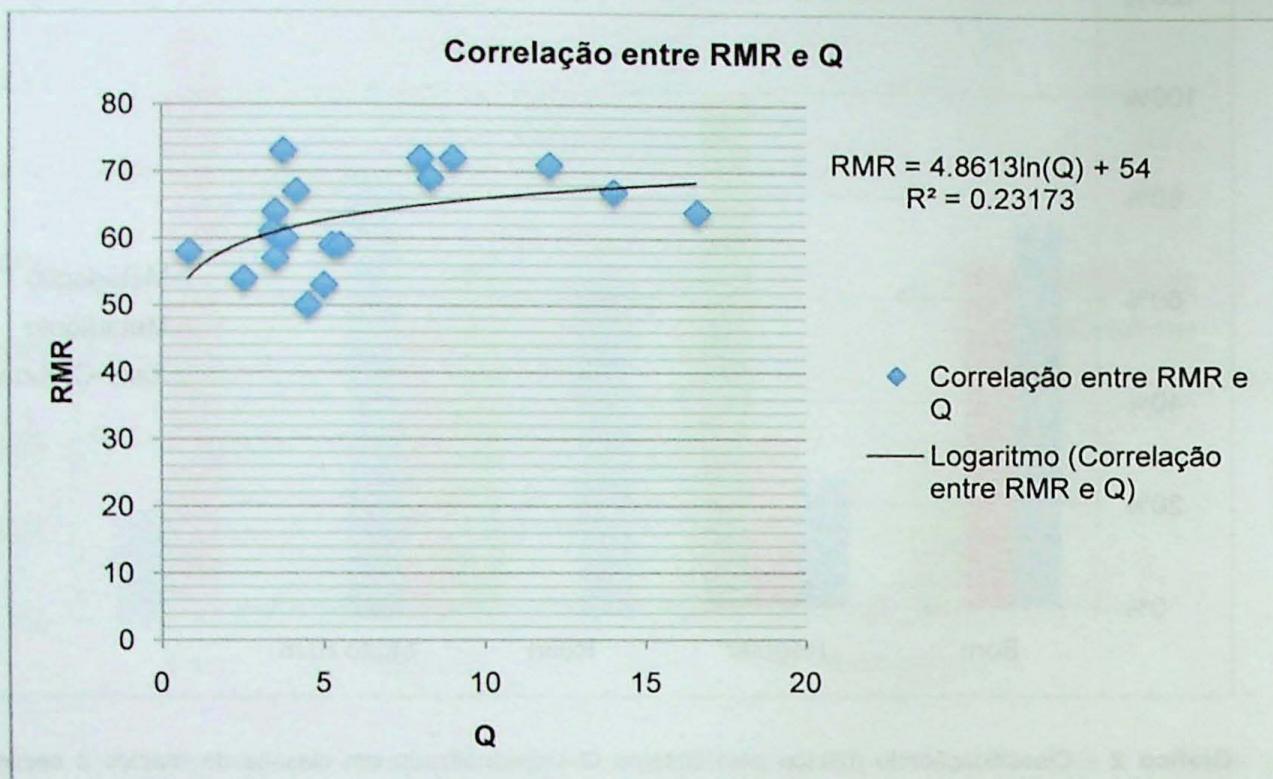


Gráfico 3 - Gráfico mostrando a curva de correlação entre o RMR e o Q e sua respectiva equação

Comparando o erro entre as duas correlações, a proposta por Bieniawski possui erro médio de 1.6% enquanto a obtida pela correlação dos dados desse trabalho tem erro médio de -0.1%, sendo assim, mais eficaz na conversão dos parâmetros. As tabelas com as comparações realizadas encontram-se no **APÊNDICE III**.

#### 4.3. Análise Cinemática

Para a análise cinemática foram definidos 6 taludes, eles foram delimitados de forma que representasse a maior quantidade de *scanlines* realizadas. As atitudes dos taludes (direção do mergulho/mergulho) foram obtidas em campo e confirmadas no mapa topográfico da mina.

As atitudes utilizadas foram as definidas nas *scanlines* e não as famílias previamente definidas.

Nos casos em que o maciço era constituído por mais de uma litologia, o ângulo de atrito (Tabela 12) adotado foi o mais baixo entre as litologias presentes no talude.

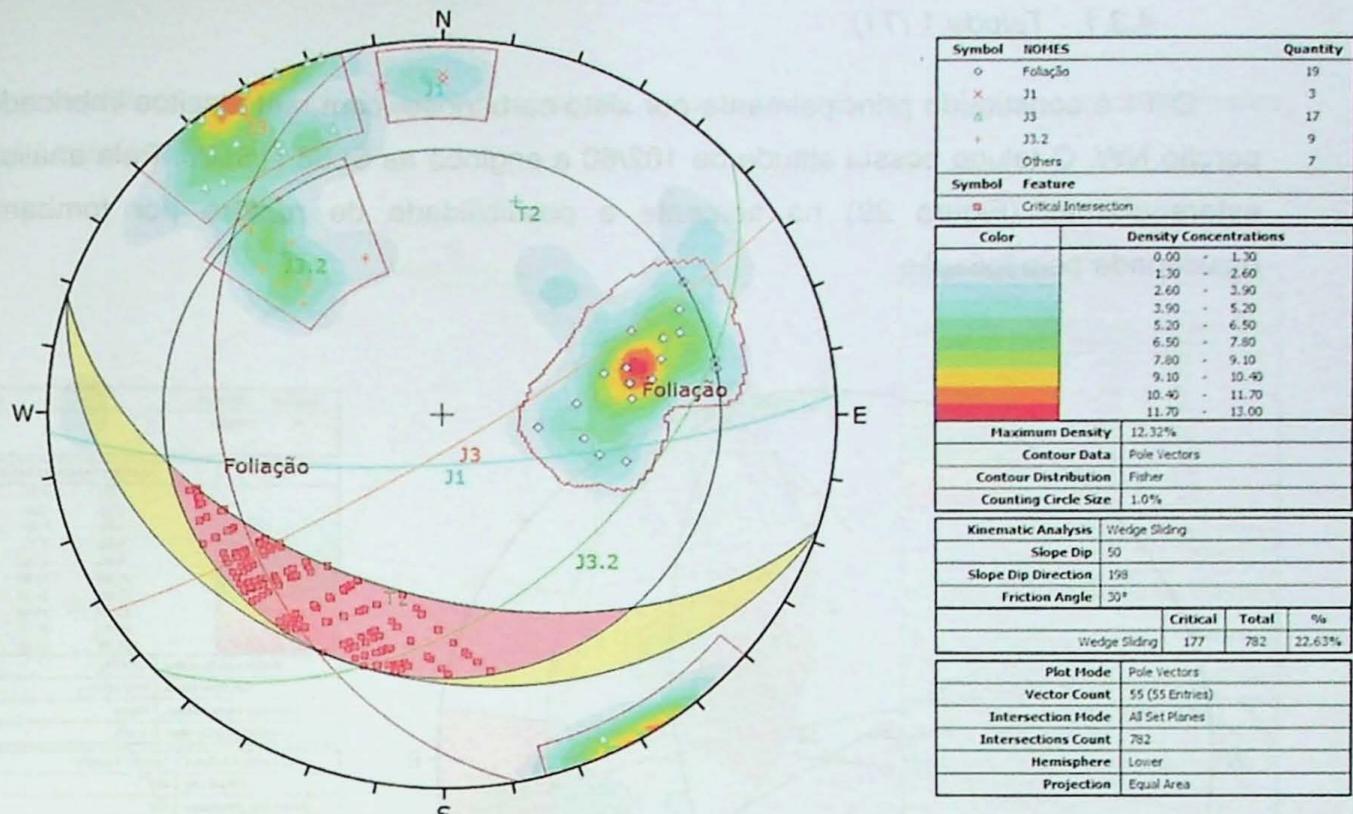


Figura 30 - Análise de ruptura por cunha para o T2.

#### 4.3.3. Talude 3 (T3)

O T3 é constituído por xisto carbonoso na sua parte mais a NW e por um dacito na parte SE, a atitude do talude é 250/50 e engloba somente a SL07. Pela análise dos estereogramas (Figura 31) há apenas a possibilidade de ruptura por cunha, gerada pela intersecção da foliação com J3.2

#### 4.3.1. Talude 1 (T1)

O T1 é constituído principalmente por xisto-carbonoso, com metadacitos imbricados na porção NW. O talude possui atitude de 102/60 e engloba as SL08 e SL09. Pela análise dos estereogramas (Figura 29) há somente a possibilidade de ruptura por tombamento, ocasionada pela foliação.

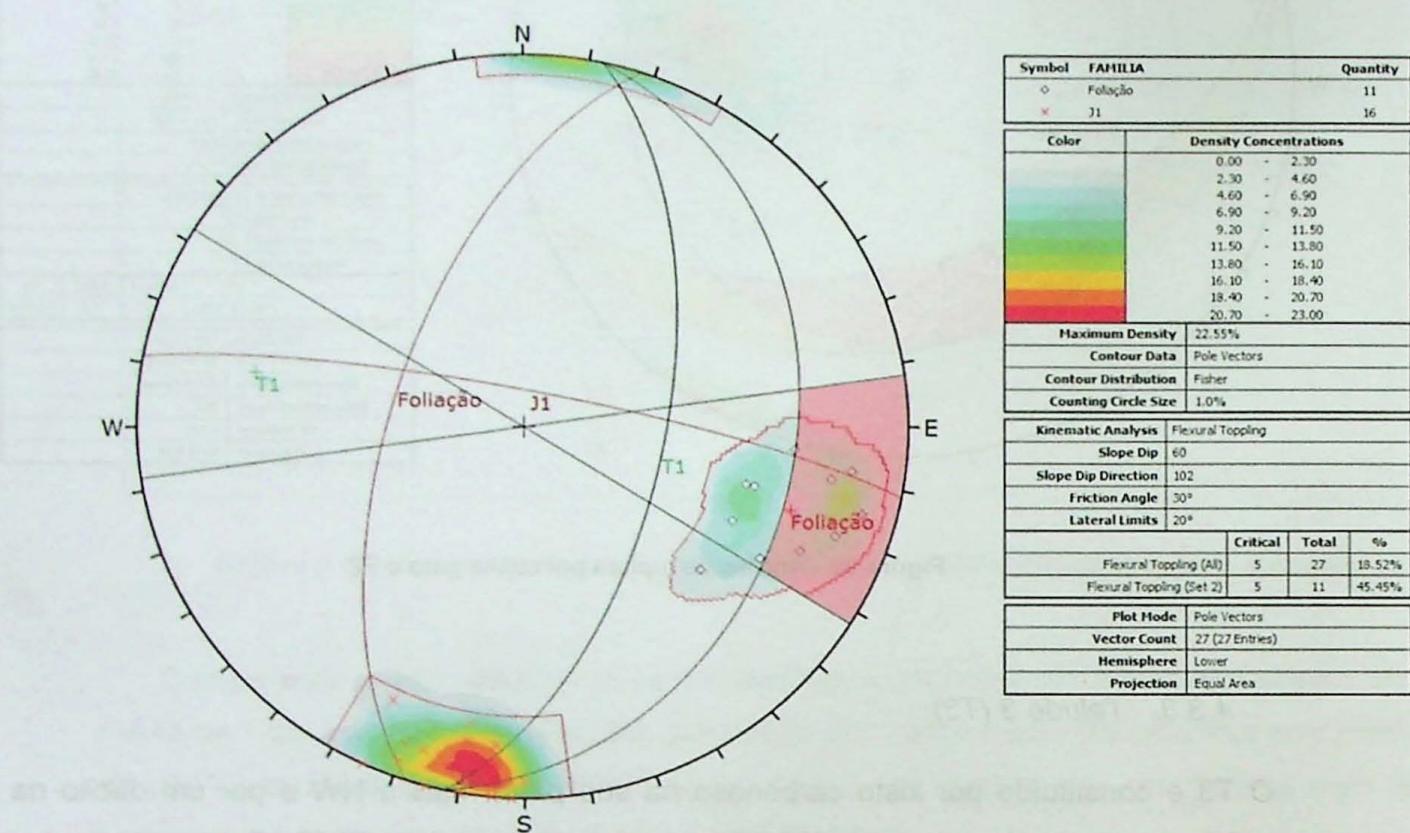


Figura 29 - Análise de ruptura por tombamento para o T1.

#### 4.3.2. Talude 2 (T2)

O T2 é constituído por metadioritos, na parte mais W, metadacito, na parte central e xisto-carbonoso na parte E com atitude de 198/50 e engloba as SL01, SL02 e SL2.2. Pela análise dos estereogramas (Figura 30) há a possibilidade de ruptura por cunha, formadas pela intersecção da foliação com J3 e com J3.2.

estereogramas (Figura 29) há somente a possibilidade de ruptura por tombamento, ocasionada pela foliação.

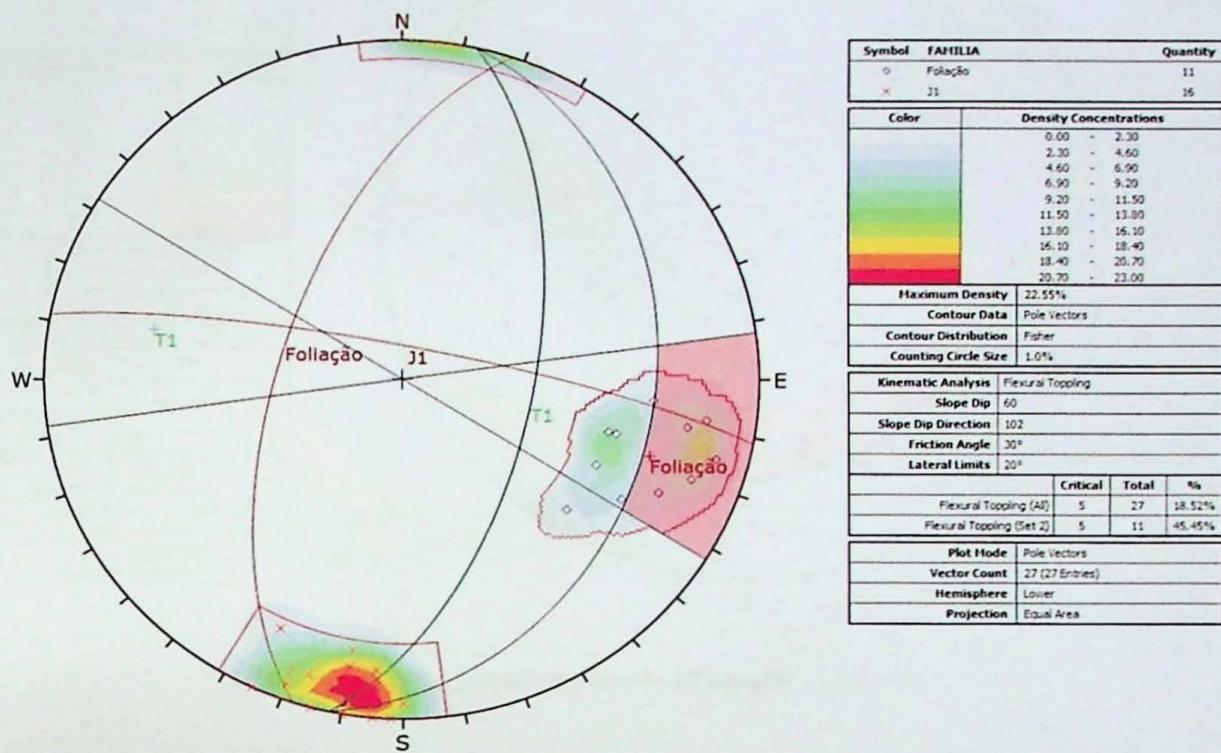


Figura 29 - Análise de ruptura por tombamento para o T1.

#### 4.3.2. Talude 2 (T2)

O T2 é constituído por metadioritos, na parte mais W, metadacito, na parte central e xisto-carbonoso na parte E com altitude de 198/50 e engloba as SL01, SL02 e SL2.2. Pela análise dos estereogramas (Figura 30) há a possibilidade de ruptura por cunha, formadas pela intersecção da foliação com J3 e com J3.2.

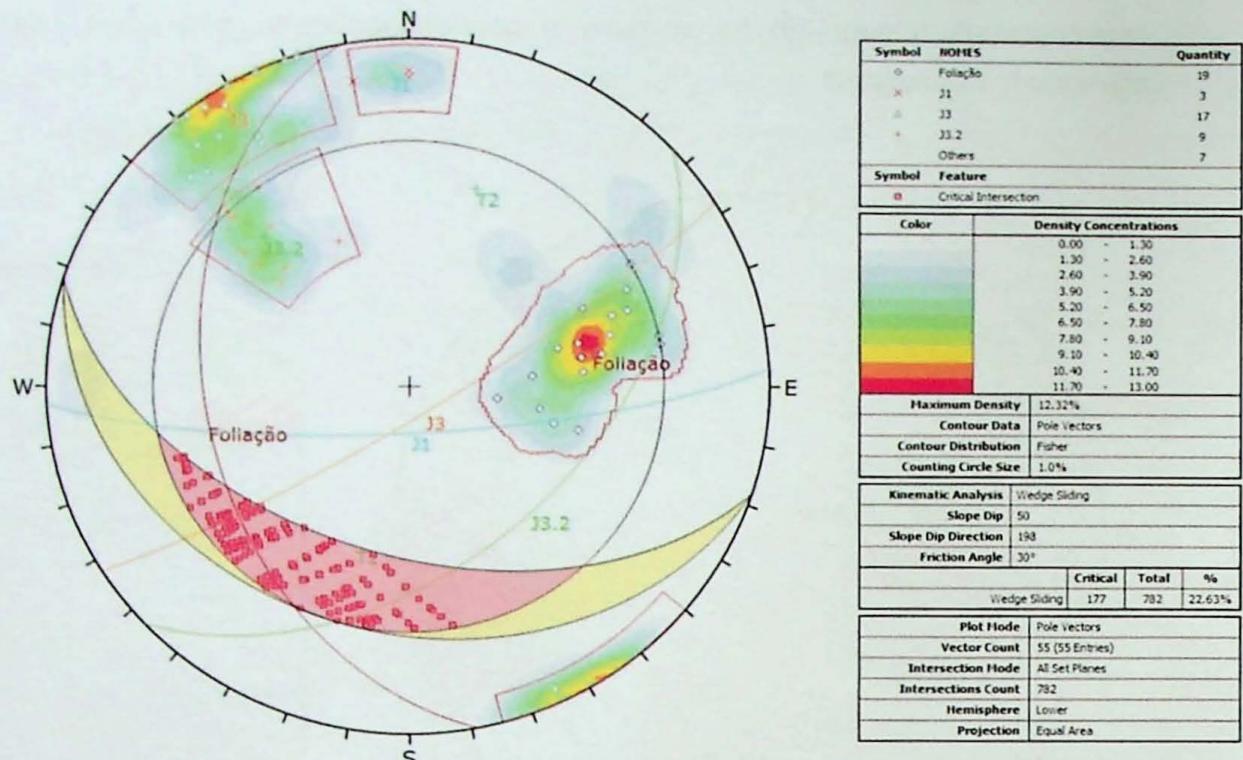


Figura 30 - Análise de ruptura por cunha para o T2.

#### 4.3.3. Talude 3 (T3)

O T3 é constituído por xisto carbonoso na sua parte mais a NW e por um dacito na parte SE, a atitude do talude é 250/50 e engloba somente a SL07. Pela análise dos estereogramas (Figura 31) há apenas a possibilidade de ruptura por cunha, gerada pela intersecção da foliação com J3.2

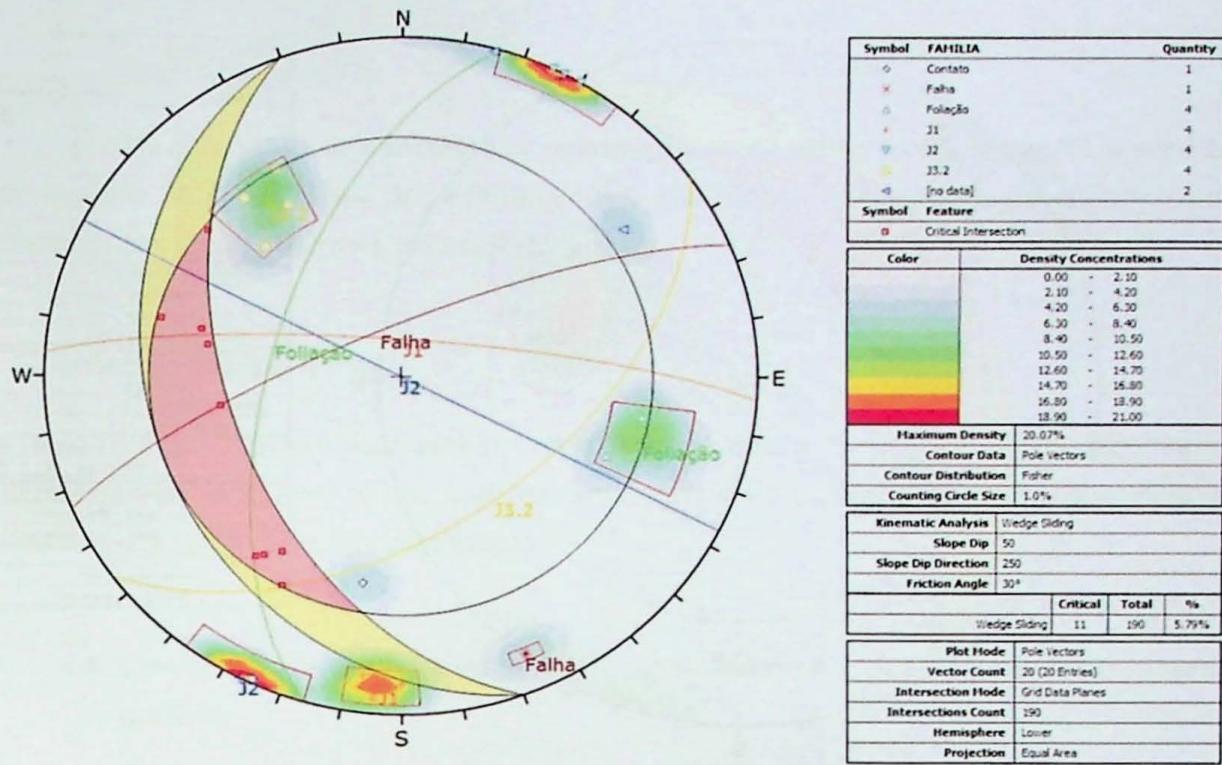


Figura 31 - Análise de ruptura por cunha para o T3.

#### 4.3.4. Talude 4 (T4)

O T4 é constituído, em sua grande maioria, por xisto carbonoso, também há metadacito na sua parte mais norte. A atitude do talude é 302/60 e engloba somente a SL06. Pela análise dos estereogramas (Figura 32 e Figura 33) há a possibilidade de ruptura por cunha, gerada pela intersecção da foliação com J3 e com a falha 1, e por tombamento, ocasionado pela J3, porém com uma probabilidade pequena ( 6%)

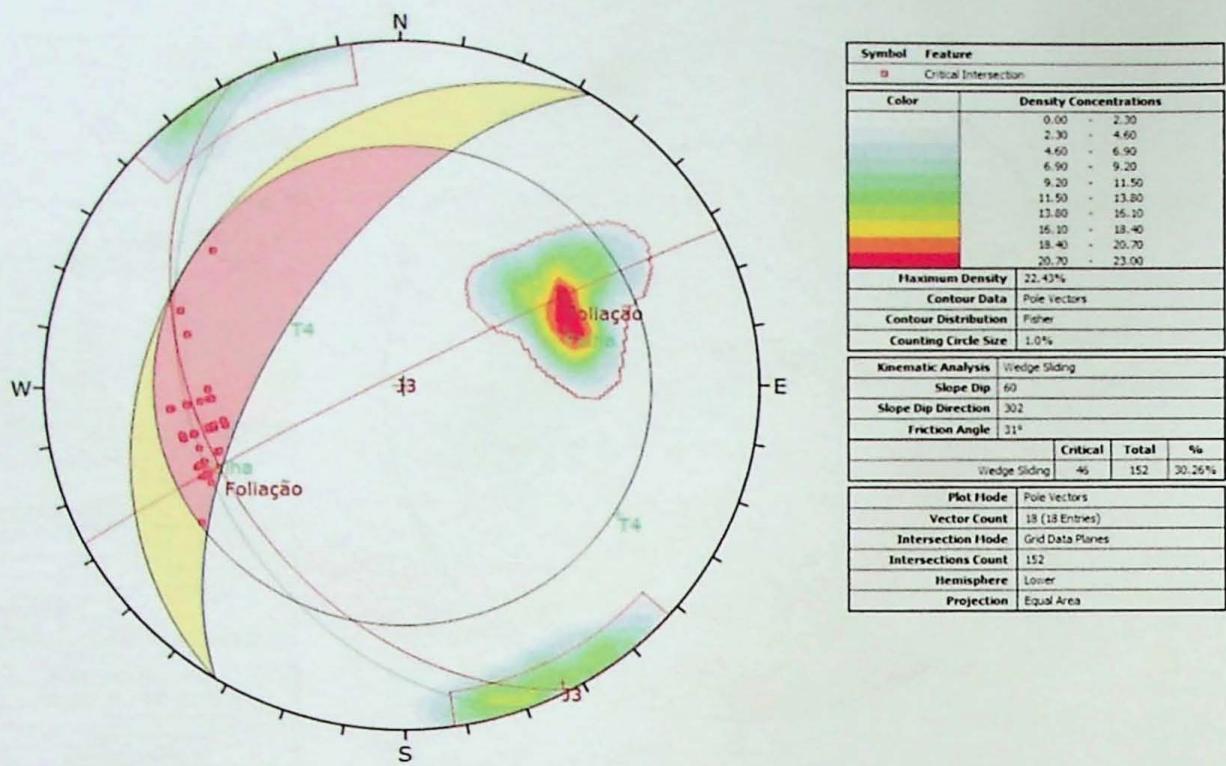


Figura 32 - Análise de ruptura por cunha para o T4.

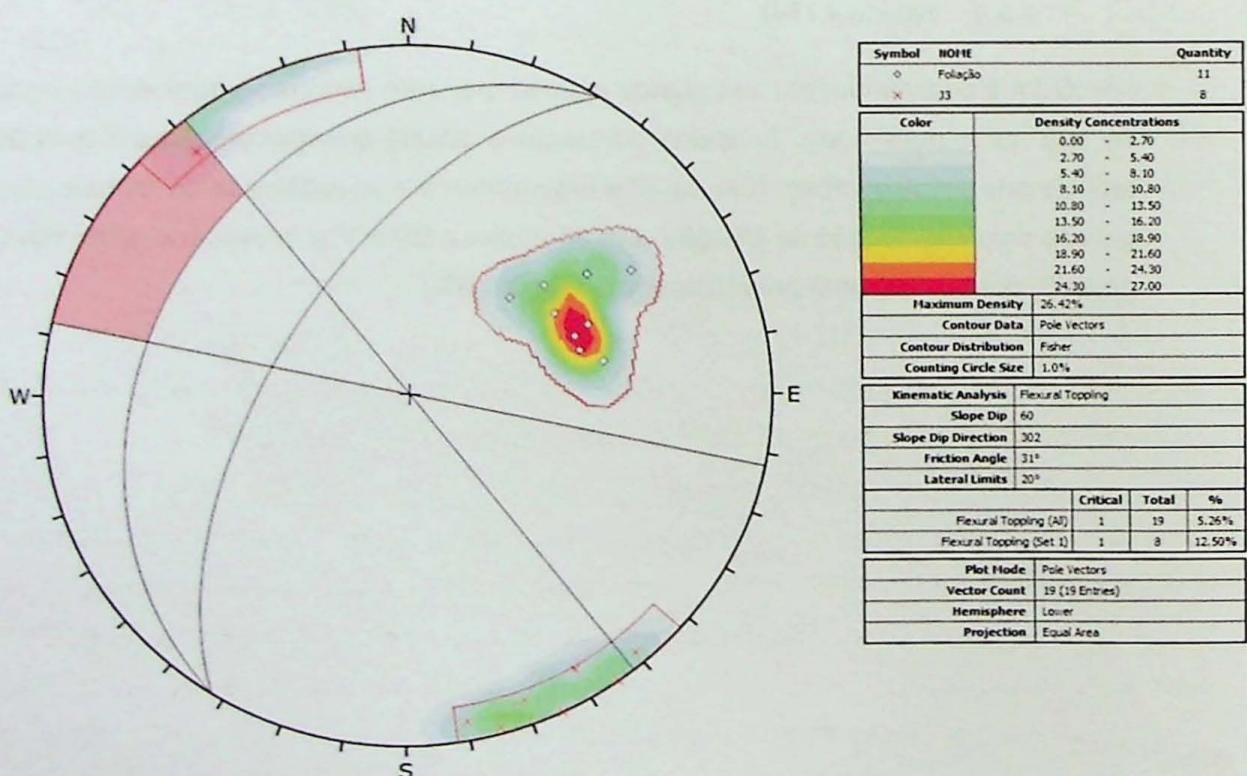


Figura 33 - Análise de ruptura por tombamento para o T4.

#### **4.3.5. Talude 5 (T5)**

O T5 é constituído unicamente por metadacito. A atitude do talude é 323/45 e engloba somente a SL05. A análise dos estereogramas não indicou possibilidade de ocorrência de nenhum dos tipos de ruptura analisados.

#### **4.3.6. Talude 6 (T6)**

O T6 é constituído unicamente por metadiorito. A atitude do talude é 128/60 e contendo somente a SL04. A análise dos estereogramas não indicou possibilidade de ocorrência de nenhum dos tipos de ruptura analisados.

### **4.4. Classificação pelo sistema SMR com obtenção dos fatores por método gráfico**

Como já ressaltado no item 2.2.4, o sistema de classificação SMR (*Slope Mass Rating*) é calculado a partir da determinação de quatro fatores, que posteriormente são somados ao valor do RMR obtido porém desconsiderando o ajuste das direções das descontinuidades. Esses fatores dependem da relação angular entre as descontinuidades que afetam o maciço rochoso e o talude em análise. Para obtenção desses fatores utilizou-se o método gráfico proposto por Tomás R. et al (2012), e seus resultados serão mostrados a seguir.

Como o Talude 5 e 6 não apresentaram potencial de ruptura serão analisados somente os Taludes 1, 2, 3 e 4.

#### **4.4.1. Talude 1**

Em T1 há a possibilidade de ruptura por tombamento, portanto utilizou-se o diagrama da Figura 8 para se obter o fator  $\psi$ . O maior valor possível para esse fator foi onde o polo da foliação foi plotado, obtendo-se o valor de 0.85.

Para o fator  $F_3$  utilizou-se a metodologia de construção do diagrama para tombamentos, citada anteriormente (Figura 11), o valor obtido foi -25. O valor do RMR utilizado foi 65.

Sendo assim, segundo a equação mostrada no item 2.2.4, o valor do SMR obtido para esse talude foi de 41.75, que segundo a classificação SMR é considerado um maciço razoável, porém no limite entre razoável e ruim,

#### 4.4.2. Talude 2

No talude T2 há a possibilidade de ruptura por cunha, o que levou a utilização do diagrama da Figura 7 para se obter o fator  $\psi$ . O maior valor possível para esse fator foi onde J3.2 e a foliação se interceptam, obtendo-se o valor de 0.15.

Para o fator  $F_3$  utilizou-se a metodologia de construção do diagrama para cunhas proposta pelo método gráfico (Figura 10), obtendo-se o valor de -60. O valor do RMR utilizado foi 63.

De acordo com a equação mostrada no item 2.2.4, o valor do SMR obtido para esse talude foi de 54, que segundo a classificação SMR é considerado um maciço razoável.

#### 4.4.3. Talude 3

Em T3 há a possibilidade de ruptura por cunha, para tal utilizou-se o diagrama da Figura 7 para se obter o fator  $\psi$ . O maior valor possível para esse fator foi , novamente, onde J3.2 e a foliação se interceptam, obtendo-se o valor de 0.02.

Para a  $F_3$  utilizou-se a metodologia de construção do diagrama para cunhas, citada anteriormente (Figura 10), o valor obtido foi -60. O valor do RMR utilizado foi 64.8.

Pela equação mostrada no item 2.2.4, o valor do SMR obtido para esse talude foi de 64.8, que segundo a classificação SMR é considerado um maciço bom.

#### 4.4.4. Talude 4

Em T4 há a possibilidade de ruptura por cunha e por tombamento. Para se obter o fator  $\psi$  utilizou-se os digramas Figura 7 e Figura 8, respectivamente. Para ruptura em cunha, o maior valor possível para o fator  $\psi$  foi 0.11, gerado pela intersecção do plano da foliação com J3. No caso de ruptura por tombamento, o valor obtido para o fator  $\psi$  foi 0.15, ocasionado por J3.

Para o fator  $F_3$  utilizou-se a metodologia de construção do diagrama para cunhas e para tombamento, obtendo-se o calor de -60 para cunha, e de -25 para tombamento. O valor do RMR utilizado foi 63.

Portanto segundo a equação mostrada no item 2.2.4, o valor do SMR obtido para esse talude foi de 56.4 para cunha e 59.25 para tombamento, que segundo a classificação SMR ambos são considerados maciços razoáveis.

#### 4.5. Comparação de resultados entre o SMR e o RMR

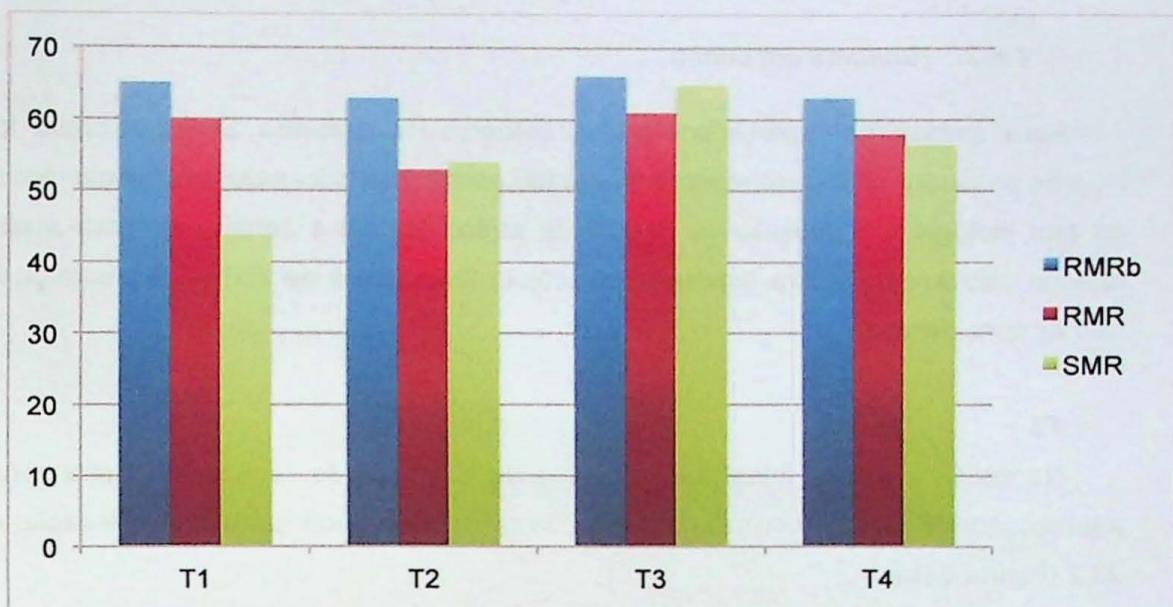


Gráfico 4 – Comparação entre os valores do  $\text{RMR}_b$ , RMR e SMR.

Pelo Gráfico 4 nota-se que  $\text{RMR}_b$  ,em todos os taludes analisados, possui um valor maior do que o RMR e o SMR, todos classificados como bom.

Já o RMR e o SMR , na maioria dos taludes analisados, não mostraram grande divergência de valores, sendo todos eles classificados como Razoável, porém no caso do Talude 1 temos uma diferença de quase uma classe de maciço, pois o valor do SMR é próximo do considerado como ruim.

Isso nos mostra que, mesmo o maciço sendo considerado de boa qualidade, a presença de descontinuidades desfavoráveis pode fazer o talude ser classificado abaixo do esperado, mostrando como a orientação das juntas imperam sobre na classificação do talude segundo a metodologia RMR e SMR.

#### 4.6. Análise de estabilidade dos taludes

##### 4.6.1. Tombamento de blocos

O através da análise cinemática notou-se que o tombamento de blocos é possível nos T1 e no T4. Porém para este tipo de ruptura somente a análise cinemática é suficiente para admitir se há ou não risco no talude analisado, pois seus parâmetros são geométricos e não numéricos. Portanto, pode-se considerar o talude 1 (T1) instável, devido a alta concentração

de polos da foliação na área de instabilidade do estereograma, já o talude 4 pode-se considerar estável pois somente um pólo da J3 encontra-se na área de instabilidade.

#### 4.6.2. Rupturas em cunha

Para análise de ruptura por cunha utilizou-se o software Swedge, como todos os taludes possuem xisto-carbonoso, foi adotado as características dessa litologia, por se tratar da pior litologia em questão de ângulo de atrito, coesão e densidade, para a altura dos taludes utilizou-se a altura esperada no projeto final, que é de 250 m. A presença de água não foi considerada.

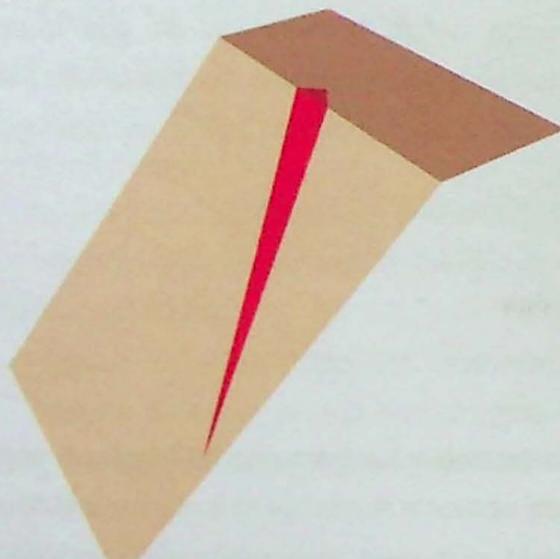
#### T2

No talude 2 tem-se duas possibilidades de formação de cunha, a primeira gerada pela intersecção da foliação com a J3 (Figura 34a), e a segunda gerada pela foliação e com a J3.2 (Figura 34b).

Para a primeira cunha obteve-se um fator de segurança (FS) de 3.4 e a linha de intersecção formada pelos dois planos apresenta um mergulho de 42°, portanto o talude é seguro, mesmo com o mergulho sendo maior que o ângulo de atrito, pois a cunha apresenta um caráter obliquo e baixo volume.

Para a segunda cunha o FS obtido foi de 1.9, e o ângulo da linha de intersecção de formada pelos dois planos mergulha 26°, e embora o FS seja maior do que o estabelecido deve-se ter atenção em caso de períodos onde o índice pluviométrico seja anômalo.

a) Foliação x J3  
FS - 3.44



b) Foliação x J3.2  
FS - 1.98

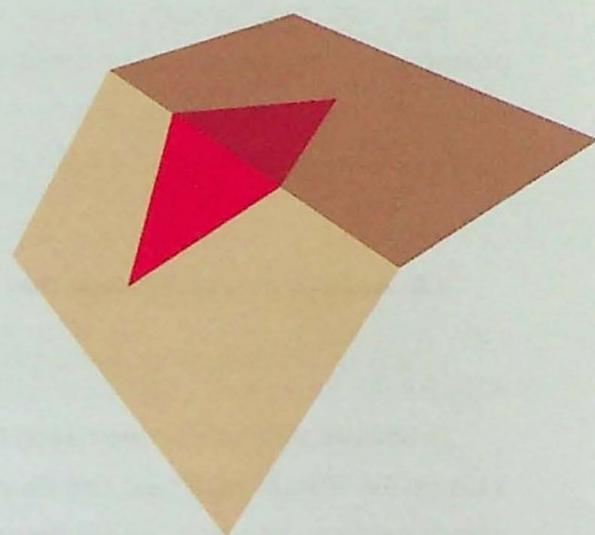


Figura 34 – Cunhas formadas pela intersecção da foliação com J3 (a) e J3.2 (b).

### T3

No talude 3 a cunha é formada pela intersecção da foliação com a J3.2 (Figura 35) e a linha intersecção dos planos mergulha 22° e pela análise o FS obtido foi de 2.73, portanto o talude se mostra estável para tal tipo de ruptura.

Foliação x J3.2  
FS - 2.73

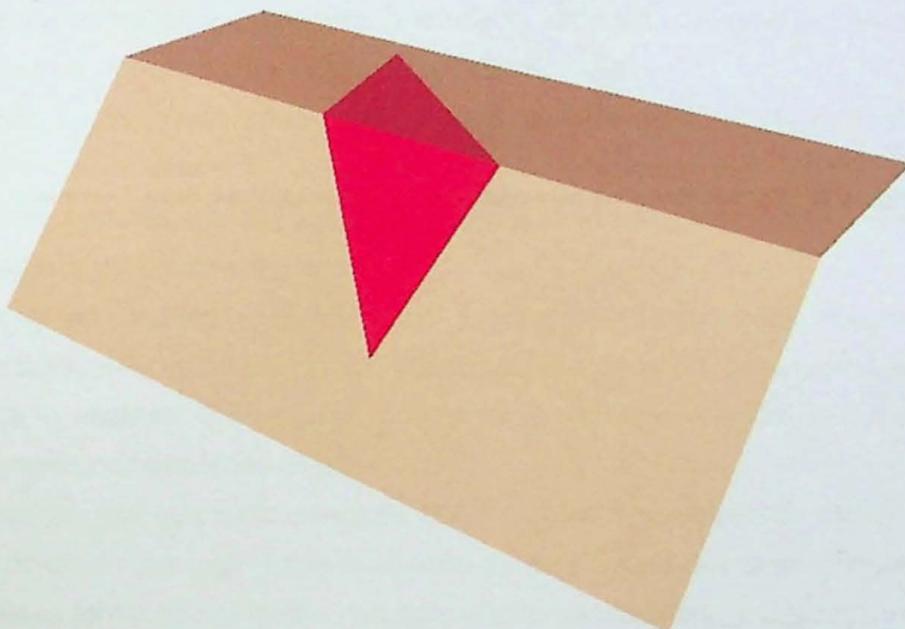


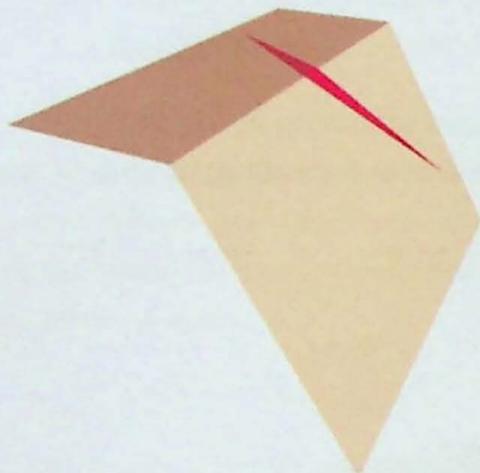
Figura 35 - Cunha formadas pela intersecção da foliação com J3.2.

### T4

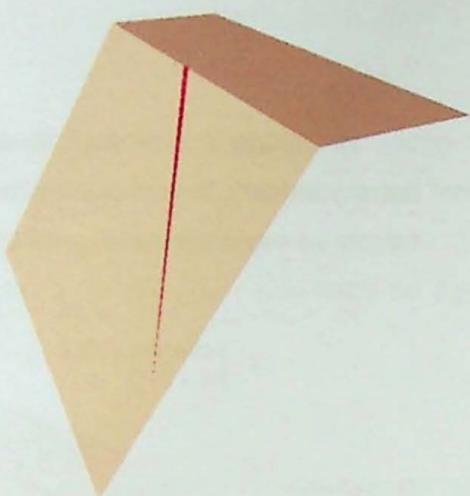
No talude 4 tem-se duas possibilidades de formação de cunha, a primeira gerada pela intersecção da foliação com a falha 1 (Figura 36a), e a segunda gerada pela foliação e com a J3 (Figura 36b). Para a primeira cunha obteve-se um fator de segurança (FS) de 5.85 e para a segunda cunha o FS obtido foi de 2.35, mostrando que ambos os taludes são estáveis dentro do fator de segurança adotado.

Ambas as cunhas são oblíquas ao talude e de baixo volume, sendo a segunda bastante superficial.

a) Foliação x Falha  
FS - 5.85



b) Foliação x J3  
FS - 2.35



**Figura 36** - Cunhas formadas pela intersecção da foliação com a Falha 1 (a) e com J3 (b).

## 5. Conclusões

Baseando-se nas informações coletadas na mina de Santaluz, Cava C1, foi realizada a classificação do maciço, a análise cinemática e a análise de estabilidade para se obter o fator de segurança.

Na classificação do maciço da mina tentou-se comparar as metodologias adotadas (*Q, RMR e SMR*), notando-se uma clara diferença entre a classificação segundo a litologia, sendo o xisto-carbonoso a mais problemática.

Obtenção dos fatores do *SMR* sugerida por Tomás R. et al (2012) se mostrou rápida e de fácil execução, facilitando a aquisição dos valores dos fatores.

O sistema *SMR* e *RMR* possuem resultados similares classificando a maioria dos taludes como razoáveis, sendo, somente o talude 1, classificado como razoável pela *RMR*, está no limiar de razoável - ruim na classificação *SMR*.

Através das análises realizadas nota-se que os valores do *RMR* são mais otimistas que os apresentados pelo sistema *Q*, entretanto o *RMR<sub>b</sub>* apresentou resultados divergentes da realidade do maciço, deixando claro que se tratando de taludes, considerar a orientação das descontinuidades é de extrema importância.

Em relação ao sistema *Q* e *RMR*, as regiões do maciço mais integras possuem resultados semelhantes, como observado no metadiorito da SL02, porém onde a rocha está mais fraturada o sistema *Q* apresenta resultados consideravelmente mais baixos, como observado no xisto-carbonoso da SL06.

Isso ocorre um vez que a classificação *RMR* prioriza à qualidade da rocha, enquanto o sistema *Q* considera mais importante o número de famílias de descontinuidades e as suas condições. Dessa forma se um trecho apresentar diversas famílias de descontinuidades mas bem espaçadas, o sistema *Q*, em relação ao *RMR*, obterá valores mais baixos.

A análise cinemática indicou a possibilidade de ruptura de cunha, na maioria dos taludes, e por tombamento, o que condiz com o observado em campo nos 6 taludes analisados. Na cava, também foram observadas algumas rupturas planares, geralmente condicionadas pela foliação e por falhas, contudo estas estruturas não foram analisadas devido ao risco existente pela presença de blocos instáveis na escavação.

Pela análise de estabilidade realizada nota-se que os FS são satisfatórios e podem ser considerados seguros. É importante notar que sempre um dos planos de formação das cunhas é a foliação, mostrando a importância da direção do talude em relação a ela no quesito estabilidade.

Correlacionando o fator de segurança com as classificações *SMR* e *RMR* nota-se que quanto menor o valor do fator de segurança, menor o valor obtido por ambas, mostrando que a qualidade do maciço está diretamente relacionada ao potencial de ruptura.

## 6. Referência Bibliográficas

- Barton N., Lien, R., Lunde, J. 1974. Engineering Classification of Rock Masses for Design of Tunnel Support. *Rock Mechanics*, 6: 189-236
- Barton N. 2002. Some new Q-value correlations to assist in site characterization and tunnel design. *I.J.R.M.M.* 39: 185-216.
- Bieniawski Z. T. 1976. Rock mass classifications in rock engineering. In: Proc. Symposium on Exploration for Rock Engineering, Johannesburg, p. 97.
- Bieniawski Z.T. 1989. Engineering Rock Mass Classifications. John Wiley & Sons, 251 p.
- Deere D.U., Deere D.W, 1988. The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice. In: Rock Classification Systems for Engineering Purposes. American Society for Testing and Materials. Philadelphia. p 91-101.
- Deere D. U., Miller R. P., 1966. Engineering Classification and Index Properties of Intact Rock. Technical Report No. AFWL-TR-65-116, Air Force Weapons Laboratory, Kirkland Air Force Base, New Mexico.
- Fiori A.P. & Carmignani, L. 2011 – Fundamentos de mecânica dos solos e das rochas – aplicações na estabilidade de taludes. 2aed., Curitiba.
- Hoek E. & Bray J. 1981. *Rock Slope Engineering*. 3 ed. Londres.
- Hoek E., Bray, J. & Boyd, J. 1973. The stability of a rock slope containing a wedge resting on two intersecting discontinuities. *Quart. J. Engng Geol.*: 22–35.
- Priest S.D. 1993. *Discontinuity analysis for rock engineering*. Londres.
- Tomás R., Cuenca A., Cano M., García-Barba J. 2012. A graphical approach for slope mass rating (SMR). *Engineering Geology*, 124:67-76.
- Romana M. 1985. New adjustment ratings for application of Bieniawski classification to slopes. In: International Symposium on the Role of Rock Mechanics, Zacatecas, p. 49.
- Romana M. 1993. A geomechanical classification for slopes: slope mass rating. In: Hudson J. A. (ed.) *Comprehensive rock engineering*, Vol. 3, p.575-600.
- Singh B., Goel, R. K. 1999. Rock Mass Classification: A Practical Approach in Civil Engineering, 1999
- Vallejo L. I. G., Ferrer M., Ortúñoz L., Oteo C. 2002. *Ingeniería Geológica*. Madrid, Pearson Educación, 744p.
- Wyllie D. C & Mah, C. W. 2004. *Rock slope engineering : civil and mining*. 4ed. New York, Taylor & Francis Group, 455p

## 6. Referência Bibliográficas

- Oliveira, E.P., Carvalho, M.J., McNaughton, N.J., 2004a. Evolution of the Northern Segment of the Itabuna-Salvador-CuraçáOrogen: chronology of arc accretion, continental collision and terrane escape. *Geologia USP, SérieCientífica* 4, 41-53.
- Almeida, F.F.M., 1977. O Cráton do São Francisco. *Rev. Bras. Geoc.*, 7(4):349-364.
- Almeida, F.F.M., 1981. O Cráton do Paramirim e suasrelaçõescom o do São Francisco. In: SBG, Simpósio sob re o Cráton do São Francisco e suasfaixas marginais, Salvador, 1981. Anais..., Salvador, p. 1-10.
- Alkmim F.F., BritoNeves B.B., Castro Alves J.A. 1993. ArcabouçoTectônico do Cráton do São Francisco: umarevisão. In JML Domingues, A Misi (eds) *O Cratondo São Francisco* SBG/SGM/CNPq, Salvador, p. 45-62.
- Barbosa J.S.F., Sabaté, P. 2004. Archean and Paleoproterozóic crust of the São Francisco Craton, Bahia, Brazil: geodynamic features, *Precambrian Research* 133, 1-27.
- Barton N., Lien, R., Lunde, J. 1974. Engineering Classification of Rock Masses for Design of Tunnel Support. *Rock Mechanics*, 6: 189-236
- Barton N. 2002. Some new Q-valuecorrelationstoassist in site characterizationandtunnel design. *I.J.R.M.M.* 39: 185-216.
- BieniawskiZ. T. 1976. Rock mass classifications in rock engineering. In: Proc. Symposium on Exploration for Rock Engineering, Johannesburg, p. 97.
- BieniawskiZ.T. 1989. Engineering Rock Mass Classifications. John Wiley& Sons, 251 p.
- Chauvet A., Alves da Silva, F.C., Faure, M., Guerrot, C., 1997. Structural evolution of the Paleoproterozóic Rio Itapicuru granite- greenstone belt (Bahia, Brazil): the olé of synkinematic plutons in the regional tectonics. *Precambrian Research*. 84, 139-162
- Deere D.U., Deere D.W, 1988. The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice. In: Rock Classification Systems for Engineering Purposes. American Society for Testing and Materials. Philadelphia. p 91-101.
- Deere D. U., Miller R. P., 1966. Engineering Classification and Index Properties of Intact Rock. Technical Report No.AFWL-TR-65-116, Air Force Weapons Laboratory, Kirkland Air Force Base, New Mexico.
- FioriA.P. & Carmignani, L. 2011 – Fundamentos de mecânica dos solos e das rochas – aplicaçõesnaestabilidade de taludes. 2aed., Curitiba.
- Hoek E. & Bray J. 1981. *Rock Slope Engineering*. 3 ed. Londres.
- Hoek E., Bray, J. & Boyd, J. 1973. The stability of a rock slope containing a wedge resting on two intersecting discontinuities. *Quart. J. Engng Geol.*: 22–35.
- Mascarenhas, J.F., Pedreira, A.J.C.L., Gil, C.A.A., Neves, J.P., Oliveira, J.E., Silva Filho,

M.A., Marinho, M.M., 1979. Geologia da regi ocentro-oriental da Bahia. Projeto Bahia, Bahia II, Sul da Bahia. Relat oriointegrado. CPRM/DNPM, Bras ilia, DF, p. 128.

Pereira C. M. S. 2007. Compartimenta o de maci ospelat cnica de amostragem linear: o caso da pedreira da Mimosa. Dissert o de Mestrado, Departamento de Geoci ncias, Universidade de Aveiro, 124 p.

Priest S.D. 1993. *Discontinuity analysis for rock engineering*. Londres.

Tom s R., Cuenca A., Cano M., Garc a-Barba J. 2012. A graphical approach for slope mass rating (SMR). *Engineering Geology*, **124**:67-76.

Romana M. 1985. New adjustment ratings for application of Bieniawski classification to slopes. In: International Symposium on the Role of Rock Mechanics, Zacatecas, p. 49.

Romana M. 1993. A geomechanical classification for slopes: slope mass rating. In: Hudson J. A. (ed.) *Comprehensive rock engineering*, Vol. 3, p.575-600.

Serra Junior, E.; Ojima, L.M. 1998. In: Cap. XIII - Geologia de Engenharia – ABGE. Oliveira, A.M.S. & Brito, S.N.A. S o Paulo.

Silva M.G., Coelho, C.E.S., Teixeira, J.B.G., Alves da Silva, F.C., Silva, R.A., Souza, J.A.B. 2001. The Rio Itapicuru greenstone belt, Bahia, Brazil: geologic evolution and review of gold mineralization. *Miner. Deposita* **36**: 345-357.

Silva M.G. 1992. O Greenstone Belt do Rio Itapicuru: Uma bacia do tipo back-arc fossil. *Rev.Bras.Geoc.*,**22**(2):157-166.

Singh B., Goel, R. K. 1999. Rock Mass Classification: A Practical Approach in Civil Engineering, 1999

Vallejo L. I. G., Ferrer M., Ort n L., Oteo C. 2002. *Ingenier a Geol gica*. Madrid, Pearson Educaci n, 744p.

Wyllie D. C & Mah, C. W. 2004. *Rock slope engineering : civil and mining*. 4ed. New York, Taylor & Francis Group, 455p

# **APÊNDICE I**

Nº da Linha	Descrição	Altitude		Ruptura		Preenchimento/Aeração	Mártio											
		E	N	Z	Tipo													
SL1	N90	467194.33	8784509.00	224.79	Jurá	1	170	78	10	-	Plana	Usa	25	Oníssida	Bom			
		467200.85	8784507.25	222.90	Jurá	2	150	77	7	-	Descontinua	Usa	25	Oníssida				
		467202.17	8784507.15	222.99	Metacôrdo	3	135	58	5	-	Descontinua	Usa	20	Oníssida	Rasente/ruim			
		467207.57	8784506.93	223.90	Jurá	4	135	60	5	-	Plana	Usa	20	Oníssida	Rasente			
		467212.73	8784507.47	222.41	Jurá	5	135	74	4	-	Plana	Usa	20	Oníssida	Rasente			
		467217.75	8784507.37	222.85	Folheado	6	144	60	8	-	Plana	Usa	25	Oníssida	Rasente			
		467224.82	8784511.01	224.42	Jurá	7	240	72	8	-	Descontinua	Usa	25	Oníssida	Rasente			
		467228.92	8784510.74	224.79	Jurá	8	240	60	4	-	Plana	Usa	20	Oníssida	Rasente/Ruim/Maltratado			
		467233.01	8784506.43	222.89	Jurá	9	190	54	-	-	Plana	Usa	15	Oníssida	Oníssida			
		467241.32	8784505.20	222.53	Xisto Carbonoso	10	162	90	8	-	Plana	Usa	20	Oníssida	Oníssida			
SL2	N90	467242.95	8784505.92	222.72	Jurá	11	126	80	5	-	Plana	Usa	15	Oníssida				
		467251.57	8784507.08	222.98	Jurá	12	215	38	3	-	Plana	Usa	15	Oníssida				
		467254.65	8784506.61	222.94	Jurá	13	138	72	6	-	Plana	Rugosa	15	Oníssida				
		467257.93	8784508.09	224.43	Jurá	14	164	78	10	-	Plana	Usa	25	Oníssida	Oníssida			
		467259.47	8784508.47	222.52	Jurá	15	230	35	5	<1mm	Plana	Rugosa	20	Oníssida	Aparência preenchida			
		467277.20	8784508.47	222.52	Brecha Detida	16	180	80	7	-	Plana	Rugosa	25	Oníssida	Bom			
		467293.17	8784508.61	222.28	Jurá	17	180	64	5	-	Plana	Rugosa	25	Oníssida				
		467305.04	8784507.97	222.43	Oiticica/Cortendo	18	160	70	-	-	Plana	Usa	25	Oníssida				
		Sistema C						Rock Mass Rating (RMR)		RMR		CLASSE		RMR				
		RMR (%)	In	In	In	In	In	SRE	Q	CLASSE	A1	A2	A3	A4	A5			
Metacôrdo	N90	6	2	1	1	1	2.5	12	Baa		12	20	8	21	15	-5	71	Baa
		5	1	1	1	1	2.5	2.5	Ram		12	20	8	21	15	-10	54	Rasavel
Xisto-carbonoso	N90	6	1.5	1	1	1	2.5	2.5	Ram		12	20	8	22	15	-5	77	Baa
		5	1	1	1	1	2.5	2.5	Rasavel		12	20	8	22	15	-5	77	Baa

Nº Scanline	Direção Scan Line	E	N	Lithologia	Tipo	Distância na Fita	Nr da Descontinuidade	Altitude			Rugosidade			Macizo	
								Dip Direction	Dip	Persistência (m)	Abertura (mm)	Espaçamento (m)	Grande	Pequena	
1.2 N348	Metadacito			Junta		0	1	182	78	<1		10	Plana	Rugosa	oxidata
				Junta		0.6	1	176	78	>6m	<2	10	Plana	Lisa	oxidata
				Junta		0.8	1	180	76	>5m	1	15	Plana	Lisa	oxidata
				Junta		1.4	2	180	82	>5m	2	10	Plana	Lisa	oxidata
				Junta		1.75	2	168	82	>5m		20	Plana	Rugosa	oxidata
				Junta		2	3	175	88	>5m	1	20	Plana	Rugosa	oxidata
				Junta		2.4	3	150	78	>5m	2	15	Plana	Lisa	oxidata
				Junta		2.8	4	155	80	>5m	1	10	Plana	Lisa	oxidata
				Junta		3.6	5	165	85	>5m	1	10	Plana	Rugosa	oxidata
				Junta		4.6	6	330	65	>5m		20	Plana	Lisa	oxidata
				Junta		5.5	7	215	80	>5m		25	Plana	Lisa	oxidata

Sistema Q	Rock Mass Rating (RMR)						CLASSE	
	RQD (%)	Jn	Jr	Jg	Jw	SRF	Q	
Metadacito	83	2	1	1		2.5	16.6	Boa

Sistema Q	Rock Mass Rating (RMR)						CLASSE
	A1	A2	A3	A4	A5	Jurá Cl. Cimentada	
Metadacito							Boa

Nº Sondagem	Direção Sondagem	E	N	Z	Nº da Descritor individual	Distância	Linhação	Tipo	Altitude		Permeabilidade (m)	Abertura (mm)	Empreendimento (cm)	Rugosidade		Preenchimento/alteração	Método	Observações	
									Dip Direction	Dip				Grau	Percorrida				
SL 2	N 300	467197.01	8784563.85	231.06	C1	Juréia	258	60	>10	-	40	Planar	Lisa						
		467197.00	8784564.77	231.01	C2	Juréia	148	85	>10	-	30	Planar	Rugosa						
		467198.10	8784565.15	231.01	C3	Juréia	150	90	8	-	10	Planar	Rugosa						
		467198.19	8784565.61	231.02	C4	Juréia	140	90	7	-	20	Planar	Lisa						
					C5	Juréia	210	70	6	-	20	Planar	Rugosa						
					C6	Juréia													
		467201.69	8784565.74	231.01	C7	Filha	180	38	8	2cm	Orlada	Rugosa	Aparelamento Chu						
		467201.37	8784565.65	231.00	C8	Filha	155	38	8	2cm	Orlada	Rugosa							
		467207.81	8784565.30	231.00	C9	Juréia	142	85	4	-	10	Planar	Lisa					Bom	
					C10	Juréia	260	45	4	-	10	Planar	Lisa						
N 300	Xito Carapoco				C11	Juréia	255	40	3	-	20	Planar	Lisa						
		467199.54	8784567.30	231.03	C12	Juréia	260	60	6	-	20	Planar	Lisa						
		467201.17	8784567.91	231.01	C13	Juréia	250	50	5	-	20	Planar	Lisa						
					C14	Juréia	285	40	3	-	20	Planar	Rugosa						
					C15	Juréia	278	20	2	-	10	Planar	Lisa						
					C16	Juréia	260	40	3	-	10	Planar	Lisa						
		467213.21	8784568.85	231.01	C17	Madeiro do Xinto	250	54	8	-	Planar	Lisa	Pouco alterada						
					C18	Madeiro do Xinto	11		-	-	Planar	Lisa	Pouco alterada						
		467210.30	8784568.06	231.08	C19	Folgado	255	48	-	-	Planar	Lisa	Pouco alterada						
					C20	Folgado	260	40	-	-	Planar	Lisa	Pouco alterada						
Xito-Carapoco	Xito-Carapoco				C21	Juréia	335	85	2	0	30	Planar	Rugosa					Ruim	
					C22	Juréia	150	90	7	0	15	Planar	Rugosa	Pouco alterada					
					C23	Juréia	155	90	7	0	20	Planar	Rugosa	Pouco alterada					
					C24	Juréia	160	90	3	0	15	Planar	Rugosa						
					C25	Juréia													

RCD (%)	Jn	Jr	Ja	Jw	Saf	O	Rock Mass Rating (RMR)		CLASSE								
							A1	A2	A3	A4	A5	Pura de rocha	RMR				
Mediofino	90	4	15	1	1	2,5	14	Boa				15	<10	67			
Xito-Carapoco	35	1	10	3	1	2,5	5	Rativel				15	<10	53			

Nº Scanline	Direção Scan Line	E	N	Z	Litologia	Tipo	Distância na Fita	Nº da Descontinuidade	Altitude			Preenchimento/Ali-erção	Macio	Observações
									Dip Direction	Dip	Persistência (m)			
SL 2.2	N315	467280.29	8784559.38	234.05	Junta	0.2	25/2/24	245	56	<2mm	25	Plana	Usa	
		467282.14	8784557.63	234.02		2.4		285	34	<2mm	200	Plana	Rugosa	
		467283.20	8784556.37	234.02		3.8		280	30	<2mm	20	Ondulada	Lisa	
		467283.64	8784556.07	234.06		4.0		225/3/4	135	40	3	Plana	Lisa	
		467284.77	8784554.96	234.07		4.5		225/4/5	150	70	1	Plana	Rugosa	
					Junta	5.8		285	28	4	<2mm	10	Plana	Pouco alterada
					Junta	8.0		255	35	<2mm	15	Plana	Rugosa	
					Junta	8.3		130	45	<2mm	20	Plana	Lisa	
		467287.33	8784553.78	234.03	Junta	9.0		130	50	2	<2mm	-	Plana	Lisa
					Junta	12.2		140	50	<2mm	10	Plana	Lisa	
					Junta	14.3		140	80	<2mm	30	Ondulada	Lisa	
					Junta	16.8		285	40	<2mm	10	Plana	Rugosa	
					Junta	25.0		180	50	<2mm	10	Plana	Lisa	
		467300.82	8784548.59	234.01	Junta	25.4		90	60	3.6	<2mm	10	Plana	Rugosa

RQD (%)	Jn	Jr	Jv	SRF	Q	CLASSE	Rock Mass Rating (RMR)				CLASSE					
							A1	A2	A3	A4						
Metadiorito	75	4	1	2	1	2.5	3.75	Ruim	12	17	10.0	21	15	-2	73	Boa

Nº Scanline	Direção Scan Line	Altitude			Rugosidade										
		E	N	Z	Urtologia	Distância na Fita	Nº da Descontinuidade	Dip Direction	Dip	Persitência (m)	Abertura (mm)	Espaçamento (cm)	Pequena	Grande	Preenchimento/Alteração
<b>SL 3</b>	467349.72	8784465.21	231.52		1.2	Junta	150	50	5	10	Plana	Lisa	Oxidada/Pouco Alterada		
	467350.89	8784466.91	231.62		2.0	Junta	142	52	6	20	Plana	Lisa	Oxidada/Pouco Alterada		
	467351.21	8784466.45	231.52		2.6	Junta	145	60	2	10	Plana	Lisa	Oxidada		
	467351.75	8784465.64	231.50	Metadacito	2.9	Junta	140	60	2	10	Plana	Lisa	Oxidada		Bom
	467351.74	8784465.64	231.51		3.6	Junta	140	42	3	10	Plana	Lisa	Oxidada		
	467352.19	8784465.37	231.50		4.4	Junta	142	70	8	1cm	Plana	Lisa	Oxidada		
	467352.40	8784464.78	231.50		4.9	Junta	145	55	7	20	Plana	Lisa	Oxidada		
	467354.12	8784463.08	231.51		6.0	Junta	145	60	8	10	Plana	Lisa	Oxidada		

RQD (%)	Jn	Jr	Jg	SRF	Jw	Sistema Q			Rock Mass Rating (RMR)			Rock Mass Rating (RMR)			CLASSE	
						A1	A2	A3	A4	A5	Junta c/ direção	RMR	RMR	CLASSE		
Metadacito	83	2	1	2	1	2.5	8.3	Razolve!	12	17	8	22	15	-5	69	Bom

Nº Scanline	Direção Scan line	E	N	Z	Nº da Descontinuidade	Distância	Litologia	Altitude							Rugosidade			
								Type	Dip	Dip Direction	Dip	Perspectiva (m)	Abertura (mm)	Espaçamento (cm)	Grande	Pequena	Preenchimento/Altura ração	Macizo
SL 4	N210	467132,69	8784506,06	233099,000	01	24	Metadiorito Cisalhado/alterado	Junta	175	89	1	-	40	Plana	Rugosa	Ordinada	Rúim	
					02	31		Junta	350	88	3	-	30	Plana	Rugosa	Ordinada		
		467132,46	8784508,48	233087,000	03	5		Foliação	255	45	-	-	-	Plana	Lisa	-		
		467132,46	8784508,48	233087,000	03	5		Junta	180	88	5	-	30	Plana	Rugosa	Ordinada	Muito ruim	Rugosa
		467132,83	8784510,09	233037,000	04	64		Foliação	255	50	-	-	-	Plana	Lisa	-		
		467132,83	8784510,09	233037,000	04	64		Junta	178	90	>10	-	100	Plana	Rugosa	Ordinada		
		467136,81	8784514,48	233062,000	05	127		Foliação	285	48	-	-	-	Plana	Lisa	-		
		467136,81	8784514,48	233062,000	05	127		Junta	175	88	-	-	-	Plana	Rugosa	Ordinada		
		467138,38	8784516,93	233013,000	06	15		?	80	50	1	-	40	Plana	Lisa	Sem	Mecânica?	
		467139,29	8784518,76	233,000	07	17		Junta	005	88	2	-	30	Plana	Rugosa	Ordinada		
SL 5	N210	467139,78	8784519,54	233003,000	08	18	Metadiorito	?	070	44	1	-	40	Plana	Lisa	Sem	Mecânica?	
		467140,84	8784520,52	232992,000	09	196		Junta	175	85	5	-	40	Plana	Rugosa	Ordinada		
		467141,36	8784521,32	233061,000	10	203		Foliação	275	56	-	-	-	Plana	Lisa	-		
		467143,13	8784525,32	233017,000	11	248		Junta	335	90	6	-	20	Plana	Rugosa	Ordinada		
						175		Junta	80	>10	-	-	20	Plana	Rugosa	Ordinada		

RQD (%)	Sistema Q						Rock Mass Rating (RMR)						CLASSE			
	J1	J2	J3	J4	A1	A2	A3	A4	A5	Joint c/direção	RMR					
Metadiorito	45	3	1.5	2	1	2.5	4.5	Razoável	12	8	8	17	15	-10	50	Razoável

Nº Scanline	Direção Scan Line	E	N	Z	Nº da Descontinuidade	Distância	Litologia	Tipo	Altitude				Observações:
									Dip Direction	Dip	Persistência (m)	Abertura (mm)	
SL 5 Nº40	466984.28	8783778.28	242.50	01	0.3		Junta	175	86	2			Razoável
	466984.28	8783778.28	242.50	01	0.4		Folhação	270	58				Lisa
	466983.93	8783777.59	242.51	02	1		Junta	355	90	5			Lisa
	466982.09	8783775.08	242.51	03	4.2		Folhação	275	66				Rugosa
	466982.09	8783775.08	242.51	03	4.25		Junta	205	88	2			Lisa
	466981.33	8783773.61	242.50	04	5	Metadacito	Junta	025	25	4			Rugosa
	466981.33	8783773.61	242.50	04	5		Folhação	275	50				Lisa
	466981.34	8783773.60	242.50	05	6		Junta	170	78	1			Lisa
	466980.09	8783771.42	242.52	06	8		Folhação	295	68				Lisa
	466980.09	8783771.42	242.52	06	8		Junta	015	88	6			Rugosa
	466979.40	8783770.63	242.53	07	9.5		Folhação	200	55				Lisa
	466979.40	8783770.63	242.53	07	9.5		Junta	010	90	2			Rugosa
	466979.40	8783770.63	242.53	07	9.5		Junta	220	88	2			Rugosa

RQD (%)	Jn	Jr	Jw	Sistema Q	SRF	Q	Rock Mass Rating (RMR)				CLASSE					
							A1	A2	A3	A4						
Metadacito	70	4	1	2	1	2.5	3.5	Rulm	12	13	8	21	15	-5	64	Boa

Nº Scanline	Direção Scan Line	Rugosidade								Preenchimento/Alter- ação	Macró- sc	Observações			
		L	N	Z	Nº da Descontinuidade	Distância	Litologia	Type	Dip Direction	Dip	Persistência	Abertura (mm)	Espaçamento (m)		
		467339.99	8784347.41	231.50	1.6		Junta	350	84	1	<2	10	Descontínua	Lisa	
		467339.99	8784347.41	231.50	1,6		Folhaço	250	40	-	-	20		Lisa	-
		467339.79	8784346.43	231.50	2.6	Metadacito	Junta	000	88	1	10	Descontínua	Lisa		
		467339.60	8784345.45	231.50	3.6		Folhaço	255	40	-	10	Descontínua	Lisa	pouco alterado	Ruim
		467339.45	8784344.66	231.50	4.4		Zona de Falha			-	-	10		pouco alterado	
		467339.23	8784343.86	231.50	5.5							10			
		467338.79	8784341.33	231.50	7.8	Metadacito	Folieção	248	44	-	-	10	Descontínua	Lisa	
		467338.79	8784341.33	231.50	7.8		Junta	345	88	2	2	10	Descontínua	Lisa	-
		467338.56	8784340.15	231.50	9		Junta	340	82	3	3	20	Descontínua	Lisa	
		467338.56	8784340.15	231.50	9		Falha	240	38	>10	20			Rugosa	Preenchida com materiais calcinados da própria rocha
		467338.37	8784339.17	231.50	10										
		467338.37	8784339.17	231.50	10		Folieção	260	45	-	-			Rugosa	
		467337.83	8784336.42	231.50	12,8		Junta	325	90	2	10	10	Descontínua	Lisa	
		467337.73	8784335.93	231.50	13,3		Falha	250	40	>10	30	10	Ondulada	Lisa	pouco alterado
		467337.50	8784334.75	231.50	14,5	Xisto-Carbonoso	Junta	330	80	4	4	20	Descontínua	Lisa	
		467337.50	8784334.75	231.50	14,5		Folhaço	235	50	-	-			Rugosa	
		467337.50	8784334.75	231.50	14,5		Junta	085	75	2	20			Rugosa	
		467337.50	8784334.75	231.50	14,5		Junta	140	80	3	10	10	Descontínua	Lisa	
		467337.21	8784333.28	231.50	16		Junta	090	76	2	10			Rugosa	
		467337.21	8784333.28	231.50	16		Folhaço	240	60	-	-			Rugosa	
		467336.92	8784331.81	231.50	17,5		Folhaço	225	32	-	-			Rugosa	
		467336.44	8784329.36	231.50	20		Junta	320	86	2	30	10	Descontínua	Rugosa	
		467336.44	8784329.36	231.50	20		Junta	196	80	2	10	10	Descontínua	Lisa	
		467336.05	8784327.39	231.50	22		Folhaço	235	50	-	10			Rugosa	
		467335.66	8784325.43	231.50	24		Junta	335	50	4	20			Rugosa	
		467335.08	8784322.49	231.51	27		Contato	230	40						

RQD (%)	Jn	Jr	Ja	Sistema Q				RMR	CLASSE
				JW	SRF	Q	CLASSE		
Metadacito	35	6	3	2	1	3,5	Ruim	12	Bazalto
Xisto-Carbonoso	38	6	1	3	1	2,5	Muito Ruim	12	Razavel

RQD (%)	Jn	Jr	Ja	Rock Mass Rating (RMR)				RMR	CLASSE
				A1	A2	A3	A4		
Metadacito	35	6	3	2	8	8	24	15	-10
Xisto-Carbonoso	38	6	1	3	1	2,5	0,84444444	15	-5

Nº Scanline	Direção Scan Line					Altitude		Rugosidade								
		E	N	Litologia	Tipo	Nº da Detconínua	Dip Direction	Dip	Penitência (m)	Abertura (mm)	Espaçamento (cm)	Grande	Pequena	Preenchimento/Ulter eção	Máscio	Observações
SL 7	N135	457058.67	8784121.47	221.00	Sedimento Carbono Brechado	Jurá	01	148	50	1,5	0	20	Detconínua	Rugosa	Ondulada	Não foliada
		457107.41	8784189.34	221.00	Sedimento Carbono Brechado	Jurá	02	135	45	2	0	-	Detconínua	Rugosa	Ondulada	
		457108.21	8784183.39	221.00	xisto-carbonato Junto com o metacalcio	Jurá	03	000	80	4	0	10	Plana	Lisa	Ondulada	Bem perta um da outra. Esse pacote fca entre o Detcio e a brecha , Amostra coletada
		457108.21	8784183.39	221.00		Jurá	03	005	80	4	0	10	Plana	Lisa	Ondulada	Muito Ruim,
		457109.01	8784182.80	221.00	metacalcio	Jurá	04	007	78	6	0	40	Plana	Rugosa	Ondulada	
		457112.76	8784178.43	221.00		Jurá	06	003	85	4	0	100	Plana	Rugosa	Ondulada	Contato entre a Brecha Carbonosa e O Detcio
		457113.38	8784181.08	221.00	Contato - Carbono/Detcio	Contacio	05	010	52	>10	0	20	Detconínua	Lisa	Ondulada	Paralela a SL
		457115.02	8784176.05	221.00		Jurá	07	205	90	1	0	10	Detconínua	Rugosa	Ondulada	
		457115.95	8784175.10	221.00	Junta	Jurá	08	280	58	1	0	15	Detconínua	Rugosa	Ondulada	
		457116.05	8784175.16	221.00		Jurá	09	285	60	0,5	0	10	Detconínua	Rugosa	Ondulada	
N135	SL 7	457116.05	8784175.16	221.00	Junta	Jurá	09	235	65	3	0	10	Plana	Rugosa	Ondulada	Paralela a SL
		457116.05	8784175.16	221.00		Jurá	09	292	52	2	0	10	Plana	Rugosa	Ondulada	Família marcha
		457116.20	8784173.86	221.00	Junta	Jurá	10	150	60	2	0	100	Plana	Rugosa	Ondulada	No olho
		457117.73	8784172.00	221.00		Jurá	11	225	35	4	0	20	Plana	Rugosa	Ondulada	Paralela a SL
		457118.05	8784175.16	221.00	Metacalcio	Jurá	09	140	58	3	0	10	Detconínua	Rugosa	Ondulada	Razoável
		457118.25	8784169.94	221.00		Jurá	12	285	70	4	0	100	Plana	Rugosa	Ondulada	
		457126.17	8784164.65	221.00	Junta	Jurá	13	195	89	1	0	15	Detconínua	Rugosa	Ondulada	Fraturas em Jm, Família folio 1197
		457126.17	8784164.65	221.00		Jurá	13	230	34	3	0	100	Plana	Rugosa	Ondulada	Parede a SL
		457127.70	8784161.25	221.00	Junta	Folha	14	337	78	>10	0	6	Detconínua	Lisa	Ondulada	Foto 1198-1201 (folo 1201-1203)
		457128.12	8784159.42	221.00		Jurá	15	207	90	1	0	10	Detconínua	Lisa	Ondulada	
		457128.12	8784159.42	221.00	Junta	Jurá	15	210	90	6	0	10	Detconínua	Lisa	Ondulada	

RQD (%)	J <sub>n</sub>	J <sub>f</sub>	J <sub>a</sub>	Sistema Q		SFS	O	CLASSE	Rock Mass Rating (RMR)							
				A1	A2	A3	A4	A5	Jurá e Gipsólio	RMR	CLASSE					
Kinto- Carbonoso	38	9	4	2	1	25	3.37777778	Rúm	12	8	8	23	15	5	61	B6a
Metacalcio	70	4	1.5	2	1	2.5	5.25	Ratovel	12	13	8	21	15	>10	59	Ratovel

A1	A2	A3	A4	A5	Rock Mass Rating (RMR)		CLASSE
					Jurá e Gipsólio	RMR	

Nº Scenaria	Direção Scan Line	E	N	Z	Nº da Cordonaria/Seção	Distância	Litologia	Análise				Rigidez				Máscara	Chamadas
								Type	Dip	Dip Direction	Dip	Persistência	Abertura	Espaçamento	Grandeza	Potência	
SL 8 N000	466878.70	8784017.48	231.00	-	1	1.1	Junta	0110	75	-	<1	20	Descontínua	Lia	Excedido	Rígida	Rígida
	466878.70	8784017.48	231.00	-	1	1.4	Junta	275	80	-	<1	10	Descontínua	Lia	Excedido		
	466878.70	8784017.48	231.00	-	1	1.5	Junta	120	80	-	0	10	Descontínua	Lia	Excedido		
	466878.51	8784020.06	231.01	-	2	3.6	Xisto Carbonoso	278	75	-	<1	20	Descontínua	Rigida	Excedido		
	466878.51	8784021.18	232.01	-	3	3.8		020	85	-	0	20	Descontínua	Rigida	Excedido		
	466878.51	8784023.27	232.01	-	4	5		015	70	-	<1	10	Descontínua	Lia	Excedido		
	466877.65	8784025.24	232.01	-	5	7		015	90	-	0	40	Descontínua	Lia	Excedido		
	466877.65	8784025.24	232.01	-	5	9.1		290	75	-	<1	10	Plana	Rigida	Excedido		
	466877.51	8784027.24	232.01	-	6	11.6	Deitro Junto com o Ponto?	002	90	-	<1	20	Descontínua	Rigida	Excedido		
	466877.51	8784027.24	232.01	-	6	11.6		0215	90	5	0	20	Plana	Lia	Excedido		
SL 8 R000	466877.26	8784030.20	231.01	-	7	14	Metacalcário	285	80	-	<1	15	Plana	Lia	-	Rígida	Rígida
	466877.24	8784031.25	231.01	-	8	15		275	68	-	<1	10	Plana	Lia	-		
	466876.51	8784034.05	232.01	-	9	18		017	80	4	<1	20	Plana	Rigida	Excedido		
	466876.51	8784034.05	232.01	-	9	18		070	78	1	<1	30	Plana	Rigida	Excedido		
	466876.51	8784034.05	232.01	-	10	23.0		295	50	-	<1	20	Plana	Lia	-		
	466875.89	8784037.51	232.01	-	10	21.6		0013	68	0.5	<1	20	Plana	Lia	Excedido		
	466875.60	8784038.58	232.01	-	11	22.3		310	50	-	<1	20	Plana	Lia	-		
	466875.19	8784041.01	232.01	-	12	25		280	70	>10	0	10	Plana	Faginada e umião material bem charreado	Excedido		
	466874.36	8784044.37	232.01	-	13	28		115	88	2	<1	30	Descontínua	Rigida	Excedido		
	466874.36	8784044.37	232.01	-	13	28		300	60	-	<1	20	Plana	Rigida	Excedido		
	466874.36	8784044.37	232.01	-	14	28	Xisto Carbonoso	285	50	-	<1	20	Plana	Rigida	Excedido		

RGO (%)	JN	JR	JG	JW	Système Q	Système SRF	Q	CLASSE				CLASSE				
								A1	A2	A3	A4					
Acide-Carbonique	36	4	3	1		2.5	3.5	Rulm	12	8	8	20	15	-5	58	Ratovel
Manganèse	90	4	1	1		2.5	9	Ratovel	12	17	10	23	15	-5	72	Roue

Direção Scan	E	N	Z	Litologia	Distância Fita	Tipo	Nº da Descontinuidade	Altitude		Puxadade	Preenchimento/Alte	Másc	Observações
								Dip Direction	Dip (m)				
SL 9 N005	466594.76	8784030.84	222.61	Xisto-Carbonoso	0.1	Junta	005	90	7	10	Piana	Lisa	Fraturas lisas Pouco Alterada Roxo
	466594.50	8784033.17	222.60		2.3	Junta	1	155	28	8	Piana	Roxo	
	466594.77	8784035.81	222.60		4.9	Junta	2	010	90	7	Piana	Lisa	
	466594.81	8784036.22	222.60		5.3	Junta	3	010	82	>10	Piana	Lisa	
	466594.87	8784036.73	222.60		5.8	Junta	3	000	85	8	Piana	Lisa	
	466594.90	8784037.03	222.60		6.1	Junta	4	005	75	6	Piana	Lisa	
	466594.95	8784037.64	222.60		6.7	Junta	4	005	80	5	Piana	Lisa	
	466595.07	8784038.76	222.60		7.8	Junta	020	80	>10	20	Piana	Lisa	
	466595.10	8784038.96	222.60		8.0	Junta	010	70	3	10	Piana	Lisa	
	466595.48	8784042.72	222.60		11.7	Junta	005	80	4	10	Piana	Lisa	
Xisto-Carbonoso	466595.51	8784043.02	222.60		12.0	Foliação	285	52	-	Piana	Lisa	Roxo Roxo vel Roxo Roxo Roxo Roxo Roxo Roxo Roxo Roxo	
	Sistema Q										Rock Mass Rating (RMR)		
	RQD (%)	Jn	Jr	Ja	JW	SRF	Q	CLASSE	A1	A2	A3	A4	A5
	55	2	1	2	1	2.5	5.5	Roxo vel					
									12	13	8	21	15
												-10	59

A1	A2	A3	A4	A5	Juntas e desprend.		RMR	CLASSE
					Juntas	desprend.		
Xisto-Carbonoso	55	2	1	2	1	2.5	5.5	Roxo vel

Nº Scanline	Direção Scan Line	Altitude										Rugosidade			Preenchimento/A terreno	Máscapa	
		E	N	Z	Lithologia	Tipo	Nº da Descontinuidade	Dip Direction	Dip	Persistência (m)	Abertura (mm)	Esparramento (m)	Grande	Pequena	Descontínua		
SL 10	N015	466907.84	8783936.25	225.16	Metadacito	Falha	1	255	60	5	2cm	-					
		466907.84	8783936.25	225.15	Metadacito	Falha	1	246	50	6	5m	1.5m	Plana	Rugosa			
		466907.74	8783938.83	225.16	Metadacito	Junta	2	350	80	0.4	2cm	20cm	Plana	Rugosa			
		466907.74	8783938.83	225.17	Metadacito	Falha	2	230	40	4	<5mm	1m	Plana	Rugosa			
		466907.80	8783941.81	225.15	Metadacito	Junta	3	355	80	6	0	5cm	Plana	Rugosa			
		466907.68	8783942.89	225.16	Metadacito	Junta	4	005	65	3	0	40cm	Plana	Rugosa			
		466907.43	8783943.55	225.15	Metadacito	Junta	5	000	78	4	0	5cm	Plana	Rugosa			
		466908.02	8783945.37	224.15	Metadacito	Junta	6	005	80	4	0	50cm	Plana	Rugosa			
		466908.00	8783946.05	224.17	Metadacito	Junta	7	040	70	0.5	0	-	Ondulada	Rugosa			
		466909.82	8783950.82	224.43	Metadacito	Junta	8	040	68	4	0	1.5m	Plana	Rugosa			
		466910.01	8783951.63	225.16	Metadacito	Falha	9	120	68	7	0	?	Plana	Rugosa			
		466910.15	8783952.77	225.15	Metadacito	Junta	10	000	68	1	0	20cm	Plana	Rugosa			
		466910.18	8783953.80	224.15	Metadacito	Junta	12	052	75	1	0	30cm	Plana	Lisa			
					Metadacito	Junta	13	048	78	2	0	1.5m	Plana	Lisa			
					Metadacito	Junta	14	350	88	3	0	1.5m	Descontínua	Rugosa			

Rock Mass Rating (RMR)							CLASSE
A1	A2	A3	A4	A5	Juntas e desprend.	RMR	
12	17	10	23	15	-10	57	Bora

	RQD (%)	Jn	Jr	Jb	Sistema Q Jw	SRF	Q	CLASSE
Metadacto	83	6	1.5	2	1	2.5	4.15	Razavel

## **APÊNDICE II**

S 01



S 01 - 90 metros de extensão

S 02



S 02 - 60 metros de extensão

**S 2.2**



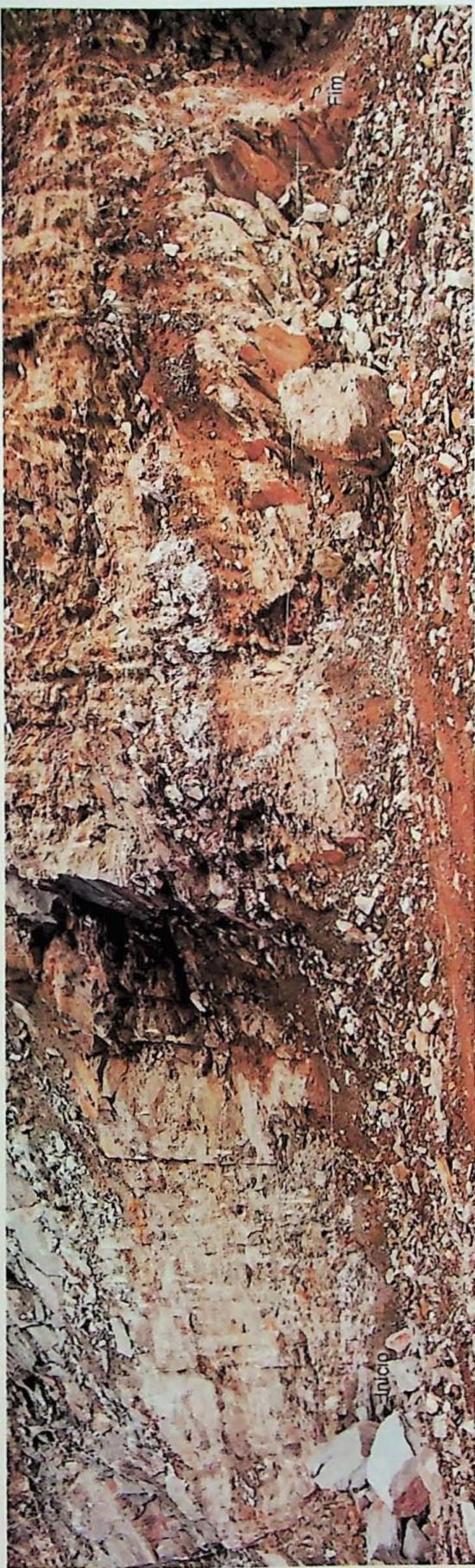
S 2.2 - 25 metros de extensão

**S 03**



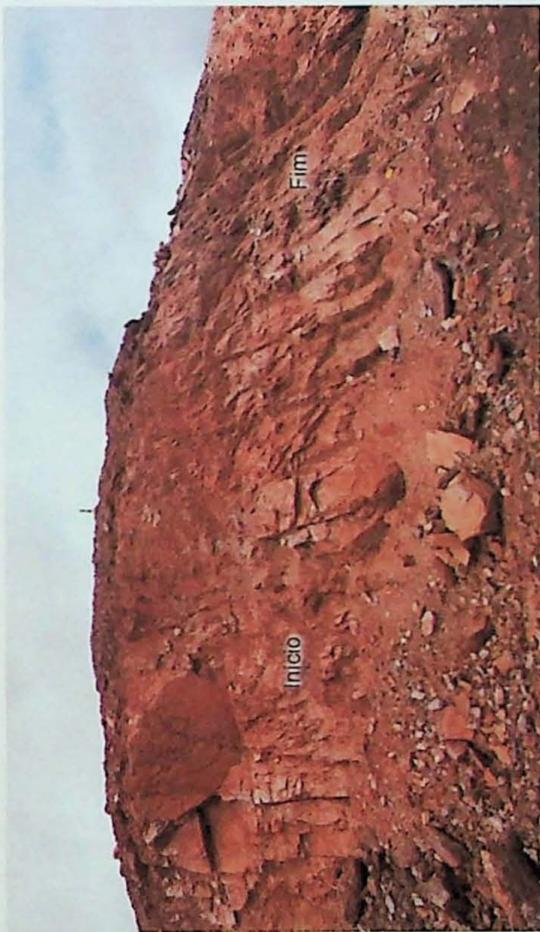
S 03 - 6 metros de extensão

S 04



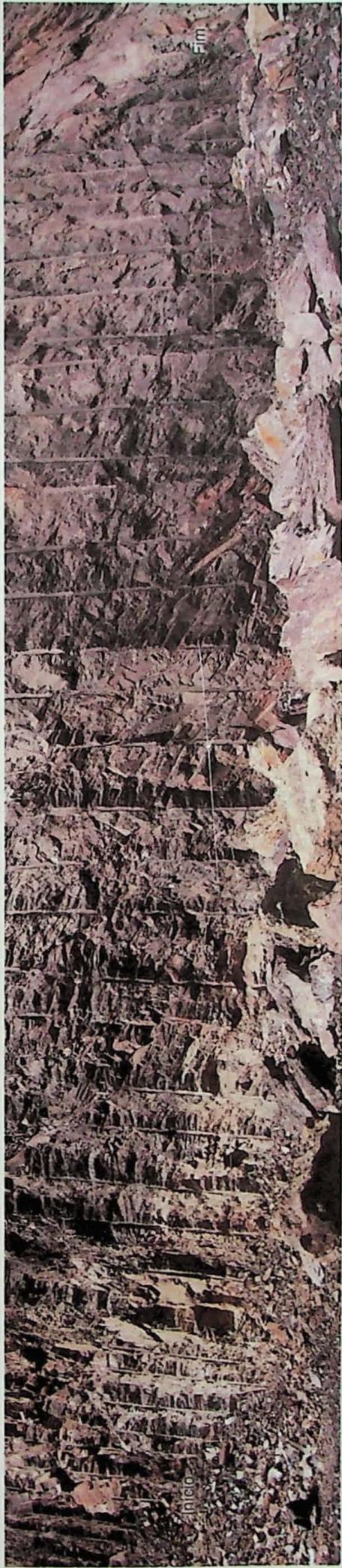
S 04 - 27 metros de extensão

S 05



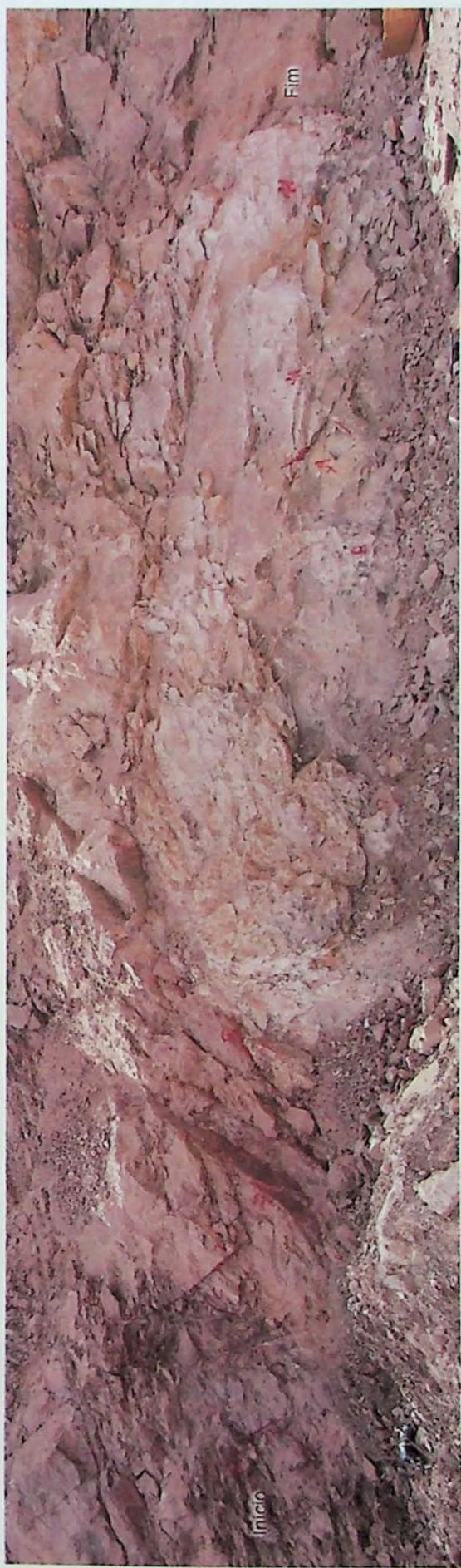
S 05 - 11 metros de extensão

S 06



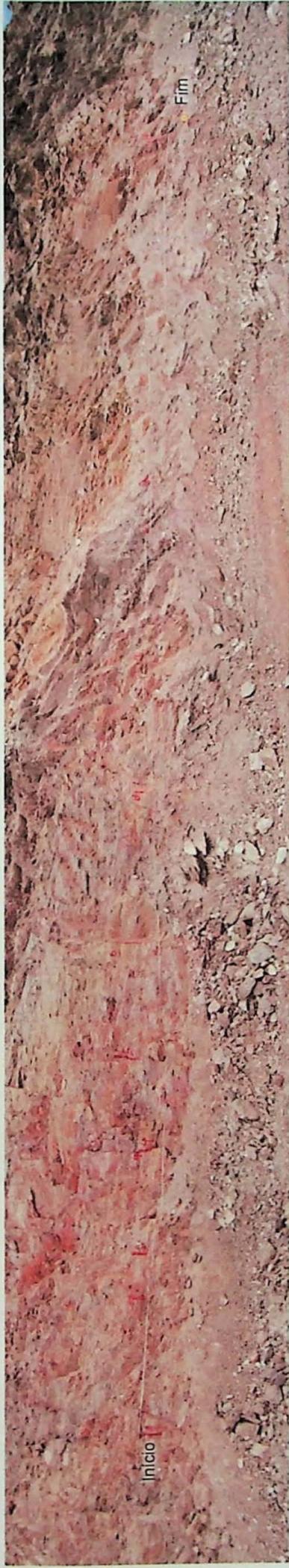
S 06 - 30 metros de extensão

S 07



S 07 - 22 metros de extensão

S 08



S 08 - 30 metros de extensão

S 09



S 09 - 15 metros de extensão

S 10

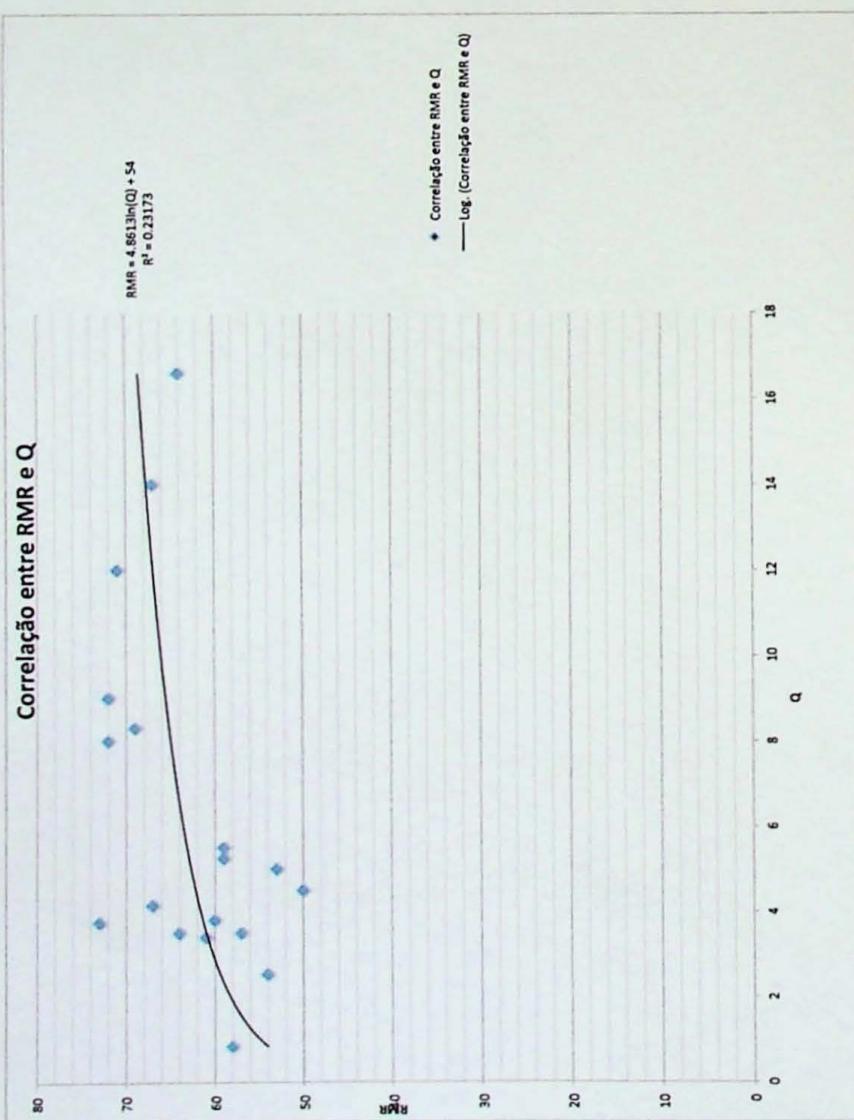


S 10 - 17 metros de extensão

## **APÊNDICE III**

### ANEXO III

#### Correlação entre RMR e Q



RMR	RMR = 4.8613ln(Q) + 54.847	Q	Litologia	Erro
71	66.079876	12	Metadiorito	6.9%
54	58.512352	2.53	Xisto Carbonoso	-8.4%
72	64.10878917	8	Brecha Ductica	11.0%
64	67.65734932	16.6	Metadacito	-5.7%
67	66.8292494	14	Metadiorito	0.3%
53	61.82396052	5	Xisto Carbonoso	-16.6%
73	60.42545166	3.75	Metadacito	17.2%
69	64.28775293	6.3	Metadacito	6.8%
50	61.31177145	4.5	Metadiorito	-2.6%
64	60.09005642	3.5	Metadacito	6.1%
57	60.09005642	3.5	Metadacito	-5.4%
58	53.15241538	0.84	Xisto Carbonoso	8.4%
61	59.94913951	3.4	Brecha Carbonosa	1.7%
59	62.06114415	5.25	Metadacito	-5.2%
60	60.48984059	3.8	Xisto-Carbonoso	-0.8%
72	64.68136784	9	Metadacito	10.2%
59	62.2872919	5.5	Xisto Carbonoso	-5.6%
67	60.91815635	4.15	Metadacito	9.1%
			Ero médio	-0.1%

RMR	RMR = 9ln(Q) + 44	Q	Litologia	Erro
71	65.89258919	12	Metadiorito	7.2%
54	56.77413739	2.53	Xisto Carbonoso	-5.1%
72	63.51753677	8	Brecha Ductica	11.8%
64	67.79335723	16.6	Metadacito	-5.9%
67	66.79554221	14	Metadiorito	0.3%
53	50.76444352	5	Xisto Carbonoso	-14.5%
73	59.07931701	3.75	Metadacito	10.1%
69	63.7331783	8.3	Metadacito	7.6%
50	60.14728376	4.5	Metadiorito	-20.3%
64	58.67518436	3.5	Metadacito	8.3%
57	58.67518436	3.5	Metadacito	-2.9%
58	50.3157076	0.84	Xisto Carbonoso	13.2%
61	58.50538697	3.4	Brecha Carbonosa	4.1%
59	61.05023678	5.25	Metadacito	-3.5%
60	59.15690225	3.8	Xisto-Carbonoso	1.4%
72	64.20746268	9	Metadacito	10.8%
59	61.32273243	5.5	Xisto Carbonoso	-3.9%
67	59.67799938	4.15	Metadacito	10.9%
			Ero médio	1.6%

