採炭に伴う立坑損傷に関する研究*

藤井 義明¹ 石島 洋二² 後藤 龍彦³

A Study on Shaft Damages due to Mining

by Yoshiaki FUJII¹, Yoji ISHIJIMA¹ and Tatsuhiko GOTO²

1. Faculty of Engineering, Hokkaido University, Kita-ku, Sapporo 060

2. Faculty of Engineering, Muroran Institute of Technology, Mizumoto-cho, Muroran 050

In Akabira Colliery, a decision was made to change the angle of influence for the cone-shaped shaft pillar from 60° to 80° in 1985. Mining in the former pillar areas started in 1986 and 2.2 million tons of coal was safely extracted before the mine closure in 1994.

Damages have been induced in four levels along the concrete block-lined shaft having length of 680 m. It was concluded through observation of lining, monitoring of displacements along the shaft axis and three dimensional elastic stress analysis that the main factors which induced the lining damages are (1) fault slips due to increase of shear stress, (2) increase of vertical stress component or decrease of minimum principal stress in the horizontal plane and (3) stress concentration around roadways connecting to the shaft.

A consideration on a reasonable monitoring scheme for shaft damages was also shown.

KEY WORDS : Shaft Pillar, Mining, Shaft Damages, Faults, Three Dimensional Elastic Stress Analysis

1. 緒 言

立坑が主要骨格の一部を構成する炭鉱では、採掘に伴う力学的擾乱が立坑に及ばないように立坑の周囲に保安炭柱と称する採掘禁止区域を設けることが義務付けられている。住友石炭赤平炭鉱(株)旧赤平鉱業所では、従来、円錐形をした保安炭柱の限界角を60°に設定していた。この設計の下で保安炭柱部区域内に縛り付けられている多量の石炭の一部でも採掘することができれば、深度化・奥部化を伴わずに容易に可採炭量が増加するので炭鉱経営上有利である。

この観点から、同炭鉱では従来の設計法の見直し作業に着手し、1985年に保安炭柱を次のように変更した。すなわち、-600 m以浅では限界角を従来の60°から80°とした円錐形とし、それ以深では円柱形とする(図1、この間の経緯については、五十嵐(1994)を参照されたい)。本決定に基づき旧保安炭柱内に図1、および、表1、2に示すようなパネルを設定し、採炭を逐次進めることにより、1994年2月に閉山するまでの間に総量で220万tが出炭された。

旧保安炭柱内の採掘は、立坑に地圧の増加に伴う損傷をもたらす可能性がある。そこで、次のような対策が立案・実施されたが、幸い事故を経験することなく閉山を迎えた。

(1) 計画した採掘が立坑にもたらす力学的擾乱に関して予測計算を行い、立坑の変状箇所や変状の程度を予測する。

(2) 立坑の変位をモニタリングし、年1~2回の頻度で予測と観察を照合する。差異が大きいときにはその原因を明らかにし、予測計算の正確さの向上等に役立てる。

(3) 立坑の変状箇所を速やかに発見し修理する体制を確立する。

本研究では、同炭鉱の立坑のモニタリングの結果(亀田ら, 1989; 亀田, 1990; 五十嵐, 1994)の一部と予測計算結果を比較し、予測の正確さや立坑損傷の要因について検討し、立坑の合理的な監視の方法について考察する。

2. 旧保安炭柱内の採掘に伴う赤平立坑の変状

2・1 立坑と採掘の概要

旧保安炭柱内の採掘区域は赤平断層を境に急傾斜区域と中傾斜区域に分かれており、前者では欠口採炭法、後者では機械化長壁式採炭法が用いられた(図1)。直径6.6 mの立坑は急傾斜区域内に設けられており、-55, -320, -350, -450, -550 mレベルで断層を切っている。立坑の坑口付近は鉄筋コンクリート、残りは厚さ300 mmのコンクリートブロックでライニングされている。-350, -550 mレベルには水平坑道が接続しており、この部分のブロックは三重巻き、これ以外は二重巻きである。ブロック間のモルタル目地の厚さは鉛直方向が15 mm、水平方向が10 mm、裏込めの厚さは100 mmである。

2・2 立坑の監視と補修

立坑のモニタリングの項目は以下のようである。

(1) 槽基礎、および、巻座基礎のレベル測量

* 1995年7月24日受付 10月26日受理 平成3年度春季大会において一部発表

1. 正会員 工博 北海道大学助手 工学部資源開発工学科

2. 正会員 工博 北海道大学教授 工学部資源開発工学科

3. 正会員 工博 室蘭工業大学助教授 工学部材料物性工学科

[著者連絡先] FAX 011-716-6175 (北大・資源)

キーワード: 保安炭柱, 採炭, 立坑損傷, 断層, 三次元弾性応力解析

表1 旧保安炭柱内のパネルの採掘条件 (1985~1988 年分)

採掘方法	長壁式	欠口
パネル数	7	5
採掘深度 (m)	570~700	685
稼行丈 (m)	2.6~3.0	1.6~2.4
傾斜 (°)	26~30	約65
片盤長 (m)	100~300	120~260
払面長 (m)	70~110	約80

表2 旧保安炭柱内のパネルの採掘条件 (1989~1994 年分)

採掘方法	長壁式	欠口
パネル数	10	2
採掘深度 (m)	670~770	615
稼行丈 (m)	2.6~2.9	2.1~2.5
傾斜 (°)	20~28	約65
片盤長 (m)	140~260	180~190
払面長 (m)	80~120	85~105

図1 採掘レイアウト。(a)平面図、(b)断面図

(2) 光波距離計、および、垂線と巻尺による立坑軸の軸方向、および、水平面内の変位の計測

(3) 立坑壁周辺岩盤内部の状態に関して、ひずみ測定 (6 m 長のボーリング孔内に埋設したひずみゲージが貼付されたパイプ計による) とボアホール TV による観察

(4) 目視、打錠によるライニングの点検

ライニングを構成するコンクリートブロックに異常が認められた場合には、エポキシ系接着剤のき裂内への充填、あるいは、コンクリートブロックの交換が速やかに行われた。2 台ある立坑のケージの内、通常は 1 台しか使用しないこともあり、補修作業は立坑の運行に一度も支障を与えることなく実施された (これらの作業内容と頻度に関する詳細は、亀田ら (1989)、亀田 (1990)、五十嵐 (1994) を参照されたい)。

図2 計測された立坑軸の変位。(a)1989 年、(b)1992 年、(c)1993 年、実線、点線、一点鎖線はそれぞれ u_1 , u_2 , u_3 を示す。

2・3 採掘に伴う立坑の変位とライニングの損傷

2・2 の(2)の方法によって得られた立坑軸の変位を図 2 に示す。なお、測点は、水平方向変位については 49 点 (平均間隔 12.7 m)、軸方向変位については 36 点 (平均間隔 17.1 m) 設けられた。また、変位量は、坑口を基準とし、1985 年の旧保安炭柱採掘開始時の値を 0 としたときの相対変位として表しており、直交座標系 (x_1 , x_2 , x_3) で定義された 3 成分 u_1 , u_2 , u_3 が示されている。座標軸の内 x_3 は立坑軸に一致させ鉛直下向きをプラスに定義した (図 1)。

1989 年の時点 (図 2(a)) で、 $-320 \sim -350$, -550 m レベルの x_1 方向の水平変位成分 u_1 に不連続が現われ、変位-深度の線図は S 字形を呈している。これらの不連続は当該レベルで立坑に交差する断層に起因すると考えられる。

x_2 方向の水平変位成分 u_2 は、坑底に向かって単調に増大している。符号が正であることは、立坑下部が欠口払に向かって変位したことを示している。

x_3 方向の鉛直変位成分 u_3 は -350 m レベルまではほぼ 0 であるが、これ以深では深さとともに単調に増加し、 -550 m レベル

では変位の不連続がみられる。この特徴は変位成分 u_1 と同様に当該レベルで立坑に交差する断層によってもたらされたものと考えられる。値は上向きの移動を意味する負になっている。

その後、1989年から1993年に至る間に(図2(b), (c)), 変位成分 u_1 は分布形状に関しS字形の形状を保ったまま全体的に増加し、-350 m レベルにおける変位の不連続量もやや増えている。

変位成分 u_2 は1992年までは増加を示しており、この年になって新たに-350, -550 m レベルに変位の不連続が生じている。ところが、1993年になると変位の不連続量を含め変位量は全体に減少している。変位-深度線図の形状も1989年のときと異なり、坑口、坑底部で低く、中央部で高い山形を呈している。

変位成分 u_3 については、-350 m レベル以浅では依然として変化が現れず、これ以深では採掘の進行に伴い-550 m レベルにおける変位の不連続量を含めて値が増加している。

実測された変位は、立坑近傍において-320 m レベルの断層が右ずれを起こしたこと、また、-350 m レベルの断層がわずかに逆断層的に動きながら右ずれを起こしたこと、-550 m レベルの断層が若干の左ずれを伴いながら逆断層的にずれたこと、をそれぞれ示している。なお、採掘によって近傍の断層が動いた事例は多数報告されている(石島ら, 1978; Whittaker and Reddish, 1989)。

2・2の(4)の方法によって観察されたライニングの損傷は、-320, -350, -450, -550 m レベルの4箇所に集中してみられた(五十嵐, 1994; 亀田ら, 1989)。これらはいずれも断層交差部に一致している(図3)。中でも、水平坑道が接続している-350, -550 m レベルの損傷は比較的大きかった。なお、-320, -350, -450 m レベルでは、損傷領域が断層の傾斜に沿って発達しているのに対し、-550 m レベルでは、損傷領域の形状と断層の傾斜との間に関連がみられない。また、-350 m レベルでは損傷領域が断層の傾斜に沿っているほかに、立坑軸に沿って上部にも拡大している。同様に、-450 m レベルでは損傷領域が下部に伸びている。

3. 予測計算方法

立坑の変位を予測計算するために、岩盤を等方・均質な弾性体

図3 赤平立坑のライニング損傷領域(住友石炭赤平炭鉱(株), 1993)

と仮定し、間接法タイプの境界要素法の一つである変位くい違い法(石島・藤井, 1987)を用いて三次元応力解析を行った。

藤井・石島(1991a)は、同鉱の1989年度の立坑の損傷に関して、立坑軸の変位の計測結果と予測結果を示している。また、Fujii et al. (1991)は、これに加えて、採掘計画に基づいた1996年の立坑軸変位に関する予測結果を示している。これらの解析では、-350 m レベルで立坑に交差する断層の存在を考慮しているものの、あらかじめ各採掘パネルに平均変位くい違い量を与える近似的な方法(藤井・石島, 1991b)が用いられた。しかし、観測結果をみると、-550 m レベルで立坑に交差する断層の影響も大きく、ライニングの損傷は-320, -450 m レベルにも現れている。そこで、これらを踏まえて、以下の3ケースを想定し、1985, 1989, 1993年を対象として採掘実績に対する予測計算を実施した(-320, -350 m レベルの断層は近接しているため、-350 m レベルの断層で代表させた)。

・ケース1: 地表と採炭パネルの2者を考慮した場合

・ケース2: 地表、-350, -550 m レベルの断層、採炭パネルの4者を考慮した場合

・ケース3: 地表、-350, -450, -550 m レベルの3つの断層、採炭パネルの5者を考慮した場合

解析の実施に当たっては、上述の近似的な方法とは異なり、標準的な方法を用いた。すなわち、地表、採炭パネル、断層に変位くい違い要素を配置し、所与の境界条件を満たすように各要素の変位くい違い量を求め、これから立坑軸の応力・変位を評価した。

地表は以下のようにモデル化した。すなわち、坑口を中心とし、 x_1, x_2 方向にそれぞれ ± 500 m の広がりを持つ水平面上に、両方向それぞれ13個、計169個の変位くい違い要素を配置し、自由縁の境界条件とした。

採掘済の採炭パネルは、形状を矩形で近似し、各々のパネルを1つの変位くい違い要素でモデル化した。採炭パネルを1つの要素でモデル化しても、これのごく近傍以外の応力・変位は正確に評価できることがわかっている(藤井・石島, 1991b)。境界条件としては、大きさ0の表面力を与えたが、計算の過程で上下盤の相対変位量が稼行丈を超えた場合には、変位くい違い量を拘束し接触条件とした(石島・藤井, 1987)。この判定に必要な稼行丈は、長壁式払については稼行丈そのもの、欠口払については、充填の影響を考慮し、実際の1/2の値を用いた。計算結果をみると、例えば、ケース2の1989年に対する予測では、合計10の採炭パネルのうち、2つの長壁式パネルで上下盤が接触している。

-350, -550 m レベルの断層の向きは、いずれも赤平断層と同じく、走向は x_1 から x_2 へ向かって 13° 、傾斜は 64° 、-450 m レベルの断層についてはそれぞれ 193° 、 52° と仮定し、各断層に対し、立坑を中心として辺長71.4 m の正方形変位くい違い要素を走向・傾斜方向にそれぞれ7個、計49個配置した。強度特性は以下に示す式で表されるものとし、粘着力、引張強度はともに0と仮定した(応力は圧縮を正とする)。

$$|\tau| = \sigma \tan \phi \quad \dots \dots \dots (1)$$

$$\sigma \geq 0 \quad \dots \dots \dots (2)$$

ここで τ, σ は断層面に作用するせん断応力、直応力である。断層における各要素に作用する応力が強度限界以下であれば相対的な変位は起こらず、強度限界に達したときには、応力が(1), (2)式の拘束を受け、相対的な変位が生じるものとした。

内部摩擦角 ϕ については、試行錯誤の結果 0° とした。ちなみに、一面せん断試験で得られた不連続面の内部摩擦角は 20° 前後である(Martin and Millar, 1974; Kutter and Rautenberg, 1979)。これに比べて解析で採用した内部摩擦角の値はかなり小

図4 ケース1の予測結果。(a)1989年、(b)1993年、実線、点線、一点鎖線はそれぞれ u_1 , u_2 , u_3 を示す。

図5 ケース2の予測結果。(a)1989年、(b)1993年、実線、点線、一点鎖線はそれぞれ u_1 , u_2 , u_3 を示す。

図6 ケース3の予測結果。(a)1989年、(b)1993年、実線、点線、一点鎖線はそれぞれ u_1 , u_2 , u_3 を示す。

さい。小さい値を採用した方が解析結果と実測の一致がよい理由として、(a)内部摩擦角は不連続面の寸法が大きくなると小さくなる傾向がみられる (Yoshinaka et al., 1991), (b)通常、断層には内部摩擦角を低減させる効果のある (場合によっては粘土状の) やわらかい介在物が存在している、などが考えられる。断層を考慮したいいくつかの数値解析例 (坂口ら, 1994; 藤井ら, 1992) においても、摩擦角として0ないしこれに近い値が用いられている。なお、断層の開きは今回の解析ではみられなかった。

諸条件については以下のようにした。すなわち、初期地圧として、岩盤の単位体積重量を 25 kN/m^3 と仮定したかぶり圧と、かぶり圧の $1/3$ の側圧を与えた。ヤング率、ポアソン比はそれぞれ 2 GPa , 0.25 とした。

上述したように、採炭パネルと断層上の要素の境界条件は応力・変位に依存する。したがって、解を求める際には反復計算が必要になるが、多くの場合、4 回程度の繰り返しで解が得られた。

4. 予測結果

以下に示す予測結果は、計測値と同様に 1985 年の旧保安炭柱採掘開始時の値を基準とした変化量であり、変位については、さらに坑口に対する相対値とした。また、応力や変位の計算点は立坑軸に沿って 20 m ごとに 34 点設けた。

4・1 立坑軸の相対変位

ケース1の予測結果を図4に示す。実測よりも全体的に値が小さく、変位の不連続や1993年に生じた変位 u_2 の減少は認められない。しかしながら、変位が下部に向かって増加し、また、変位量が採掘の進行とともに増加する傾向や、最大値を取る深度とその時の値の符号などは実測とおおむね合っている。これについては他のケースも同様である (表3参照)。

ケース2の場合 (図5) は、ケース1における実測値との類似点に加えて、 -350 , -550 m レベルの u_1 , -550 m レベルの u_3 で観察された不連続の発生が予測されている。また、実測と同じように u_1 の分布形状がS字形となり、 u_3 の分布形状が坑底付近

表3 立坑軸の変位成分のピーク値に関する予測と実測。括弧内の数値はピークの現れたレベル (m) を示す (1989年)。

変位成分	ケース1	ケース2	ケース3	実 測
u_1 (m)	0.03 (−400)	0.08 (−380)	0.09 (−540)	0.02 (−360)
u_2 (m)	0.08 (−600)	0.11 (−540)	0.08 (−580)	0.15 (−556)
u_3 (m)	−0.04 (−600)	−0.08 (−600)	−0.12 (−500)	−0.23 (−556)

でマイナス側に増大する特徴も捉えられている。ただし、 $5 \cdot 1$ で述べるように、計測結果と異なる点もいくつかある。

ケース3の予測 (図6) と実測との一致の程度は、 u_1 に関しては3者の中で一番よいものの、 u_2 や u_3 に関しては実測と似ておらず、総合的にみると3者の中で最も悪い。

4・2 立坑軸の変形

立坑の損傷に関係する有害な変形の成分として、軸ひずみ、傾斜、曲率、立坑軸に垂直な面に関する面外せん断ひずみ成分 (γ_{23} , γ_{31})、面内ひずみ成分がある (Kratzsch, 1983)。このうち、立坑軸の変位から評価することが可能な最初の3成分について示す。なお、これらの成分は解析された変位を差分して求めているので、値が変位計算点の位置や間隔に依存する。本解析では、変位計算点の間隔が実測点とほぼ等しいものの、位置は一致していない。したがって、以下で示されるようなピークに関し、実測と予測との定量的な比較はせず、全体的な傾向やピークの位置の比較に留めた。

軸ひずみ (立坑軸方向の直ひずみ, $\partial u_3 / \partial x_3$) の実測値 (図7) は、ライニング損傷部位である -350 m レベルと -550 m レベルで縮みを示しており、他の損傷部位である -320 , -450 m レベルの値は小さい。また、採掘の進行とともに全体に値が大きくなる傾向がみられる。

また、ケース1, 3ではひずみの値が全体に採掘の進行とともに大きくなっているのに対し、ケース2では逆の傾向がみられる。ケース1の場合は、 -300 m 以深で圧縮ひずみが単調に増加している。ケース2では、 -350 m レベルで伸び、 -550 m レベルで

縮みが現れている。ケース3では、-350, -450 m レベルで縮み、-550 m レベルで伸びが現れている。

水平方向変位を x_3 で偏微分した値として定義される立坑軸の鉛直軸に対する傾きの大きさ $\{(\partial u_1/\partial x_3)^2 + (\partial u_2/\partial x_3)^2\}^{0.5}$ は、図8のように評価された。実測ではライニングの損傷が集中した -350 m レベルと -550 m レベルに大きな値が現れている。

図7 軸ひずみの分布に関する実測と予測。ひずみは伸びを正にした。実測については、実線、点線、一点鎖線がそれぞれ1989, 1992, 1993年の結果、予測については実線、点線がそれぞれ1989, 1993年に関する結果を表す。

ケース1の場合は-400 m 以深で傾きが単調に増加している。ケース2では、実測と同様、-350 m, -550 m レベルでピークが現れており、傾きの分布形状は実測に類似している。ケース3では上記2箇所の他に-450 m レベルでもピークが現れている。

上記の傾きを x_3 でもう一度偏微分した値として定義される曲率の大きさ $\{(\partial^2 u_1/\partial x_3^2)^2 + (\partial^2 u_2/\partial x_3^2)^2\}^{0.5}$ は、図9のように評価された。なお、当鉱では、立坑軸の曲率が広範囲にわたって 1 km^{-1} 以上になった場合には、ケージのスピードダウン、または、運行停止の措置を取ることにしていた(五十嵐, 1994)。したがって、この量は立坑に及ぼす影響を検討する上で重要な指標といえる。

実測では、ライニングの損傷が集中した2つの部位で、傾きよりもさらに鋭いピークが認められ、局所的に上記の基準を超えている。

ケース1の場合は曲率の値は至るところ、ほとんど0である。ケース2では、-350, -550 m レベルにピークが、ケース3ではこの他に-450 m レベルにピークが現れている。

以上のように、軸ひずみの実測値には-550 m レベルに、傾きや曲率の実測値には、-350 m, -550 m レベルに、それぞれ、ピークが明瞭に現れた。予測結果でも断層部位にピークが現れたことから、ピークの存在は断層の動きと密接な関係があると考えられる。

4・3 立坑軸に沿う応力の変化量

応力の変化量とは採掘に伴う変位に対応した応力値のことであり、立坑が存在しないという仮定の下で評価されているので、遠方より立坑に作用する応力とみなすことができる。

ケース1における応力変化量を図10に示す。鉛直応力成分は、-300 m レベル以深で採掘の進行に伴い増加しており、特に、-550 m レベルで大きい圧縮応力の発生が予測されている。面外せん断応力成分の大きさ $(\tau_{23}^2 + \tau_{31}^2)^{0.5}$ は、-350, -550 m レベルで大きく、-450 m レベルにおける値は比較的小さい。これ

図8 立坑軸の傾きの大きさに関する実測と予測。実測については、実線、点線、一点鎖線がそれぞれ1989, 1992, 1993年の結果、予測については実線、点線がそれぞれ1989, 1993年に関する結果を表す。

図9 立坑軸の曲率の大きさに関する実測と予測。実測については、実線、点線、一点鎖線がそれぞれ1989, 1992, 1993年の結果、予測については実線、点線がそれぞれ1989, 1993年に関する結果を表す。

図10 ケース1における立坑軸に沿った応力変化量の分布（応力は圧縮を正にしている）。(a)：鉛直応力，(b)：立坑軸に垂直な断面に関する面外せん断応力，(c)：水平面内応力の最大主値，(d)：同最小主値，(e)：最大主値の方向（ θ は x_1 から x_2 に計った角度）。実線，点線はそれぞれ1989，1993年に関する結果を表す。

図11 ケース2における立坑軸に沿った応力変化量の分布（応力は圧縮を正にして示す）。(a)：鉛直応力，(b)：立坑軸に垂直な断面に関する面外せん断応力，(c)：水平面内応力の最大主値，(d)：同最小主値，(e)：最大主値の方向（ θ は x_1 から x_2 に計った角度）。実線，点線はそれぞれ1989，1993年に関する結果を表す。

は， u_1 に関する変位の不連続と符合している。水平面内応力については，-450 m レベルで最小主値が著しく減少している。最大主値の方向は，-500 m レベル以深で変動しているが，同レベル以浅ではほぼ一定の小さい値を保っている。

ケース2の場合，断層のずれに起因して，面外せん断応力にケース1との差異がみられるが，その他の応力変化量にはケース1と同様の傾向が認められる（図11）。ケース3では応力が著しく擾乱しており他ケースとは大きく異なる応力分布が得られた。

4・4 断層のずれ

ケース2における断層のずれ量に関する1989年の予測を図12に示す。断層のずれ量も1985年の値を基準とした相対値であり，走向方向，傾斜方向のずれの符号については，右ずれ，正断層的なずれをそれぞれ正とした。

立坑との交差部における断層のずれ量は，-350 m レベルで断層の走向方向に+3 cm，傾斜方向に+5 cm，-550 m レベルで断層の走向方向に-7 cm，傾斜方向に-11 cmである。ずれ量が走向・傾斜両方向ともに-550 m レベルの断層の方が，-350 m レベルに比べて大きいのは，前者が後者に比べて採炭パネルに近いことを反映したものであろう。実測でも同じ傾向が得られている。なお，断層の動く方向については，-350 m レベルの傾

斜方向の動きを除いて実測と一致している。

ケース3では，実測に現れていない-450 m レベルの断層のずれが予想された。また，-550 m レベルの断層の傾斜方向のずれの符号が実測と異なっていた。

5. 考 察

5・1 予測の正確さ

前章で述べた予測の内，応力の変化については測定値がないので，その正確さについて直接判定することはできない。また，変形成分は，直接測定したものでなく，隣接し合う2~4個の変位測定値を差分して得たものである。したがって，変形には変位より測定誤差に関わる成分が多く含まれると考えられる。4・2で述べたように，本解析では，変形の値に影響する実測点や変位計算点の位置も互いに一致していない。以上を考慮して，予測の正確さを検討する指標として専ら変位成分を用いることにする。なお，測定はしていないものの，断層の動きの有無と動いた場合の運動の方向については，立坑変位の成分から推定できるので，正確さの評価をする上で補助的に使うことにする。

前章で述べた結果を総合的に判断すると，変位に関する予測と実測の一致の程度は，ケース2が一番良く，ケース1がこれに次

図 12 1989 年の時点について求めた -350 m, -550 m レベルの断層上のずれの分布に関するケース 2 の予測 (数字はずれの大きさ (cm) を表し, 断層は下線を付けた数字の位置で立坑と交差している)。数字の 1 マス (断層要素) の大きさは 71.4 (m) × 71.4 (m) である。

いでいる。ケース 3 の予測は実測との差異が大きく, 正確さは最も劣る。

ケース 2 については, (a) 採掘の進行に伴う u_1 の不連続量の増減, (b) 採掘の進行に伴う u_2 の全体的な増減, (c) -350 m レベルでの断層の傾斜方向の運動の向き, が実測との差異として認められた。この内で, (a), (b) の差異の原因として, 次のような解釈が可能である。すなわち, 採掘の進行に伴って立坑の損傷域が発達していれば, この中での新たな応力変化に対する変位挙動は, 弾性体としての挙動とはかなり異なると考えられる。特に立坑軸に垂直な面内の成分 u_1 , u_2 は, u_3 に比べて差異が大きであろう。このような推定が妥当とすれば, 弾性体の仮定に基づく予測と実測の差異は, 採掘の進行とともに大きくなる可能性がある。(c) の差異に関しては, -450 m レベルの断層の存在を無視したこと等理由をいくつか考えることができるが, 詳細は不明である。

以上, 立坑変位と断層の運動方向に関するケース 2 の予想は, 1 つの例外を除き, 実測と傾向が一致しているか, または, 差異の説明が可能である。また, 3 つの変位成分の最大値については, 4 倍以内の誤差で予測と実測が一致しており (表 3), 3 つの変形成分のいずれについても顕著なピークを取る深度が正確に予測されている (表 4)。

以上から, ケース 2 のモデルは, 変位の傾向やピークの位置を含む変形の傾向を予測する上で有用といえる。ある程度の安全率を見込めば変位量の予測も可能といえよう。なお, 応力は軸ひずみや傾きと同じく, 変位を 1 回偏微分した値なので, 応力についての予測の正確さは軸ひずみや傾きと同じ程度と考えてよいであろう。

5・2 立坑損傷の要因

ケース 2 の予測の妥当性がある程度確認されたので, このモデルによる応力変化の予測を援用して, 立坑ライニングの損傷の要

表 4 立坑軸の変形成分のピーク値に関する予測と実測。括弧内の数値はピークの現れたレベル (m) を示す (1989 年)。

変形成分	ケース 1	ケース 2	ケース 3	実 測
軸ひずみ (%)	-0.04 (-540)	-0.58 (-560)	-0.58 (-450)	-0.75 (-548)
傾きの大きさ (%)	0.1 (-520)	0.4 (-560)	0.6 (-550)	1.1 (-352)
曲率の大きさ (km^{-1})	0.0 (-600)	0.2 (-560)	0.3 (-560)	3.5 (-350)

因について考察する。

損傷の程度が比較的小さかった -320 m レベルの損傷部位は, 断層の傾斜に沿っており, かつ, 断層がずれているので, 断層が損傷の原因であると考えられる。

-350 m レベルについては, これに加えて接続部のあったことが損傷を大きくしたものと思われる。また, 座標軸 x_2 が立坑壁をマイナス側で切る箇所の上側に伸びる損傷がみられたのは, 向きがほぼ x_2 に一致する最小主応力の減少がもたらした偏差応力の増加が原因と解釈できる。このような状態の下では x_2 軸と坑壁の交点付近の岩盤やライニングが破壊条件を満たしやすい。

-450 m レベルの損傷の程度は比較的小さかった。この損傷部位は断層の傾斜に沿っているものの, 水平方向の変位の不連続がみられず, ケース 1 の評価によるとせん断応力も小さかった。したがって, ここでは断層がずれたとしても, ずれ量は小さい値に留まったものと思われる。予測計算 (ケース 3) でこの断層にずれを生じさせると予測と実測の類似の程度が悪くなった。これは上記の推測の妥当性を支持している。 x_2 軸が立坑を切る方向にみられる下側に伸びる損傷は, -350 m レベルと同様に, 水平面内の最小主応力の減少によって生じたものであろう。

損傷の程度が比較的大きかった -550 m レベルでは, 鉛直方向の変位の不連続がみられるものの, 損傷部位は断層の傾斜に沿っておらず, 接続坑道を囲むように発達していた。したがって, 損傷の主因は, 断層のずれよりもむしろ接続坑道の存在にあると思われる。予測ではこのレベルの鉛直応力は大きく増加している。このような状況下では, 接続部は応力集中を受け, 岩盤やライニングは容易に破壊条件を満たすであろう。

5・3 合理的な立坑の監視方法

採掘に伴う立坑の変状が予想される場合の合理的な監視方法について考察する。第一に有効な予測計算の手段を持つ必要がある。本研究で用いた予測計算法は, 均質な弾性岩盤の仮定に基づいているが, 少なくとも本事例の場合には, ケース 1 に示すように, 立坑軸変位の全体的な傾向についておおむね予測することができた。ところが, 立坑の損傷につながる不連続的な変位挙動を予測することはできなかった。このため, 立坑の変位や損傷を把握するために, 適切な監視体制を導入することが重要である。具体的には, 2・2 で述べた (2), (4) の方法が有用と考えられる。監視結果と予測を頻繁に比較し, 両者に著しい差異があれば, できるだけ早くその原因を明らかにし, 予測方法を改良することが大事である。

本事例の場合には, 立坑を横切る断層が予測と実測に差異をもたらす主因の 1 つであることが明らかになった。そして, 予測計算に変位の不連続が観察された -350, -550 m レベルの断層の存在を考慮したところ, 予測計算 (ケース 2) の正確さは向上した。なお, 変位の不連続がみられなかった -450 m レベルの断層も考慮したところ, 予測 (ケース 3) と実測の一致の程度は悪くなった。この断層は, 他とは傾斜の向きが異なっており, 広がりなども予測計算で用いた仮定とは大幅に違っている可能性がある。いずれにしても, このように間違った予測を与えるモデルは,

実測と予測を継続的に照合する過程で排除できると考えられる。

採掘がある程度進行した段階で、立坑に変状が現れてきたならば、次のような対応策の導入が薦められる。

- (1) 損傷の程度とその広がりを把握するための監視の強化
- (2) 予測計算を中心とした損傷の原因の特定

赤平炭鉱の場合、変形のピーク箇所には損傷が現われた。したがって、変形のピーク発生に関する原因の特定、および、変形のピーク箇所への計器の設置を含む監視の強化も有用と考えられる。また、5・2で述べたように、赤平炭鉱の場合には立坑で発生した損傷の原因に関して予測に基づいた合理的な解釈ができた。したがって、本予測方法は上記(2)の手段として有用であると考えられる。

6. 結 言

赤平炭鉱の旧保安炭柱の採掘に伴う立坑損傷の要因について検討するために、立坑軸に沿った応力・変位に関する三次元弾性計算を行った。計算にあたっては、地表・採炭パネル・断層の影響を考慮した。

実測と予測との比較から、立坑軸変位の特徴について、均質岩盤を仮定した弾性計算でおおむね予測できることが明らかになった。また、変位の不連続が観察された断層を考慮すれば予測の正確さが向上することが明らかになった。

4箇所が発生した立坑損傷の要因について検討した結果、(1)採掘に伴うせん断応力の増加に起因する断層のずれ、(2)鉛直応力の増加、または、水平面内の最小主応力の減少に伴う破壊条件への接近、(3)連接坑道の存在による応力集中、が主な原因であるとの結論に達した。

最後に本事例の経験に基づき合理的な立坑監視の方法について考察した。

謝辞 計測データを提供頂いた住友石炭赤平炭鉱(株)の関係各位に謝意を表する。

引 用 文 献

- 藤井義明・後藤龍彦・石島洋二・佐藤干城・出口剛太 (1992) : 資源と素材, Vol. 108, p. 192-198
- 藤井義明・石島洋二 (1991a) : 資源・素材学会平成3年度春季大会講演要旨集, p. 19-20
- 藤井義明・石島洋二 (1991b) : 資源と素材, Vol. 107, p. 253-259
- Fujii, Y., Ishijima, Y. and Igarashi, M. (1991) : Proc. 7th. ISRM Int. Congr., p. 1293-1296, A. A. Balkema, Rotterdam
- 五十嵐 信 (1994) : 資源と素材, Vol. 110, p. 679-688
- 石島洋二・木下重教・磯辺俊郎・斎藤光次 (1978) : 日本鉱業会誌, Vol. 94, p. 587-592
- 石島洋二・藤井義明 (1987) : 日本鉱業会誌, Vol. 103, p. 835-840
- 亀田郁朗 (1990) : 資源と素材, Vol. 106, p. 648-652
- 亀田郁朗・山口政美・大飼敏和・五十嵐信・伊介吉一・上原和士 (1989) : 資源と素材, Vol. 105, p. 770-775
- Kratzsch, H. (1983) : Mining Subsidence Engineering, Springer-Verlag, Berlin
- Kutter, H. K. and Rautenberg, A. (1979) : Proc. 4th ISRM Int. Congr., p. 221-227, A. A. Balkema, Rotterdam
- Martin, G. R. and Millar, P. J. (1974) : Proc. 3rd ISRM Int. Congr., p. 263-270, A. A. Balkema, Rotterdam
- 坂口清敏・黄醒春・菅原勝彦 (1994) : 資源・素材学会平成6年度春季大会講演要旨集, p. 353-354
- 住友石炭赤平炭鉱(株) : 立坑検討会議資料 (1993)
- Whittaker, B. N. and Reddish, D. J. (1989) : Subsidence, Elsevier, Amsterdam
- Yoshinaka, R., Yoshida, J., Shimizu, T., Arai, H. and Arisaka, S. (1991) : Proc. 7th ISRM Int. Congr., Vol. 1, p. 371-374, A. A. Balkema, Rotterdam