

(78) 不連続性岩盤内空洞の安定機構の実験による解明

九州大学工学部 正 会 員 相 川 明
九州共立大学 正 会 員 亀田伸裕
九州大学工学部 正 会 員 江崎哲郎
九州大学工学部 学生会員 蔣 宇静
九州大学工学部 学生会員 ○藤田亮一
九州大学工学部 学生会員 岡田哲実

An experimental study on the stability of deep underground openings
in discontinuous rock mass

Akira AIKAWA, Yujing JIANG,
Tetsuro ESAKI, Ryoichi FUJITA
and Tetuji OKADA
Faculty of Engineering, Kyusyu University
Nobuhiro KAMEDA
Faculty of Engineering, Kyushu Kyoritsu University

Abstract

This study aims to experimentally clarify the behavior of deep underground openings in discontinuous rock mass by using the newly developed base friction apparatus for examining deep areas underground. The air-pressurized base friction technique is a quantitative experimental method which can reflect both geometric and stress similarity laws by controlling air pressure over the model surface.

This paper shows two types of test experiments; first, influence of thickness of layer and competence factor is investigated as to a single rectangular opening in the horizontally stratified rock mass. Secondly, stability of double adjacent rectangular openings located in same depth are examined, with changing the distance between the openings; that is distance between pillar.

It is cleared from the experimental results that: (1) In the test of a single opening, the immediate roof acts as a clumped-end beam member whose span is the width of the openings. Then, the same type of failure gradually extend upwards and the spans of the failed beams becomes shorter. Finally, when the span of the beam becomes shorter than the critical span, an extension of the failure is finished; (2) the range of plastic zone remarkably depends on competence factor; (3) In case of adjacent openings in discontinuous rock mass, roof collapses did not occur when distance of pillar is more than 0.6 times of the width of a opening, but they occurred due to plastic failure of a pillar when it is less than 0.4 times of it.

1. はじめに

近年の地下開発の動向として、大都市圏の既存の地下構造物との近接施工や開発の大深度化が挙げられる。例えば、既設空洞の近くに空洞を掘削した場合には、相互の空洞周辺の地山応力の変化による各空洞の安定性への影響が問題となる。一般に双設トンネルの中心間距離は、掘削幅の約3倍以上をとることが推奨されているが¹⁾、近年、利用しうる空間の不足など種々の制約のため、十分にトンネル間の距離を離すことができない場合がしばしば見受けられる。さらに、国内に

においては良好な地盤を選択できる余地も少なく、さらに岩盤の挙動は不連続面が卓越するなど、その他の様々な影響因子が複雑に絡み合ったものであるため、設計条件は厳しくなる一方である。

したがって、このような状況に対して、岩盤の持つ特性をできるだけ忠実に考慮する設計方法を確立することが重要なことになると考える。岩盤の挙動を適切に評価する一般的な手段として、数値解析や模型実験が挙げられるが、FEM等の数値解析はあくまでも連続体解析であることなどから、不連続面が卓越する地

盤の解析には限界がある。一方、模型実験は、特に不連続性岩盤問題、2 次的な亀裂の発生と進展プロセスの評価問題などを取り扱うことにおいて、効果的な手法であると考えられる。とりわけ、底面摩擦模型実験は簡便性に優れるだけでなく、模型表面に作用する空気圧の大きさを調整して重力効果を制御できるため、幾何学的相似条件、力学的相似条件を満足する定量的模型実験であるとして有効であるとする。

本論文では、不連続性岩盤内空洞の安定機構を明らかにするために、この実験装置を用いて以下の2 つの実験を行った。1 つは、水平方向に不連続面が卓越する岩盤内の単一空洞について、破壊挙動に対する空洞の深さ、地山強度比などの影響因子との関連を調べる実験である。実験結果を説明する亀裂発生メカニズムや限界スパン現象等についての理論的な解明を試みる。2 つは、水平方向に不連続面が卓越する岩盤内における近接空洞の安定性について、空洞の中心間距離を変化させて、その影響を調べる実験である。空洞の安定性に影響をおよぼすピラーの限界幅を求める。

2. 底面摩擦模型実験概要

本実験装置は、対象となる岩盤を空洞周辺の任意領域に絞り、領域内の重力効果を模型底面の摩擦力で、領域境界の応力を外力载荷装置で表現する²⁾。装置の詳細については参考文献(2)に譲り、ここでは省略する。実験手順を以下に述べる。

まず、模型材料を型枠に入れて角柱状に打設する。材料は、石膏、石灰、砂と水を重量比で1:3:12:3.61の割合で配合したものを使用した。材料の特性値は、一軸圧縮強度が1.5MPa、ヤング率が236.5MPaである。模型の力学的縮尺を1/6~1/1.5とすれば、現地盤は圧縮強度2.3~9.0MPaの軟岩に相当する。つぎに、整形した角柱状の模型材料を装置上に水平に並べて、間隔が1cmおよび2cmの水平な不連続面を持つ岩盤モデルを作成する。不連続面のせん断強度を適切に減らすために、2cmに切ったテフロンシートを層間に挟む。そして、力学的縮尺から決定される所定の空気圧をモデル表面にかけ実験を行う。その際、重力による岩盤の初期の変位を考慮するため、あらかじめ空洞の存在しない状態で実験を行い、さらに空洞を掘削し、実験を行うという方法をとる。模型の変形挙動は、模型上面の移動台に吊り下げたビデオカメラによって撮影し、ビデオフロッピーに分割画面として記録する。実験後に、その画像データを画像解析装置を用いて解析する。

3. 不連続性岩盤内空洞の実験的挙動

3.1 実験内容

水平方向に不連続面の卓越する岩盤内の空洞の安定性に及ぼす層の間隔、地山強度比などによる影響を調べるための実験を行った。現地盤で幅12m、高さ4mの矩形空洞が、深度35m、50m、75mに存在する場合を想定した。幾何学的縮尺を1/100とした。模型の空洞は、幅12cm、高さ4cmとなる。なお、摩擦プレートの摩擦係数を0.2、最大空気圧を100kPa、力学的縮尺を1/3とした。実験結果および考察を以下に述べる。なお、以下では長さの単位は模型の単位cmで述べる。

3.2 破壊状況

Fig.1, Fig.2に、空洞深度がいずれも50cmで、層の間隔がすべて2cmの場合と、空洞上方6層目までが1cm、それ以上が2cmの層の間隔である岩盤内に開削した無支保空洞周りの破壊挙動を示す。

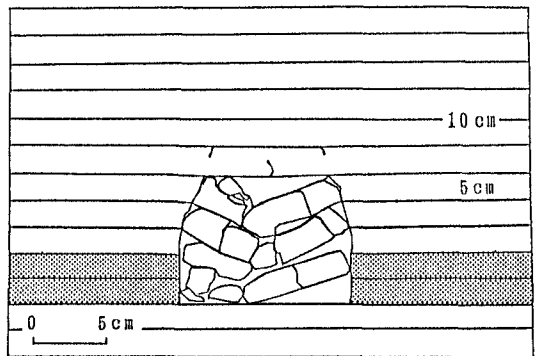


Fig.1 Failure and collapse of roof (Depth=50cm, width=12cm, height=4cm and seam thickness=2cm)

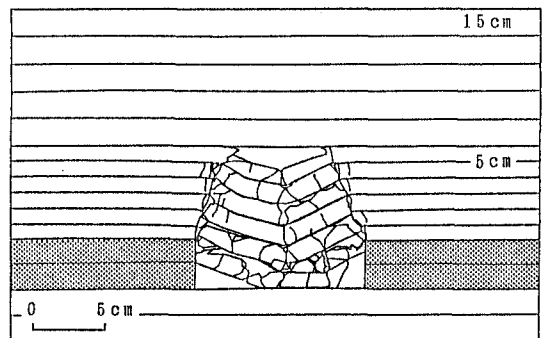


Fig.2 Failure and collapse of roof (Depth=50cm, width=12cm, height=4cm and seam thickness=1cm and 2cm)

両図とも次のような挙動がみられた。空洞の直上方にある層が自重による沈下を生じ、しかも不等沈下による離層が生じた。つづいて、引っ張りによる開口亀裂が層の中央に発生し、まっすぐ上方に向かって伸びる。次に層の両端（空洞の両側面付近）にも亀裂が空洞の左右の隅に向かって下向きに進展した。これらの亀裂が層の全厚さを横切るときに崩落が生じた。

ここで、破壊高さ（ H_f ）を初期状態の直接天盤から、亀裂の入った最上部の層までを、層単位で測った距離と定義する（層の間隔1cmまたは2cm×層数）。一方、自立部分とは、亀裂は入っているが崩落はしていない部分であり、沈下量の大きさが層の間隔より小さいかどうかで評価する。

これによると、Fig.1では、亀裂の進展過程は空洞の直接天盤から4層目まで続いており破壊高さは8cmとなる。そのうち崩落は3層目までであり、4層目は沈下が僅かであったため、自立している。また、亀裂の進展方向については、空洞隅の垂直方向からおおよそ20°より空洞直上方に傾く方向に進展した。

Fig.2では崩落が6層目まで生じ、それ以上は破壊しなかった（破壊高さ6cm）。Fig.1と比較すれば、岩盤の破壊の仕方は同じであったが、Fig.2の場合の破壊の方が、より小さい塊となって破砕的であった。

Fig.3, Fig.4に、これらの各層ごとの沈下曲線を示す。空洞上方になると、沈下量が小さくなることから離層が生じていることがわかる。層の間隔は変位量にほとんど影響しないこと、弾性領域では変位がほとんど生じていないことが確認された。

3.3 地山強度比と破壊高さ

Fig.5に、実験により得られた地山強度比（ R_{si} ）と破壊高さ（ H_f ）の関係を示す。地山強度比は、実験データから原型の強度と初期応力の比に直したものを利用した。図によると、地山強度比が5~7を境界に、2つの部分に分けることができる。すなわち、左側は地表面の影響をほとんど受けない部分、右側は地表面の影響を受ける比較的浅い部分の空洞を表したものである。図中に点線で結んだデータは、同じ模型において、空気圧を増加させるにつれて破壊が進展した過程を示している。特に、地山強度比が4以下となる場合では、急な変化の傾向を示す。一方、地山強度比が8以上の部分では、地表面の影響を受けたため、塑性領域の高さが比較的緩やかに減少した。

3.4 破壊のメカニズム

亀裂が最初に天盤中央部分で発生するという現象は、従来の両端固定梁モデル³⁾では説明がつかない。これは、天盤を支える基礎となる岩盤が集中応力により変形を生じるためであり、支点をバネとした両端弾性固定梁⁴⁾を仮定することにより説明できる。それによると、曲げモーメントは従来の式に修正係数を導入した形となる。この仮定から、空洞が安定であるための最小の幅である限界スパン a_0 を次式により求めることができる。

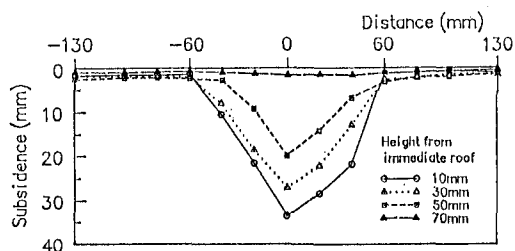


Fig.3 Subsidence of each level of roof (Seam thickness=2cm)

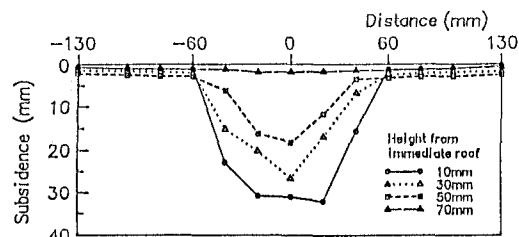


Fig.4 Subsidence of each level of roof (Seam thickness=2cm)

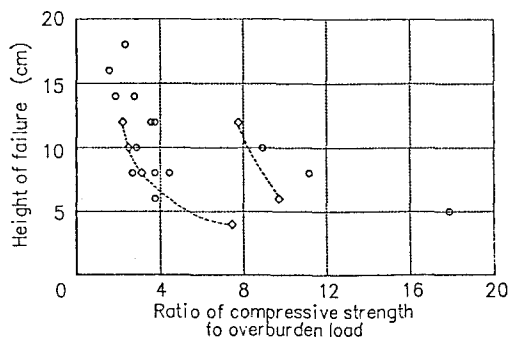


Fig.5 The relation between Height of failure and Ratio of compressive strength to overburden load

$$a_0 = \sqrt{\frac{2 \times m_1^2 \times \sigma_c}{\Phi \times q_1}}$$

ここに, m_1 : 層の間隔(cm)

σ_c : 引張り強度(kg/cm²)

q_1 : 梁の自重(kg/cm)

Φ : 曲げモーメント修正係数

上式で Φ の値は, 文献4)をもとに層の間隔2cmの場合1.37, 層の間隔1cmの場合1.03である. よって a_0 は, 層の間隔2cmの場合は8.5cm, 層の間隔1cmの場合は7.0cmとなる. 一方, 実験結果よりスパンを

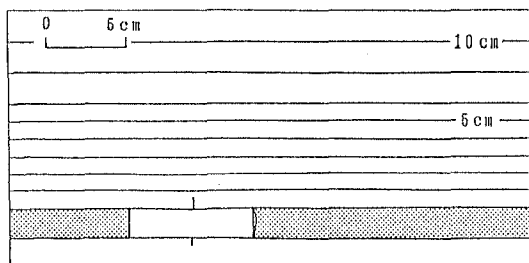


Fig.6 Failure and collapse of roof (Single openings, depth=50cm, width=8cm, height=2cm and seam thickness=1cm and 2cm)

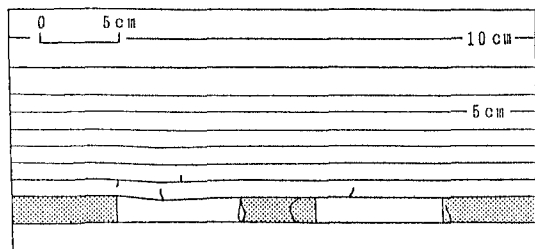


Fig.7 Failure and collapse of roof (Double adjacent openings $b/D=0.6$, depth=50cm, width=8cm, height=2cm and seam thickness=1cm and 2cm)

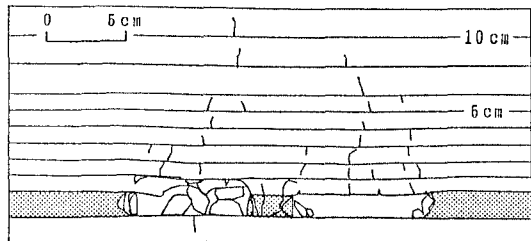


Fig.8 Failure and collapse of roof (Double adjacent openings $b/D=0.4$, depth=50cm, width=8cm, height=2cm and seam thickness=1cm and 2cm)

測定すると, それぞれ 7.5cm, 6.3cmであり, 安定部分が崩壊しないことを確認できた.

4. 不連続性岩盤内既設空洞到新設空洞を近接した場合の実験的挙動

4.1 実験内容

不連続性岩盤内の近接空洞の挙動を明らかにし, 各々の空洞の安定性に影響を及ぼすピラーの幅の限界値を求めるための実験を行った.

実験モデルは, 前章と同様の不連続性岩盤のモデル中に, 高さ2cm, 幅(D)8cmの矩形空洞が, 深度50cmに存在する場合とし, これと平行に同じ大きさの空洞を近接して施工する. ピラー幅の影響を調べるため, ピラーの幅を0.8D, 0.6D, 0.4D, 0.2Dと変化させた. なお幾何学的縮尺は1/100とし, 力学的縮尺は1/1.5である. 実験は, まず単一空洞を掘削し, 破壊挙動を観察し, 次に近接した位置に空洞を掘削した.

4.2 破壊状況

実験結果より, 0.8D, 0.6Dの挙動と0.4D, 0.2Dの挙動に大きな違いがみられたことから, 0.6Dと0.4Dの場合についてのみ破壊状況を述べる.

Fig.6は, 既設空洞のみ存在する場合の破壊状況である. まず, 天盤に亀裂が生じ, 沈下が始まった. さらに, 天盤端部および底盤に亀裂が生じた.

Fig.7は, ピラーの幅を0.6Dとして, 既設空洞の近くに近接空洞を掘削した場合の破壊状況である. 図に示すように, ピラー両端部に円弧形的破壊が生じた. 最終的にはピラーに剥離は多少みられたものの, 天盤は安定であった.

Fig.8は, ピラーの幅が0.4Dの場合の破壊状況である. 0.6Dの場合と同様に, 最初は, ピラー両端部で円弧形的亀裂が生じ, 剥離現象がみられた. しかしながら, 最終的には, ピラーの円弧状の亀裂が中央まで進展し, 完全に塑性破壊した. 同時に天盤が, 沈下して, 9層目まで亀裂がおよんだ.

4.3 考察

前述のように, 0.8Dと0.6Dの場合には天盤は安定し, 0.4Dおよび0.2Dの場合には, 天盤が大きく崩壊した. ことから, 空洞相互に影響を及ぼしあうピラーの限界幅は, 0.4D~0.6Dの間にあるものと考えられる.

また, ピラーはどの場合の幅においても, 端部から円弧状に破壊した. その後, ピラーの幅が十分な場合

(0.6D以上)には、ピラーの破壊は中央まで進展せず、ピラーは安定であった。ところが、ピラー幅が0.4D以下の場合、破壊はピラー中央にまで進展し、ピラー全体が完全に塑性破壊した。そして、ピラーが完全に破壊すると、天盤の破壊が助長されることが確認できた。ピラーにかかる応力状態について以下に考察を加える。

Fig. 10は、FEMの弾性解析によって、ピラーの幅が0.6Dと0.4Dの場合の応力を計算し、モール・クーロンの直線型破壊限界線より破壊接近度⁵⁾による局所安全率Fを求めた結果である (Fig. 9参照)。Fは次式で求める。

$$F = \frac{g}{r}, \quad g = \left(\frac{c}{\tan \phi} + \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \right) \sin \phi$$

$$r = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}$$

ここで、gはモール円の中心から破壊線へ降ろした垂線の長さ、rはモール円の半径である。 σ_1 、 σ_3 、c、 ϕ は、それぞれ最大主応力、最小主応力、粘着力、内部摩擦角を表す。これによると、0.6Dでは、ピラーの端部は破壊するものの、中央付近は破壊しないこと、0.4Dでは、安全率Fが1.0以下であることから、ピラー全体において破壊する可能性が高いことが明らかと

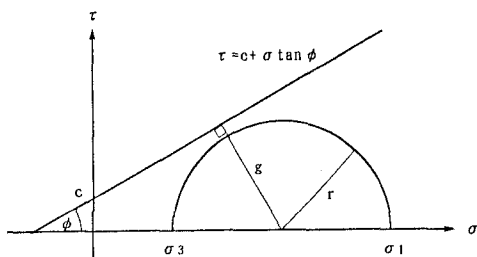


Fig.9 Safety factor against Mohr-Coulomb failure criteria

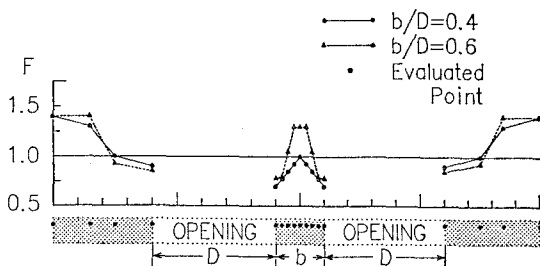


Fig.10 Safety factor on stratified rock masses around the double adjacent openings

なり、実験結果とよい一致を示した。

5. おわりに

本研究では、底面摩擦模型を用いて、深部に位置する不連続性岩盤内空洞の安定性を実験的に把握した。主に次のような結果が得られた。

(1) 不連続性岩盤内空洞周りの岩盤の挙動は、直接天盤の層が空洞部分をスパンとした梁の曲げ破壊の様相を示し崩落する。この現象を、本論文では新たに、両端弾性固定梁の曲げモーメントに関する修正係数を導入し、限界スパンの考え方を用いて評価した。つまり、破壊は次々と上位の層に向かって進むものの、梁のスパンが限界スパンより短くなると終息する。

(2) 塑性領域の範囲は、地山強度比に強い依存性を示すことが明らかとなった。特に、地山強度比が4より小さければ、塑性領域が顕著に広がる。一方、地山強度比が8よりも大きくなると、塑性領域が緩やかに減少した。

(3) 不連続性岩盤内の近接空洞の実験では、ピラーの幅が0.6D以上では、天盤の大きな崩壊は起こらなかったが、0.4D以下では、ピラーは塑性破壊し、大きく天盤が崩壊した。このことより、空洞の安定性に影響を及ぼすピラー幅の限界値は、0.4D～0.6Dの範囲にあるといえる。さらに、FEMの弾性解析により、その妥当性を確かめた。

今後、近接空洞の安定性に関して、さらに詳しい検討を進め、また、ロックボルトを施工した場合の効果についても実験および解析を行っていく予定である。

参考文献

- 1) 土木学会編：トンネル標準示方書 (山岳編), 1986.
- 2) 江崎哲郎他：大深度地下利用のための定量的模型実験装置の開発, 第22回岩盤力学に関するシンポジウム講演論文集, pp.186-190, 1990.
- 3) Seth D. Woodruff: Method of working coal and metal mines, Pergamon Press, London, vol. 1, pp. 37-137,
- 4) 蔣 宇静：力学与实践 (中国力学学会), vol. 13, No. 1, pp. 55-58, 1991.
- 5) たとえば、土屋 敬他：NATMにおける双設トンネルの離隔距離に関する研究, 第22回岩盤力学に関するシンポジウム講演論文集, pp. 396-400, 1990.