

ボアホールテレビによる亀裂観察結果から見た 大規模空洞掘削時の岩盤挙動の検討

打田靖夫¹・吉田次男²・浦山克³・平川芳明⁴

¹正会員 関西電力㈱ 総合技術研究所 主任研究員 (〒661 尼崎市若王寺 3-11-20)

²正会員 工修 関西電力㈱ 総合技術研究所 構案研究室

³正会員 工修 ㈱ニュージェック 技術開発部 部長代理

⁴正会員 ㈱ニュージェック 技術開発部 開発室次長

地下発電所空洞掘削に伴う岩盤挙動のメカニズムを明らかにするため、側壁岩盤のBTV観測を行い、次の結論を得た。a) ゆるみ領域の形成は、新規亀裂と既存亀裂の開口に起因する。b) これらの現象は、掘削による拘束力の減小、応力再配分に伴う応力状態の変化および大きな圧縮帯の出現により生じた。c) 側壁の水平変位は、卓越不連続面沿いのせん断変形に起因する。

Key Words : borehole television camera, underground cavern, in-situ measurement, dominant discontinuities, rock mechanics.

1. 緒言

大規模地下空洞掘削に伴う周辺岩盤のゆるみ領域を事前に予測することは、空洞の安定性を評価し、補強対策を講ずるうえで極めて重要である。岩盤のゆるみの定義は明確にされていないが、掘削の進行に伴う拘束力の減小と岩盤内の応力再配分による不連続面の開口幅の増大、岩盤亀裂の開口などによる空洞方向へのはらみ出しが生じ、耐荷力を失った状態などと一般的に解釈されている^{1)・2)・3)}。

地下空洞掘削に際しては、掘削に伴う周辺岩盤のゆるみ領域を数値解析によって予測し、現場計測を行いながら施工されている。その計測項目は、支保工の軸力測定、地中変位計による岩盤変位測定、弾性波速度測定などが提案され⁴⁾、その計測実績も蓄積されつつある。このほか、埋設ひずみ計による岩盤内の微小ひずみ測定⁵⁾、AE測定⁶⁾、さらにボアホールテレビ(以下、BTVと略す)を使用したボーリング孔内の亀裂観測も行われるようになった⁷⁾。

最近、BTVを使用した観測で次のような岩盤挙動が報告されている。すなわち、盤下げ掘削が観測位置の真横を通過した時期で新たな亀裂(新規節理)の発生や既存節理の開口幅の増加が顕著になり、岩盤にゆるみを生じる^{8)・9)・10)}、空洞掘削の進行に伴って新たな開口亀裂を発生した応力場が変化し¹¹⁾、岩盤のゆるみ範囲も変化する⁸⁾、不連続面の開口が岩盤の変形を支配する要素であり¹²⁾、岩盤変形のうちで開口変位の

占める比率「開口変位率」は火成岩系の節理性岩盤の方が堆積岩系よりも大きく、約6割に達している¹³⁾。

しかし、これまでのBTVによる観測結果では、掘削時のゆるみの範囲、既存の亀裂や新たな亀裂がゆるみに及ぼす影響、開口した亀裂の傾斜方位や開口量などの実態は必ずしも明かでなく、したがって、空洞掘削の進行に伴う新たな亀裂の発生と亀裂開口幅の増大を生じた岩盤内の主応力状態の変化や岩盤の変形形態、変形のメカニズムなどについては、十分に解明されていない。

そこで、大規模空洞掘削に伴う岩盤挙動の検討のため、施工管理のための計測とは別に、地下発電所空洞の放水路側側壁で岩盤挙動の測定を行った。発電所空洞の掘削に先行して掘削されていた放水路側の併設トンネルから空洞掘削に先立って6本のボーリング孔を穿孔し、BTVを用いた孔内壁の岩盤亀裂観測、相対水平変位測定、埋設ひずみ計を用いた岩盤内の微小ひずみ測定、AE(acoustic emission)測定、孔間弾性波速度測定、透気・透水係数の測定を1箇所集中して実施した^{14)・15)・16)}。

ここでは、BTVによる孔内壁の亀裂観測結果の詳細な分析を行うとともに、相対水平変位測定結果と事前に実施したFEM解析の主応力状態との対比から岩盤挙動の検討を行ったので以下に報告する。

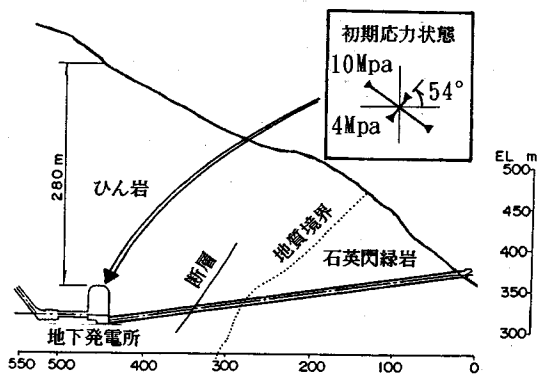


図-1 発電所空洞周辺の地質と初期応力状態

2. 測定概要

(1) 地下発電所空洞の概要

測定現場は、中国山脈の東端に位置する兵庫県の峰山・砥峰高原の東側斜面から約280mの地下に建設した大河内揚水発電所の発電所空洞である(図-1参照)。この地下空洞は、掘削量を必要最小限とするために弾頭形の断面形状が採用されており、その規模は幅24m、高さ46.6mおよび長さ134.5mである。

空洞周辺岩盤は、中世代の生野層群に属する、電中研式岩盤分類でCHの堅硬な性状を有するひん岩である(表-1参照)。図-1には、空洞頂部の3m上方に位置する試掘横坑で測定した地山初期応力を併記した。卓越する節理群は3組存在する。そのうち2組の走向・傾斜はN45°W/50°SWおよびN55°W/40°NEを示す。その走向は空洞長軸にほぼ平行である。他の節理群の走向・傾斜はN60°E/85°NWで、走向が空洞長軸にほぼ直交する¹⁷⁾。

空洞掘削に伴う周辺岩盤の挙動の推定は、空洞横断面についての2次元FEM解析を電中研式非線形粘弾性逐次掘削解析法(解析ステップは、図-2参照)を用いて実施した。この解析結果を反映して、測定対象とした発電所空洞の側壁補強工は、各ベンチ掘削の終了後に吹き付けコンクリート(厚さ24cm)およびロックボルト(全長接着方式、長さ5m、1本/3m²)が、その次のベンチ掘削終了後にPS工(長さ10m、うち定着長4m、1本/12m²)が計画された¹⁸⁾。

(2) 計測用ボーリング孔の配置と測定方法

図-2は発電所空洞の掘削順序を示したもので、①~④の順に空洞長軸方向に掘削し、その後ベンチ1からベンチ10まで高さ3m毎に盤下げ掘削が行われた。計測用ボーリング孔の標高は、ほぼベンチ3の標高に位置する。

図-3は先行掘削した放水路側併設トンネル壁面のボーリング孔の配置である。壁面に1.5m間隔の格子を組み、そこから空洞長軸に直交する長さ20mの6本

表-1 岩石と岩盤の物理的・力学的性質

項目	平均値	データ数
見かけ比重(表乾状態)	2.75	69
吸水率(%)	0.34	69
一軸圧縮強度(Mpa)	237	76
圧裂引張強度(Mpa)	11.8	49
静弾性係数(Gpa)	76.1	71
静ポアソン比	0.25	31
P波速度(km/sec)	5.71	36
S波速度(km/sec)	3.69	36
限界ひずみ(%)	0.30	69
変形係数(Gpa)	24.1	18
せん断強度(Mpa)	4.53	-
内部摩擦角(°)	60.9	-
P波速度(km/sec)	5~6	-

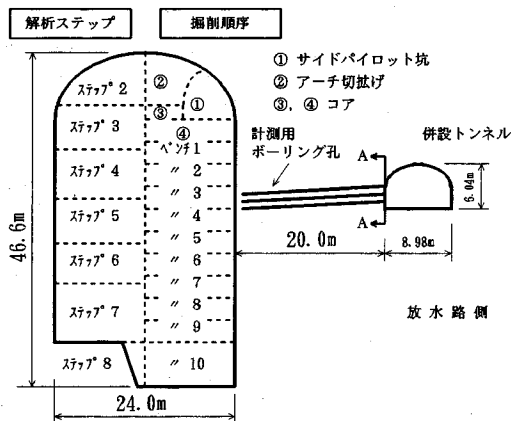


図-2 空洞横断形状、解析ステップ、掘削順序と測定孔の位置関係

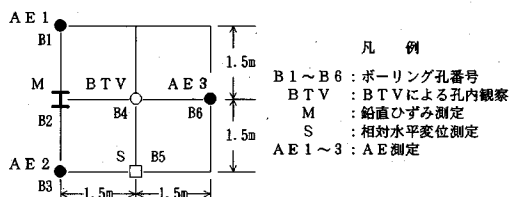


図-3 併設トンネル壁面上のボーリング孔の配置(図-2のA-A断面)

のボーリング孔を下向き角4°で平行に穿孔した。BT Vによる孔内壁面観測孔はこの格子の中心に配置し、1.5m下方に相対水平変位測定孔を配置した。

BT V¹⁹⁾は、ボーリング孔壁を360°の展開画像として得るスキャナー方式を用いた。孔内壁面観測は、アーチ部切上げの前後、ベンチ2と3、ベンチ7の掘削後および掘削完了後に行った。観測項目は、不連続面の位置、走向、傾斜および開口状態である。相対水平変位測定にはスライディングマイクロメータ²⁰⁾を用い、アーチ部切上げの前後、ベンチ1~ベンチ3の各掘削後に測定した。これにより、空洞側壁から1.5~

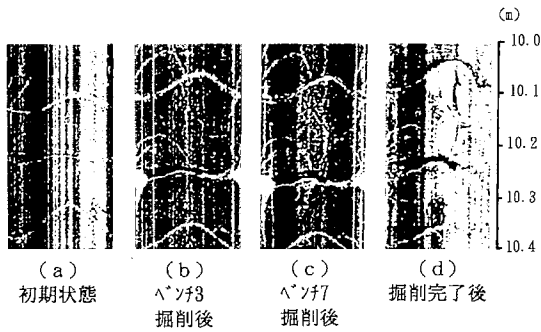


写真-1 各掘削時点のBTV展開画像の一例

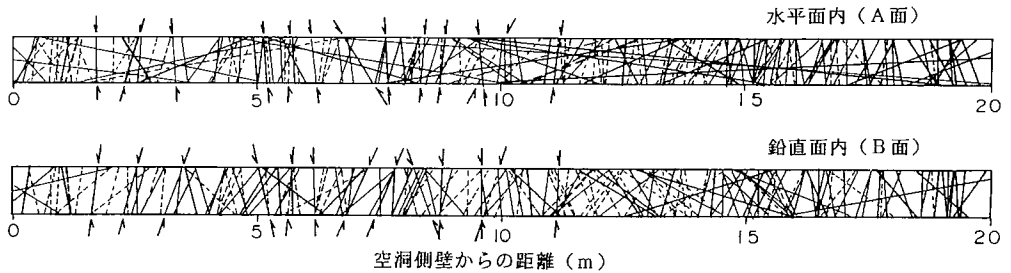
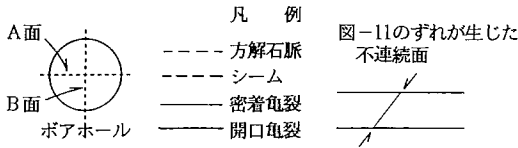


図-4 BTV観察孔における初期状態の不連続面の見かけの角度

17.5mの範囲の相対変位を1m区間ごとに求めることができる。

以上の測定における初期値は、アーチ部切上げ前、すなわち図-2のサイドパイロット坑①の掘削終了時点とした。

3. 掘削に伴う亀裂の進展

(1) 亀裂の進展と既存亀裂の卓越方向の関係

掘削の進行に伴う亀裂の進展状況は、BTVで撮影した展開画像を用いて観測した。写真-1は、掘削過程における亀裂の開口状況の例である。この展開画像から亀裂の位置、走向、傾斜および開口状況が定量的に測定できる。表-2は、BTV展開画像で観測された岩盤中の不連続面で、①方解石脈、②シーム、③密着亀裂および④開口亀裂の4種類に区分した。

不連続面は初期状態（掘削前）で198本、1m当たり平均10本である（図-4参照）。図-5（a）は、シュミットネットの下半球投影図にプロットしたすべての観測不連続面の等極密度線である。図によると、不連続面は2群で、それらの走向は空洞長軸方向にほぼ平行し、空洞側壁面に対して60~90°傾斜の流れ目または差し目である。この角度は、調査段階で得られ

表-2 不連続面の分類と初期状態の本数

区分	説明	初期状態	
		本数	百分率(%)
不連続面	① 方解石脈	77	38.9
	② シーム	2	1.0
既存亀裂	③ 密着亀裂	75	37.9
	④ 開口亀裂	44	22.2
合計		198	100.0

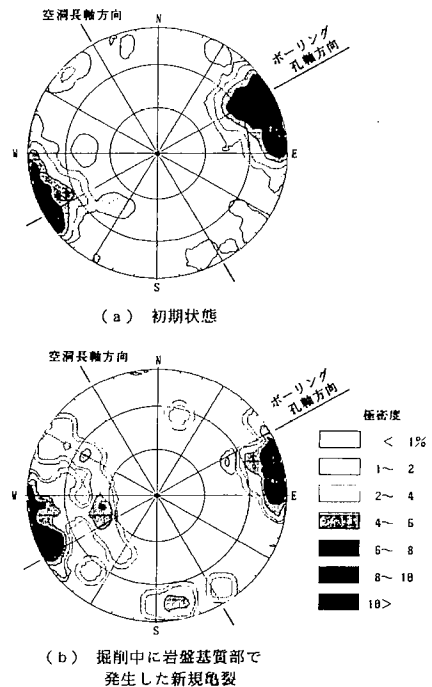


図-5 BTVで観察した不連続面の等極密度線（シュミットネット、下半球投影）

た節理群よりもやや大きい。

初期状態から空洞掘削完了までの間に、41本の既存亀裂に開口幅の変化が認められ、60本の新たな亀裂（新規亀裂）が発生した。新規亀裂のうち22本（37%）が方解石脈に生じた亀裂で、残り38本（63%）は岩盤基質部の亀裂である。図-5（b）は、岩盤基質部に発生した新規亀裂を示す。

図-5（a）と（b）の分布は非常に良く一致している。このことから、空洞掘削に伴う岩盤亀裂の進展は、主として①既存亀裂の開口幅の変化、②方解石脈における新規亀裂の発生、および③岩盤生成過程で生じた既存の不連続面に平行な潜在的亀裂の顕在化に起因すると解釈できる。

(2) 亀裂頻度分布の変化

空洞掘削に伴う側壁岩盤内の亀裂進展状況を図-6に示す。図の横軸は空洞掘削予定線からの距離で、掘削前および掘削後の亀裂頻度分布をポアホール長1m当たりの亀裂数で示した。掘削前の18~20m区間は、他よりも開口亀裂が多い。これは、併設トンネルの先行掘削の影響と推測される。この区間を除いて空洞掘削前後の亀裂頻度を比較すると、掘削後には側壁から15mの範囲の密着亀裂と開口亀裂が顕著に増加している。開口亀裂の頻度がピークを示す側壁近傍および5~6mと8~9mでは、密着亀裂の増加も顕著である。

亀裂の進展をさらに詳細に調べたのが図-7で、亀裂を新規発生亀裂、開口幅が増大した新規亀裂、開口幅が増大した既存の亀裂の3種類に分けた亀裂の頻度分布を掘削段階別に示している。図から、亀裂の進展は、盤下げ掘削の進行に伴って徐々に空洞側壁から深部に及んでいる傾向が認められる。すなわち、アーチ切上げからベンチ2掘削の過程では、少数の既存亀裂のみに開口幅の増大を生じているが、観測位置の真横を空洞盤下げ掘削が通過したベンチ3段階では、多数の新規亀裂が発生している。特に側壁から6mまでの範囲や10m付近では顕著であり、開口幅が増大した既存亀裂も認められる。次のベンチ4から7の掘削過程では、新規亀裂の発生や既存亀裂の開口幅が増大する範囲が前の段階よりも深部に移っている。さらに、ベンチ8から掘削完了の間に、側壁から4~15mの範囲で顕著な亀裂の進展が認められる。ほとんどは既存亀裂とそれ以前に発生した新規亀裂の開口幅の増大である。特に、側壁から8mの位置付近で開口幅の増大した亀裂が著しく増加した。

図-8には図-7（d）の亀裂を流れ目と差し目に区別して示した。両者の割合はほぼ等しい。

(3) 亀裂の開口変位の変化

ボーリング孔軸方向の亀裂開口幅は、BTVの孔壁面展開画像上にスケールゲージを当てて測定した。空洞掘削の進行に伴う孔軸方向の開口幅増分をここでは

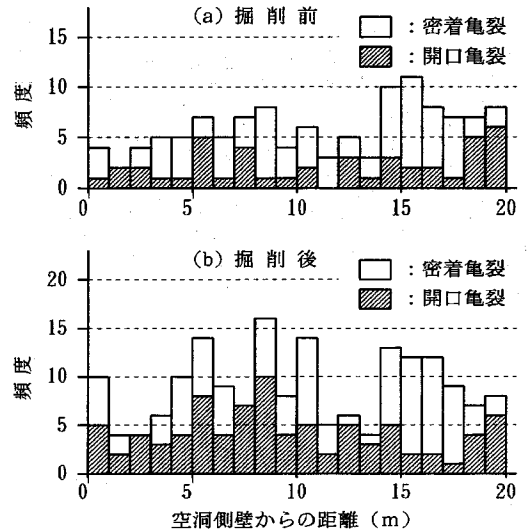


図-6 空洞掘削前後の亀裂の頻度分布

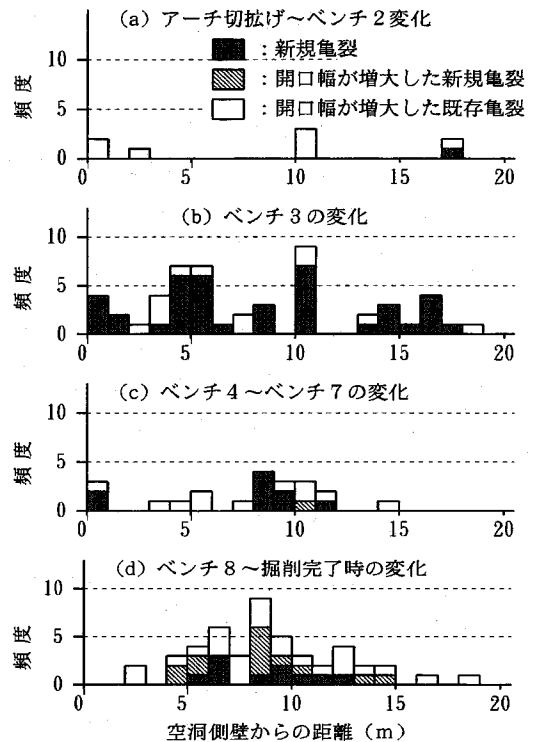


図-7 各掘削段階で進展した亀裂の頻度分布

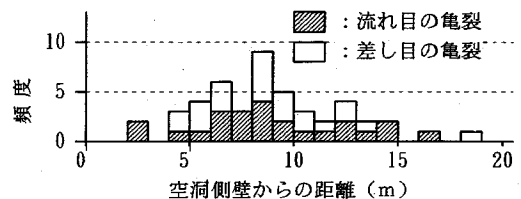


図-8 ベンチ8から掘削完了の間で進展した流れ目と差し目の亀裂の頻度分布

「開口変位」¹³⁾と呼び、併設トンネル壁面を起点として、初期状態から各掘削段階までの開口変位累計曲線として整理した。その結果を図-9に示す。なお、初期開口幅の合計値は、約44mmで、そのうちの約20mmは併設トンネル壁面から2mの範囲で生じていた。

開口変位累計曲線の勾配に着目すると、最初に開口変位の顕著な増加が生じたのは、ベンチ3掘削後の側壁から5mの範囲で、この開口変位累計曲線にいくつかの不連続部を生じている。初期状態からこの段階までの開口変位は9.8mmであるが、6.8mmは側壁から5mの範囲で生じている。

ベンチ4から7までの掘削段階では、側壁からの距離が10mの位置付近で新たに約4mmの変位増加が認められるのみで、大きな変化はない。

ベンチ8から掘削完了までの最終段階で、側壁から14mの範囲で一般的に亀裂の開口が顕著に増し、この範囲の開口変位は53mmとなった。特に、側壁から6~10m間の開口変位が大きく、約30mmを示す。この値を見かけのひずみに換算すると0.75%となり、岩盤基質部の限界ひずみ(0.3%)を大きく超えている。

亀裂開口が著しい側壁から14mまでの範囲は、ゆるみ領域で補強工を必要とする領域といえる。

以上から、この岩盤の観測位置におけるゆるみ領域は、掘削面が観測位置を通過した時には側壁から5mまでの範囲に、最終掘削段階では14m付近までの範囲に拡大したと判断できる。

(4) 開口変位と水平変位の対比

図-10は、アーチ部切詰め時からベンチ3掘削終了までの各掘削段階に測定した水平変位の累計曲線である。水平変位量累計の起点は、空洞側壁から17.5mの位置とした。図には図-9のベンチ2およびベンチ3掘削後の亀裂開口変位累計曲線を併記している。なお、ベンチ4掘削以降は、空洞側壁から約19mの位置で測定孔が変形したため測定不能となった。

水平変位累計曲線は、いずれの段階においても直線的である。ベンチ2掘削後の約13mmの累計変位量に対する開口変位の累計は約1mmである。水平変位に占める亀裂開口変位の割合を「開口変位率」¹³⁾と呼ぶことにする。

ベンチ3掘削後の壁面における約19mmの変位に対する亀裂開口累計変位は約8mmであるが、亀裂開口変位累計曲線が折れ曲がる側壁から5mまでの範囲とそれより深部を区別すると、開口変位率は前者が約80%、後者が約20%となる。したがって、側壁から5mの範囲では、水平変位量の約80%が岩盤亀裂の開口によって生じた変位で、残り約20%が拘束力減小による岩盤基質部の弾性変形やBTV装置の解力を超える微小亀裂の開口などによって生じる変位と推定される。

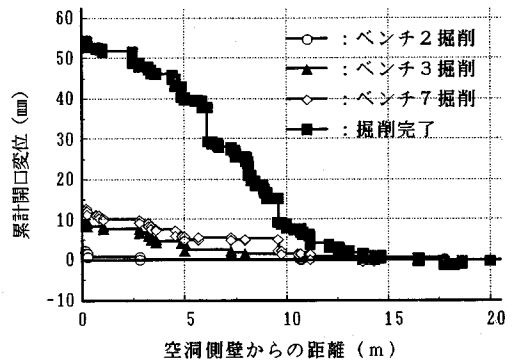


図-9 各掘削段階における亀裂累計開口変位

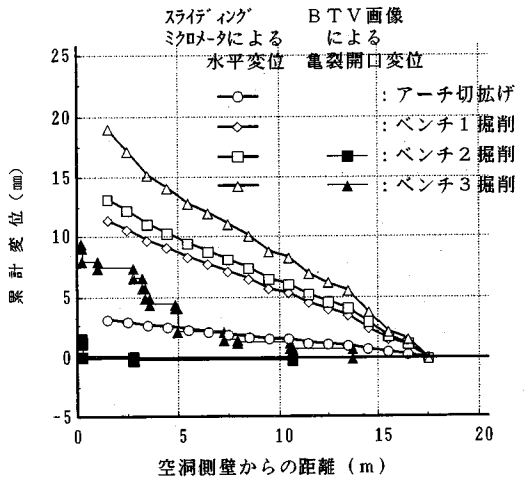


図-10 各掘削段階の水平変位と亀裂開口変位の累計

4. 掘削に伴う岩盤の変形形態

(1) 岩盤変形に起因する孔壁の変形

図-11は、掘削に伴って現れたBTVの観察孔(B4)および水平変位測定孔(B5)の変状である。

ベンチ4掘削後に、B5の区間水平変位測定ができなくなったので、ファイバースコープで孔内を直接観察した結果、埋設した塩化ビニル管の左上部が図-11のB部で、図に示すように押しつぶされていた。その後、オーバーコアリングによって計測孔の復旧を試みた際に、C部でも同じ変形を生じていることが判明した。

ベンチ5掘削後は、図-11に示すように、B4孔のA部の既存の亀裂面がずれているのを肉眼観察とファイバースコープによって確認した。この位置で、空洞掘削前に開口亀裂が確認されている。

このような岩盤変形が顕著になり始めた時期は、孔内に水平変位測定用のゾンデを挿入するのが容易でなくなった時期から判断すると、観測位置の真横を盤下

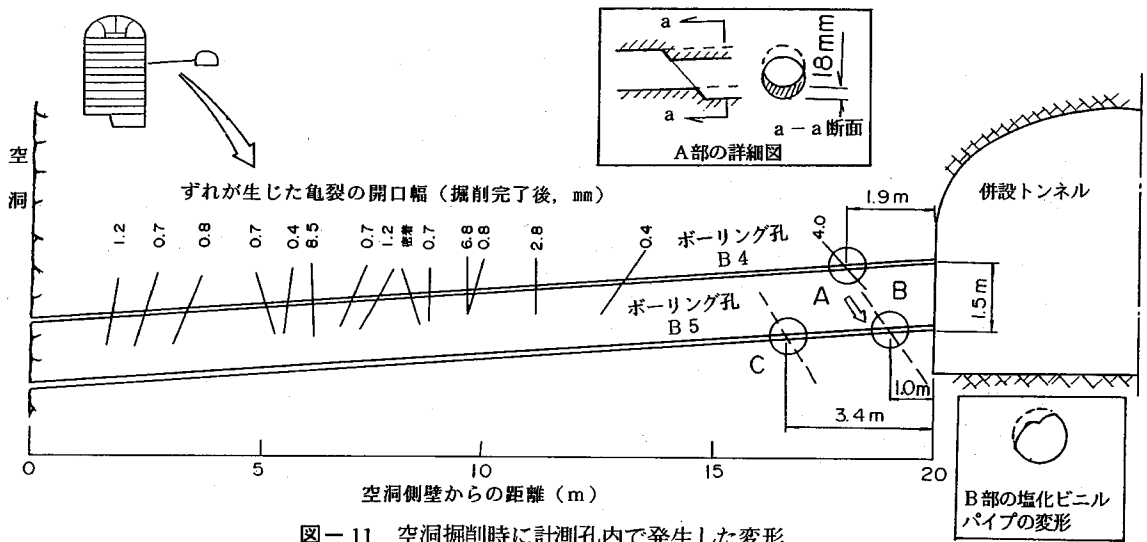


図-11 空洞掘削時に計測孔内で発生した変形

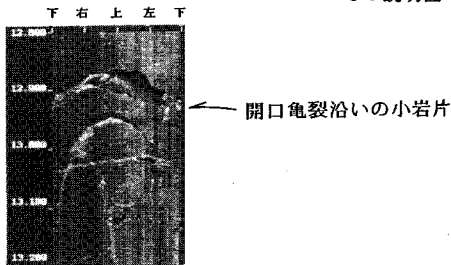
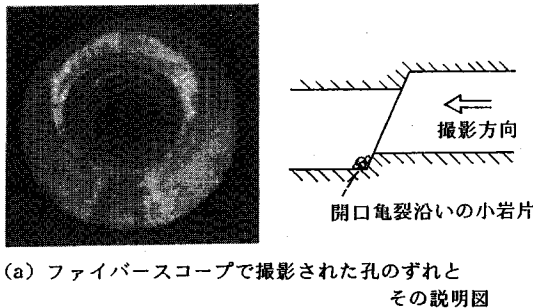


写真-2 孔内変形の観測事例

げ掘削が通過した時期であり、図-9に示した側壁近傍岩盤の亀裂開口変位が顕著に増大したベンチ3掘削時と対応している。

空洞掘削完了後に再びBTVソンの挿入が不可能となったので、ファイバースコープでボーリング孔内を全長にわたって観察した。その結果、孔内の数箇所に亀裂面に沿うずれが確認された。この映像の一例を写真-2(a)に、対応する孔壁のBTV画像を写真-2(b)に示す。写真-2(b)にはボーリング孔下部の亀裂沿いずれに接した小岩片の存在が認められ

た。このようなずれを伴う亀裂部は、その後の再ボーリング時にビット先端が突き当たった位置に一致した。これらの開口亀裂の位置と傾斜を図-11に鉛直断面図への投影線として記した。ずれを伴った開口亀裂は、側壁から13mの範囲ではほぼ0.5~1.5m間隔に14箇所認められた。これらの内訳は、既存の亀裂が開口したもの11本、方解石脈が開口したもの2本および岩盤基質部の亀裂1本である。

(2) 亀裂の開口原因

図-11のA部のずれを生じた開口亀裂の位置と傾斜角、B部の塩化ビニル管の圧潰位置および図-7(b)の新規亀裂の発生分布は、ベンチ3から5の空洞盤下げ掘削による応力再配分の影響を受け、新規亀裂が発生するとともに流れ目の開口亀裂面沿いにすべりを生じたことを示していると推定される。さらに、ベンチ7掘削後から掘削完了までの間にB4孔内にずれを生じた開口亀裂の分布範囲は、図-9に示した亀裂開口変位増加領域に対応している。これらの開口亀裂の見かけの傾斜方向は、空洞側壁に対していずれも流れ目あるいは差し目である。以上の変形現象から、図-12に示した亀裂面沿い変形の説明図に基づき、掘削に伴う岩盤内の変形挙動は次のように説明できる。すなわち、掘削による水平拘束力の减小およびこれに伴う応力再配分の結果によって生じる鉛直応力の増大によって、せん断応力の作用方向にある流れ目あるいは差し目の亀裂面に沿うずれを生じる。差し目に沿っては変形し難いので、変形は主として流れ目に沿って生じ、差し目の亀裂面には剝離を生じる。下盤と密着状態にある上盤が図-12のように起伏を有する亀裂面上を下向きに変形する場合には、起伏部の幾何学形状に依存した乗り上げにより上下盤間に空隙が生じ、亀裂面を

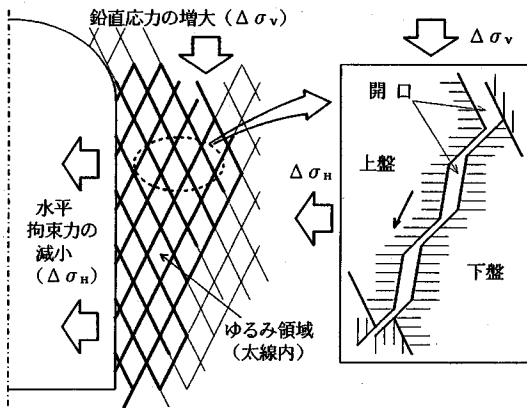


図-12 岩盤の変形説明図

含む岩盤の体積は増加する。このダイレイタンスー効果で亀裂面に開口変位を生じる。この考え方は、Pattonが提案した「規則的な起伏を有する不連続面モデル」の低い拘束圧におけるジョイントの変形メカニズム²¹⁾に類似している。

5. 岩盤の変形のメカニズム

亀裂観測区間の岩盤主応力状態の測定を行っていないので、図-7および図-9の測定結果を事前に行ったFEM解析結果¹⁸⁾ および同時に測定した岩盤内の鉛直ひずみ測定結果¹⁴⁾を参考にして検討する。

図-13 (a) ~ (d)には、掘削段階に対応する観測ボーリング孔標高のFEM解析による主応力状態と亀裂の頻度分布を対応させて整理した。解析結果のステップ4はベンチ3掘削後に、ステップ6はベンチ7掘削後に、ステップ8は空洞掘削完了後にそれぞれ対応する。

図-13 (b)のベンチ3掘削後に対応する主応力状態は、空洞側壁から10mの範囲で図-1の初期応力状態や図-13 (a)の主応力状態と最大主応力方向が明かに異なる。図-14は岩塊中にひずみ計を埋設して測定した鉛直ひずみ分布であり、空洞側壁から3mまでの範囲で解放側の値を示し、5mおよび9m付近に圧縮側の極大値を示す2つの圧縮帯が形成されている¹⁴⁾

2つの圧縮帯の位置は、図-13 (b)の新規亀裂の発生が顕著で亀裂開口変位が増大した位置および最大主応力の方向の変化が生じた位置に対応している。

図-13 (c)のベンチ4~7の掘削により進展した亀裂の頻度分布は、ベンチ4~6掘削後の鉛直ひずみ分布とほぼ調和しており、進展した亀裂の集中領域は形成範囲が狭くなり、鉛直ひずみの極大値が増大した2つの圧縮帯の領域にほぼ対応している。

空洞掘削完了時の図-13 (d)では、ロックボルトを施工した側壁近傍を除くと、新規亀裂と開口幅変化

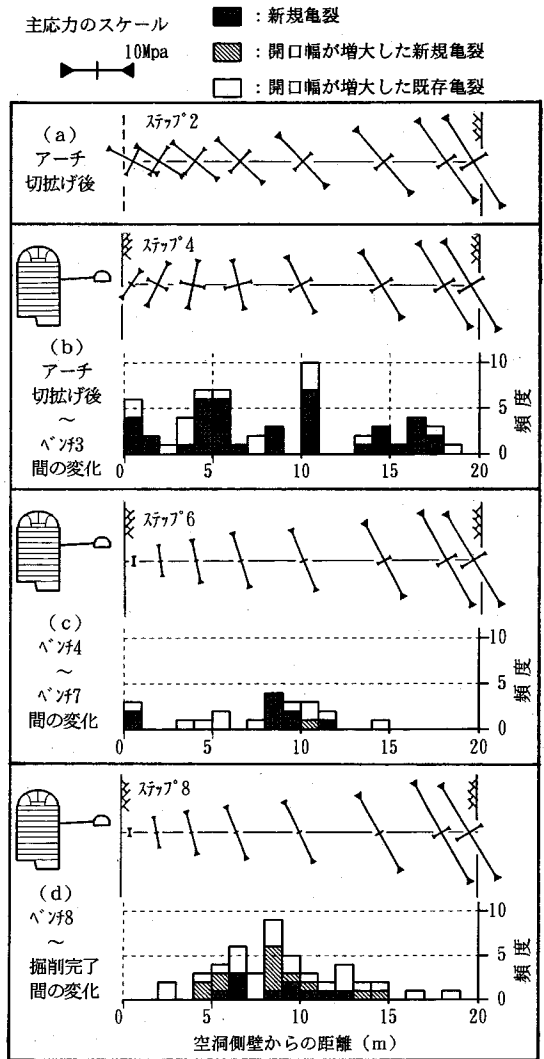


図-13 掘削に伴う主応力状態の変化と亀裂の進展

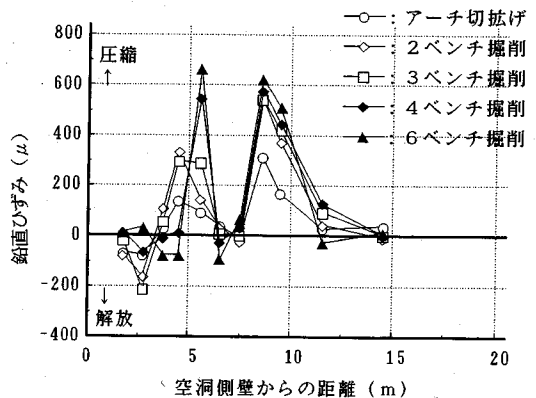


図-14 各掘削段階における鉛直ひずみの分布¹⁴⁾

を伴う亀裂の数が増加し、亀裂開口変位の顕著な増大を生じた4~14mの領域は、2つの大きな圧縮帯が形成された領域を包含している。

したがって、事前解析による岩盤内の応力状態変化を参考にし、亀裂進展状況と鉛直ひずみ分布の対応から、空洞掘削に伴う側壁部岩盤の変形メカニズムを以下のように推定した。

観測位置真横を盤下げ掘削が通過した時に空洞側壁から数mの範囲で生じた新規亀裂の発生と既存亀裂の開口は、側壁近傍の拘束力減小、応力再配分に伴う最大主応力方向の変化および大きな圧縮帯の形成により、卓越不連続面群に沿うせん断変形が発生したことによる。さらに、空洞下部の掘削で広範囲に生じた著しい亀裂開口変位の増大は、空洞下部の水平拘束力の減小および応力再配分に伴う圧縮帯の成長によるせん断応力の増大により、せん断応力作用方向にはほぼ平行な流れ目の卓越不連続面群に沿うすべり変形が生じたことに起因する。

6. 結論

大河内発電所空洞の立地する岩盤は、高角度の流れ目とこれと共役なさし目の卓越する不連続性岩盤である。BTVを用いた孔内壁の観測から、空洞掘削に伴う側壁岩盤の変形挙動を検討し、次の結論を得た。

① 空洞掘削に伴って、既存亀裂の開口幅の増大、方解石脈と岩盤基質部に新たな亀裂の発生・開口が生じた。岩盤基質部の新たな亀裂は、不連続面にほぼ平行であることから、潜在的亀裂の顕在化と推定される。

② 空洞盤下げ掘削が真横を通過した段階で、空洞側壁から数mの範囲で新規亀裂が顕著に発生し、また亀裂の開口幅が増大した。この範囲の水平変位に占める亀裂開口変位の割合は約80%であった。掘削が下部に移ると、観測位置の側壁から14mの範囲で、既存亀裂とそれ以前の掘削段階で発生した新規亀裂の開口幅が顕著に増大し、広範囲のゆるみ領域を形成した。

③ 大規模空洞掘削時の側壁部不連続性岩盤の変形は、流れ目あるいは差し目の亀裂面に沿うせん断変形である。流れ目の亀裂面の起伏に伴うダイレイタンシー効果と差し目の剝離によって亀裂面の開口変位を生じる。開口変位量はすべり変形量と亀裂面の起伏の大小に支配されると推定できる。

④ 空洞側壁岩盤の変形のメカニズムは、盤下げ掘削に伴う側壁近傍の拘束力減小、応力再配分に伴う最大主応力方向の変化および大きな圧縮帯の形成が、卓越不連続面群沿いのせん断変形による新規亀裂の発生と既存亀裂の開口を生じ、さらに下部の掘削に伴う水平拘束力の減小および応力再配分に伴う圧縮帯の成長によるせん断応力の増大が、流れ目の卓越不連続面群沿いの変形による亀裂開口変位の増大を生じたと推定される。

謝辞：原位置測定計画と結果の検討に対して（財）電力中央研究所の金川忠氏および山口大学の石田毅助教授から懇切な指導と助言をいただいた。また、本稿をまとめるに当たって大阪市立大学の高田直俊教授から懇切な助言をいただいた。ここに記して謝意を表します。

参考文献

- 1) 桜井春輔：トンネル・地下空洞における岩盤の緩みとは？、パネルディスカッション資料、土木学会第23回岩盤力学に関するシンポジウム講演論文集、pp.378 - 379, 1991.2.
- 2) 谷本親伯：岩盤不連続面から見たトンネル周辺のゆるみ現象、パネルディスカッション資料、土木学会第23回岩盤力学に関するシンポジウム講演論文集、pp.380 - 381, 1991.2.
- 3) 今田 徹：トンネル・地下空洞における岩盤の緩み、パネルディスカッション資料、土木学会第23回岩盤力学に関するシンポジウム講演論文集、pp.382 - 383, 1991.2.
- 4) 桜井春輔：トンネル掘削に伴うゆるみ領域の研究、トンネルと地下、第14巻1号、pp.35 - 41, 1983.1.
- 5) 石田 毅、金川 忠、矢田 篤、田中正弘：空洞掘削時の応力再配分に着目したゆるみ域測定法の提案、土木学会論文集、No.457/Ⅲ-21, pp.41 - 50, 1992.12.
- 6) 石田 毅、金川 忠、土山茂希、百瀬洋一：高周波AE測定による地下発電所空洞掘削時岩盤挙動の検討、土木学会第23回岩盤力学に関するシンポジウム講演論文集、pp.311 - 315, 1992.2.
- 7) 田中和広：ボアホールテレビジョン（BTV）装置、地質と調査、1993年第1号、pp.37 - 45, 1993.1.
- 8) 堀 義直、宮腰勝義：新高瀬川地下発電所の空洞掘削に伴う岩盤ゆるみ性状に関する検討、ボアホールテレビジョン装置による測定結果、電力中央研究所報告、No.376528, 1977.2.
- 9) 宮腰勝義、角田隆彦：奥吉野地下発電所の空洞掘削に伴う周辺岩盤のゆるみ性状、ボアホールテレビジョン装置による観測・測定、電力中央研究所報告、No.377533, 1978.3.
- 10) 志田原巧、志村孝吉、佐竹義典：奥矢作第二発電所の空洞掘削に伴う周辺岩盤のゆるみ性状に関する検討、ボアホールテレビジョン装置による観測・測定結果、電力中央研究所報告、No.380587, 1981.4.
- 11) 金折裕司：ボアホールテレビジョン装置による岩盤ゆるみ現象に関する検討、俣野川発電所地下空洞掘削に伴う検討、電力中央研究所報告、No.382026, 1982.10.
- 12) 猪原芳樹、大山隆弘：岩盤挙動計測のためのボアホールテレビジョン画像の立体視手法の開発、電力中央研究所報告、No.U92011, 1992.7.

- 13) 日比野敏, 本島 睦: 大規模空洞掘削時の岩盤挙動とライニング設計概念の提案, 土木学会論文集, No.481/Ⅲ-25, pp.125 - 134, 1993.12.
- 14) 打田靖夫, 原田俊之, 金川忠, 中川加明一郎, 浦山克, 中村隆浩, 石田毅: 地下発電所空洞掘削における側壁岩盤の挙動, 土木学会第 24 回岩盤力学に関するシンポジウム講演論文集, pp.316 - 320, 1992.
- 15) 打田靖夫, 原田俊之, 前田稔, 浦山克, 平川芳明: 大規模地下空洞掘削過程における不連続性岩盤の挙動, 土木学会第 25 回岩盤力学に関するシンポジウム講演論文集, pp.336 - 340, 1993.
- 16) Uchita, Y., Harada, T. and Urayama, M. : Behavior of discontinuous rock during large underground cavern excavation, *Proc. of Int. sympo. on assessment and prevention of failure phenomena in rock engineering*, pp.807 - 816, 1993.4.
- 17) 宮腰勝義, 伊藤久敏: 大河内揚水地点の地質, 建設工事に伴う地質工学的検討, 電力中央研究所報告, 依頼報告 U93504, 1993.7.
- 18) 原田稔, 片山武, 矢田篤: 大河内水力発電所地下発電所空洞の設計と施工, 電力土木, No.230, pp.46 - 57, 1991.
- 19) 亀和田俊一, 遠藤努, 国分英彦, 西垣好彦: B I P システムの装置とその能力について, 土木学会第 21 回岩盤力学に関するシンポジウム講演論文集, pp.196 - 200, 1989.
- 20) Kovari, K. and Petter G. : Continuous strain monitoring in rock foundation of a large gravity dam, *Rock Mechanics and Rock Engineering*, Vol.16, 1983.
- 21) Patton F.D. : Multiple modes of shear failure in rock, *Proc. of 1st Int. Cong., ISRM., Lisbon, Vol. I*, pp.509 - 513, 1966.

(1994. 3. 31 受付)

ROCK BEHAVIOR OBSERVED BY MEANS OF BOREHOLE TELEVISION CAMERA DURING A LARGE UNDERGROUND CAVERN EXCAVATION

Yasuo UCHITA, Tsugio YOSHIDA, Masaru URAYAMA and Yoshiaki HIRAKAWA

A measurement of discontinuities in a rock was carried out by means of borehole television camera during an excavation of an underground powerhouse cavern with 24m wide, 46.6m high and 134.5m long at 280m below the ground surface.

Through the measurement, the mechanism of rock behavior has been clarified ;

- a) The occurrence of loosened region was caused by openings of new cracks and existing discontinuities.
- b) These phenomena were taken place under reduction of the confined stress, changes of stress condition accompanied with stress redistribution and appearance of large compression zones.
- c) The horizontal displacement in the wall rock accompanied with the cavern excavation was caused by the shear deformation of the rock mass along the dominant discontinuity.