

(29) 岩盤斜面のトップリング破壊防止のための ロックボルト施工に関する実験的研究

神戸大学大学院 Deeswasmongkol Niyom
神戸大学工学部 桜井 春 輔

1. はしがき

岩盤斜面の安定問題は、最近原子力発電所などの建設に関連してますますその重要性を増している。最近、有限要素法などの数値計算技術の向上に伴い複雑な岩盤の力学的特性をかなり精度良く解析に取り入れることも可能となって来た。しかし、滑り破壊のように岩盤を連続体として取り扱ってもよい場合はともかくとして、トップリング破壊のように不連続性が決定的な破壊の要因になるような現象については、現状の有限要素解析には自ら限界のあることは明らかである。最近ではトップリング破壊のような不連続体としての材料の挙動の解析には個別要素法などの数値解析法が優れていることが明かとなって来た。しかし、いずれにしてもトップリング破壊現象を解析するためにはその発生機構を明らかにしなければならない。本研究では岩盤斜面におけるトップリング破壊を対象にその発生機構を明らかにするために、物理モデルによる室内実験を実施した。さらに、トップリング破壊防止のためのロックボルトの有効性、ならびにその適切な打設方法に対する基礎的データを得るためにボルトを挿入したモデルを用いた実験も実施した。本文はその実験結果および若干の考察結果を示す。

2. 従来の研究

Chappel (1975) は異なったジョイントパターンブロックモデルに鉛直荷重を載荷したときのジョイント面に生じる反力分布を数値計算によって求め、反力の分布はジョイントの幾何学的位置、方向およびジョイントの剛性に非常に依存すると結論づけた。Cundall (1974, 1977) は岩盤が離散的な剛体ブロックによって構成されていると仮定し、岩盤の運動過程を数値的にシミュレートするプログラムを開発した。Hocking (1978) は Cundall と同様なプログラムを開発した。Goodman と Bray (1977) は自重の作用する地盤の物理モデルを実現するために底面摩擦模型装置の制作を行なった。Wyllie (1980) は Goodman と Bray の方法をトップリング破壊の三つの実例に適用した。Ashby (1971)、Barton (1971)、Hoek and Bray (1974) 他多数の研究者が静的な物理モデルによって斜面のトップリングについて研究している。

卓越した不連続面のある岩盤斜面に対して効果的なアンカー（ロックボルト）による斜面の補強工法を決定することは難しい。Wittke (1967) はベクトル解析によって必要なアンカー力の方向と大きさを求めている。また、Hobst と Zajic (1977) は後方に傾斜している不連続面を有する斜面に対するアンカー工法を提案している。

3. 模型実験の概要

3. 1 実験モデル

不連続性岩盤のモデルとしてアルミ棒を用い、これを Fig. 1 のように鋼板の上に積み上げて二次元岩盤斜面に対する供試体とする。ここで、Fig. 1(a) 及び (b) のジョイントパターンをそれぞれ Offset Staggering、及び Centered Staggering と呼ぶ。使用するア

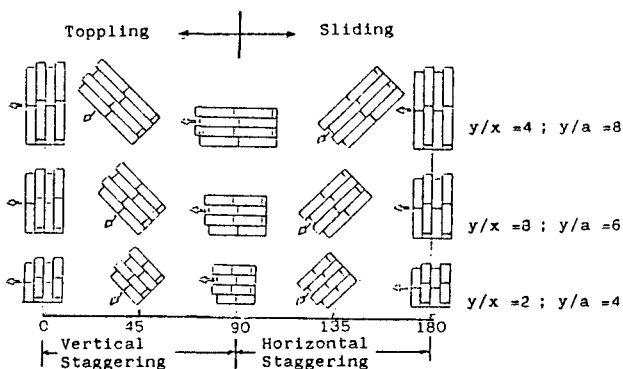


Fig. 1(a) Offset Staggering
($\Rightarrow$ direction of failure)

ルミ棒（長さ5cm）の断面は1cm×1cm、と3cm×3cmであるが、ブロックの形状の影響を調べる目的でそれらを接着剤で複数個結合させ、縦／横比（ y/x ）= 1、2、3、4のブロックとする（Fig. 2参照）。一方、モデルの大きさは、50cm×20cm（1cm×1cm断面のアルミ棒使用の場合）、150cm×100cm（3cm×3cm断面のアルミ棒使用の場合）である。ジョイントの傾斜角は鋼板を傾斜させることによって変化する。また、ロックボルトは、竹棒及びセロファンテープによってモデル化する。

3. 2 実験方法

ロックボルトの無い場合は、50cm×20cmのモデルを用い、鉛直の斜面（斜面勾配90度）を目標に掘削を行なう。その場合、斜面の崩壊が生じる場合があるが斜面高さが20cmになるまで掘削を続ける。掘削終了後に斜面の勾配を測定する。この勾配を斜面の破壊角（Failure angle）と呼ぶことにする。また、モデルの内部に生じるオープンジョイントから

内部破壊角（Inter

nal Failure Angl

e）を求める（Fig.

3参照）。次に、

150cm×100

cmのモデルを用い、

ロックボルトのあ

る場合の実験を行

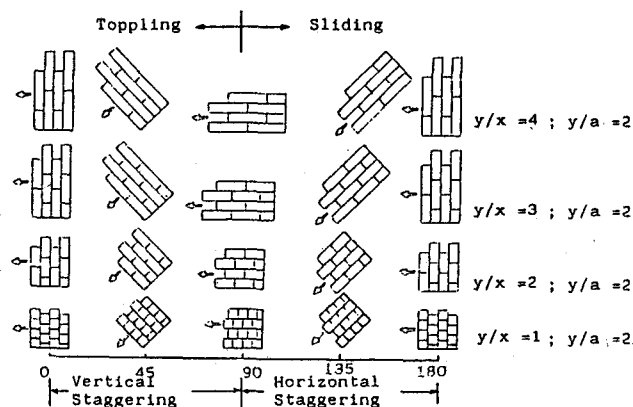


Fig. 1 (b) Centered Staggering (direction of failure)

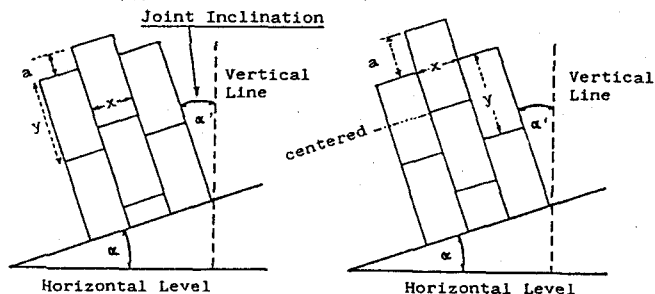


Fig. 2 (a) Offset Staggering

(b) Centered Staggering

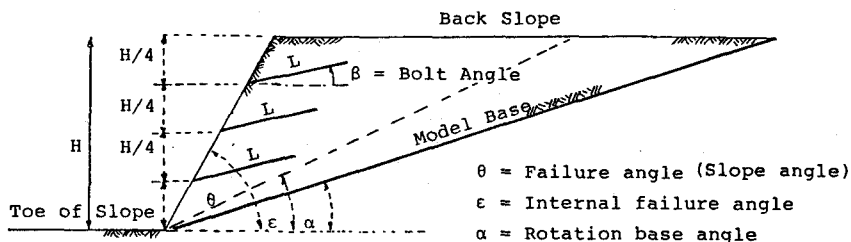


Fig. 3 Nomenclature of Angles of Toppling

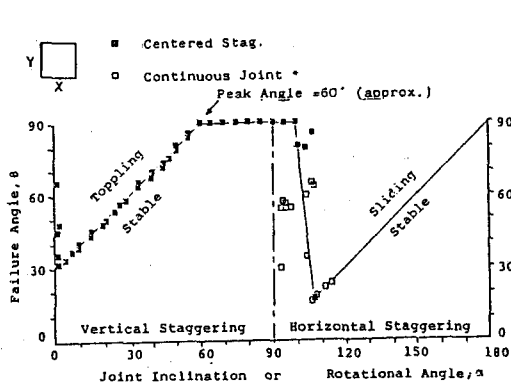


Fig. 4 Failure Angle vs Rotational Angle of Aluminum Bars, $y/x = 1$.

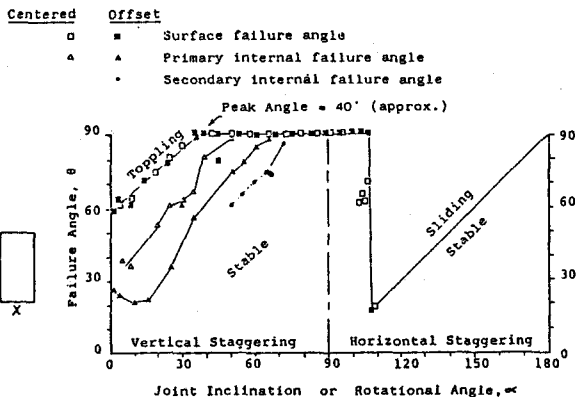


Fig. 5 Failure Angle vs Rotational Angle of Aluminum Bars, $y/x = 2$.

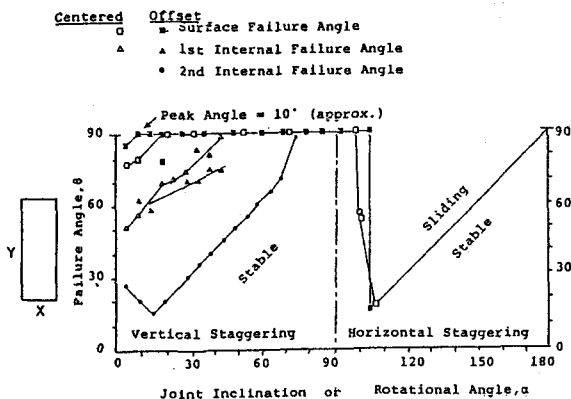


Fig. 6 Failure Angle vs Rotational Angle of Aluminum Bars, $y/x = 3$.

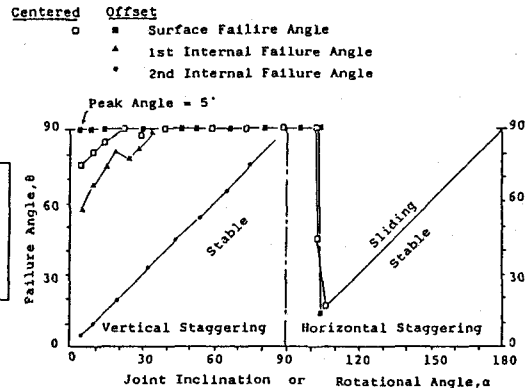


Fig. 7 Failure Angle vs Rotational Angle of Aluminum Bars, $y/x = 4$.

なう。斜面の勾配はすべてジョイントパターンに対して75度とする。掘削は段階的に行ない、各段階の掘削終了後にボルトを挿入する。これを所定の斜面高さ（45 cmおよび60 cm）になるまで繰り返す。各掘削段階においてボルト挿入後モデル内に定められた点の変位を測定する。

4. 実験結果とその考察

4. 1 ロックボルトの無い場合

破壊角 θ をジョイントの傾斜角 α (Fig. 2参照) との関係でプロットするとFig. 4、5、6、7のようになる。これらの図には、内部破壊角をも合わせて示してある。また、参考までに、すべり破壊のデータも合わせて示した。これらの図から明らかなように、 y/x の増加と共にトップリング破壊に対する斜面の安定性が増大することが分かる。また、内部破壊角は、Offset Staggeringの方がCentered Staggeringより小さくなる傾向にある。これは、Offset Staggeringの場合、岩盤のかなり内部にもオープクラックの生じる可能性のあることを示している。Fig. 8に木製の棒（1 cm x 1 cm x 5 cm）を用いた同様の実験を行なった結果を示す。なお、この結果は、棒の寸法誤差のためかなりのばらつき、アルミ棒の場合とほぼ同じ傾向にあり、このことから、トップリング破壊は、材料とは無関係にジョイントパターンのみによって定まるように思われる。

4. 2 ロックボルトの有る場合

同一のジョイント傾斜角のモデルに対して、ロックボルトの挿入角度 β (Fig. 9参照) を種々変化させ実験を行ない、最上段のボルト先端の変位を測定した。その内で、最も小さい変位を与えるボルトの挿入角度を最適ボルト打設角度と定義し、それをジョイントの傾斜角との関係をプロットするとFig. 9上図のようになる。この図から、最適ボルト打設角度は、ジョイントの傾斜角の増大とともに大きくなることがわかる。すなわち、ジョイントの傾斜角25度を境にして、それより小さい場合、ロックボルトは、斜面に向かって下向きに、それより大きい場合は上向きに打設するのがよいと結論できる。また、ボルトを最適ボルト打設したときの変位をFig. 9下図に示す。

この図から、ジョイント傾斜角が20度前後で変位が最大になっている。これは、その時に、ロックボルトを最適ボルト打設角度で打設しても変位は、他の場合に比較しても変位は、他の場合に比較して大きくなる

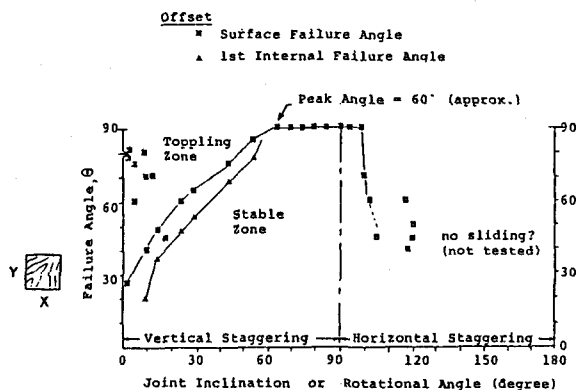


Fig. 8 Failure Angle vs Rotational Angle of Wood Bars.

ことを意味している。言い換えれば、ジョイント傾斜角20度前後で岩盤は最も変位しやすいことを示している。これは、ボルトを挿入しない場合の実験結果からも裏付けられている。これらの結果及びその他の実験結果については紙面の都合で省略し、講演会当日発表する。

5. むすび

本文においては、アルミ棒によってシミュレートした不連続性岩盤斜面のトップリング破壊に対する実験結果を示し、特にロックボルトの最適打設角度はジョイントの傾斜角度によって変化することを明らかにした。

参考文献

Ashby, J. 1971. Sliding and Toppling Modes of Failure in Model and Jointed Rock Slopes. M.Sc. Thesis, Imperial College, Royal School of Mine, London.
 Barton, N. 1971. A model study of the behavior of steep, excavated rock slopes. Ph.D. Thesis, Imperial College, Royal school of mines, London
 Chappel, B.A. 1975. Component characteristics of jointed rock masses. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. Vol. 12 pp. 87-92

Cundall, P.A. 1974. A computer model for rock mass behavior using interactive graphics for the input and output of geomechanical data. Report MRD-2-74, available from National Information Service - report no. AD/A-001602

Cundall, P.A. et al 1977. Computerized design of rock slopes using interactive graphics for the input and output of geometric data. Design methods in rock mechanics. 16th U.S. Symposium of Rock Mechanics, Univ. of Minnesota, Pub. ASCE

Goodman, R.E. and Bray, J.W. 1977. Toppling of rock slopes. Rock engineering for foundations & slopes, vol. 2, ASCE pp. 201-233

Hoek, E. and Bray, J. 1974. Rock slope engineering, IMM, London

Hocking, G. 1978. Analysis of toppling-sliding mechanics for rock slopes. 19th U.S. Symposium on rock mechanics, pp. 288-295

Hobst, L. & Zajic, J. 1977. Anchoring in rock, Development in geotechnical engineering, vol. 13, pp. 222-229

Wittke, W. 1967. Influence of the shear strength of the joints on the design of prestressed anchors to stabilize a rock slope, Proceedings of the geotechnical conference, Oslo.
 Wyllie, D.C. 1980. Toppling rock slope failures examples of analysis and stabilization. Proc. 21st Symposium on Rock Mechanics, Rolla, pp. 446-450

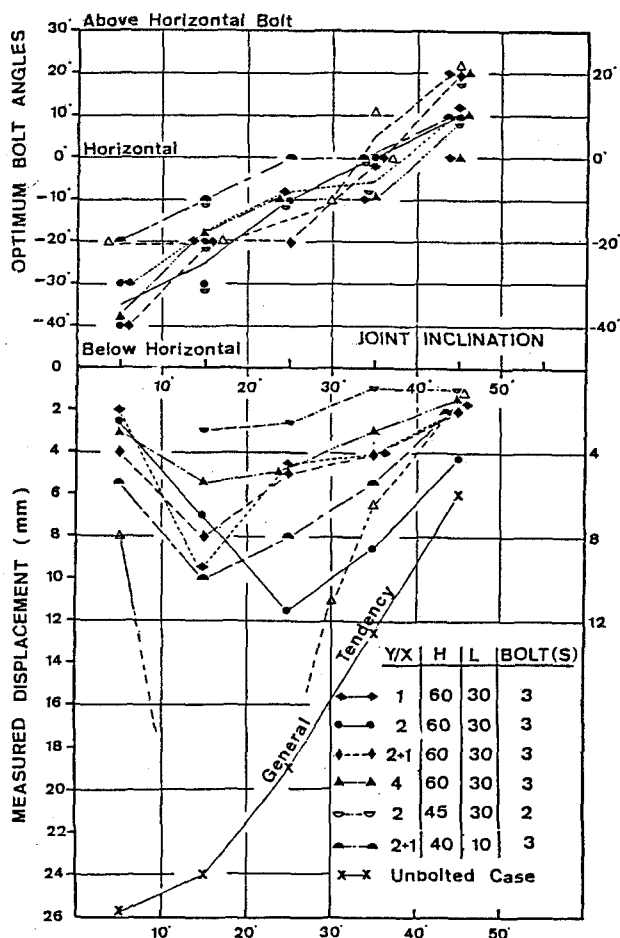


Fig. 9. Optimum Bolt Angles and Measured Displacements in Relation to Joint Inclinations at Varying Bolting Techniques and Y/X ratios

(29) Rock Slope Protection of Toppling Failure in Terms of Optimum Bolt Angles by Physical Modelings

By N.Deeswasmongkol*

S.Sakurai**

Summary

This paper presents some results of rock slope simulation of toppling failures of varying degree of density of joints and of different joint patterns in relation to optimum bolt angles to be installed on slope for best and effective working function by using 2 two-dimensional block models, 150cmx100cm and 50cmx20cm. Model materials used are mainly aluminum bars.

This physical model is to get the optimum bolt angles in terms of displacements. Hundreds of measurements were carried out manually and then definite and conclusive results were obtained. It is found out that the optimum bolt angles for toppling failure for certain joint inclinations are considerably constant no matter what the degree of discontinuities within the rock mass will be.

It is the authors' hope that empirical conclusions presented in this paper will give light to the engineering practice dealing with slope stability problems.

* Graduate Student

**Professor

Department of Civil Engineering, Kobe University