文章编号：1673-3363-(2012)02-0157-05

近距离房柱采空区下长壁采场顶板垮落特征研究

杨真，童兵，黄成成，王刚

（中国矿业大学矿业工程学院，江苏 徐州 221116）

摘要 为了研究近距离房柱采空区下长壁采场覆岩随时间变化的渐进破断过程和采动裂隙的发展演化规律，以唐山沟煤矿某工作面为工程试验背景，采用物理相似模拟、顶板下沉梯度分析和图像增强算法方法研究了 11_{-2} 煤房柱式开采后下部近距离的 12 煤长壁采场顶板岩层破断垮落及裂隙扩展情况。通过实验观察，并从能量释放的角度对岩层运移变化进行分析，结果表明：在近距离房柱采空区下，采用长壁回采工艺时，上部煤柱随时间变化产生破裂失稳，上覆岩层的能量以周期性的方式积累和释放，同时，每隔一个大的周期，有较大能量的突然释放。在此过程中，长壁采场顶板裂隙发育明显，裂隙扩展迅速，裂隙易与上部房柱采空区煤房导通，加速煤柱失效，并形成导水通道。

关键词 相似模拟；房柱采空区；顶板垮落；顶板位移变化率；采动裂隙

中图分类号 TD 325 **文献标识码** A

Study of Caving and Fracturing over A Longwall Panel Beneath A Goaf Mined by Room and Pillar

YANG Zhen，TONG Bing，HUANG Cheng-cheng，WANG Gang

（School of Mines，China University of Mining & Technology，Xuzhou，Jiangsu 221116，China）

Abstract In order to research the process of roof caving and fracturing over a longwall panel which is beneath a goaf mined by room and pillar method，physical analog simulation has been built up in condition of geological situation of Tangshangou coal mine.In this physical model，the subsidence velocities of roof and strata fracturing have been obtained. After the subsidence velocities have been differentiated，we got the acceleration of subsidence in such kind of geological and mining condition. The data shows that the overburden released energy with a short step periodically. By the way，the larger energy released after a several short step. During this process the strata began to fracture，and especially，the pillar collapsed quickly in a goaf mined by room and pillar method. The caving process started from pillar and roof to the surface quickly. The fracturing speed of strata is quicker than one in a virgin overburden.

Key words physical analog simulation；goaf mined with room and pillar method；roof caving；subsidence velocity；mining-induced fractures

在我国，目前采用房柱式采煤法的产量和范围很小，但在以前房柱式采煤法占有相当大的比例。很多煤矿均存在房柱式采空区，在煤炭资源整合后，残煤开采和上下煤层的复采都要必须面临此类的问题。在房柱式采空区下方进行长壁开采,已经有了一定的实践和研究[1-2],但对其涉及到的顶板垮落

收稿日期：2011-09-24
基金项目：国家自然科学基金项目（51004102，51174193）；中国矿业大学青年基金项目（2009A002）
作者简介：杨真（1978-），男，山西省大同市人，副教授，博士，硕士生导师，从事煤矿采空水防治及安全回采保障技术等方面的研究。
E-mail：yangzhen@cumt.edu.cn **Tel**：15262008874

特征、能量释放特点和裂隙发育情况等事关下方工作面安全回采的问题则研究较少。

煤层开采后将引起覆岩移动与破断，并在岩层中形成采动裂隙[3-4]。按采动裂隙的性质可分为：竖向破断裂隙、岩层层间的离层裂隙和断层面的活化[5-6]。矿井突水通道主要是采动裂隙，采动竖向破断裂隙的沟通程度直接影响采动裂隙的导水性能[7-8]，沟通的竖向破断裂隙是地下水与采空水流向回采工作面的重要通道。

采用房柱式采煤法开采煤柱产生应力集中，并长时间承载蠕变及部分煤柱失稳造成的破坏。破坏波及相邻煤柱进而产生连锁反应，最后导致整个采区甚至井田煤柱失效，地表塌陷[9]。在另一种情况下，煤层采用房柱式开采后，顶板在煤柱支撑下不会完全垮落[10]，随着时间的推移空煤房内易形成采空积水。下部近距离煤层回采时，在采动影响下会出现顶板裂隙发育沟通煤房，从而形成导水通道和水力联系给下部煤层回采造成安全隐患[11]。因此，本文运用物理相似模拟[12-18]实验，研究近距离房柱采空区下长壁采场覆岩随时间变化的渐进破断过程和采动裂隙的发展演化规律，其研究成果对指导煤矿安全生产具有重要的理论和实际意义。

1 实验设计

实验以山西唐山沟煤矿某工作面为基本原型。该矿地处大同煤田东北边缘，地层隆起，井田总体呈NE走向，倾向SE的单斜构造，东北部一带倾角稍大(4°～6°)，其它区域平均约2°。井田内只赋存侏罗系大同组含煤地层，厚约136 m。其含煤7层，其中可采5层，分别为8，11_{-1}，11_{-2}，12，13煤。11_{-2}，12煤平均厚分别为2.8，1.8 m,层间距平均10.4 m。其岩层的物理力学参数见表1。

表 1 岩石物理力学参数

Table 1 Parameter of rock physical mechanics

采样点	岩性	密度/(g·cm^{-3})	单轴抗压强度/MPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)	凝聚力/MPa
8煤顶	细砂岩	2.37	46.0	4.05	28.50	6.33
11_{-1}煤顶	粉砂岩	2.34	35.0	3.17	28.55	4.44
12煤顶	粉砂岩	2.47	55.7	3.52	29.68	8.23

实验采用平面模型，沿走向方向模拟。在2.5 m平面应力模型架上进行实验，模型尺寸：长×宽×高为2.5 m×0.2 m×1.36 m；模型的几何相似比为1∶100。根据相似原理与量纲分析，由弹性力学、运动学及动力学相似，确定其它常数为：密度相似常数 $C_\rho=1.3$，应力相似常数 $C_\sigma=130$，应变常数 $C_\varepsilon=1$,外力常数 $C_F=10^6$,时间相似常数 $C_t=10$。由此可确定模型的力学参数，进而根据该矿钻孔综合柱状图以及岩石物理力学参数，确定相似模拟材料配比。

实验仪器：平面应力模型架、电阻应变仪、位移计、应力补偿仪、数码相机。

实验材料：砂子、石膏、碳酸钙、水、云母粉。

2 模型建立

装完模型后，将模型晾干约 10 d 左右，按预先设计将位移计布置在预测层位，并将各煤层位置标出。然后在模型表面划分出规则的 10 cm×10 cm 网格，以便进行模型变形、破坏以及裂隙演化等分析。将位移计测线布置在 11_{-1} 煤上方，每隔 28 cm 放置一位移计，如图 1 所示。

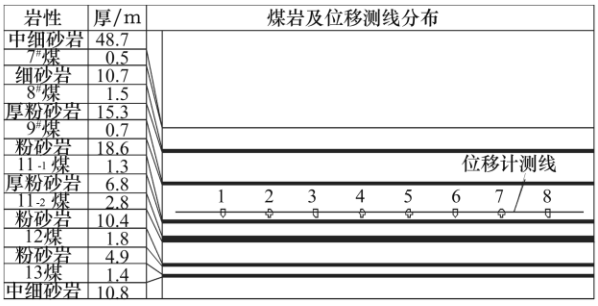


图 1 相似模型煤岩及测线分布

Fig.1 Coal rock and measuring line distribution insimilarity model

1）按已计算的应加压力用压力补偿仪给模型施加稳定压力，以保证模型承受载荷和实际相符。

2）模型两侧各留30 cm作为停采线以消除边界影响。待加载稳定一定时间后,先在11_{-2}煤内开挖煤房，挖12 cm煤房留设5 cm煤柱。待模型稳定后，用相机照下11_{-2}煤的顶、底板裂隙发育情况。

3）然后在 12 煤采面按 1 cm 回采步距进行开挖，直到模型边缘。开挖过程中要注意留少许底煤，以免影响实验模拟的准确性。

4）每采一次记录一次，以便观察12煤开采后其上方煤岩体变形特征、矿压显现规律、采动裂隙

演化及分布范围等。

5）用相机拍下明显出现变形破断和裂隙扩展时的模型，见图2所示。

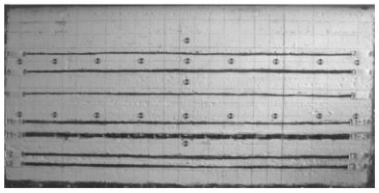


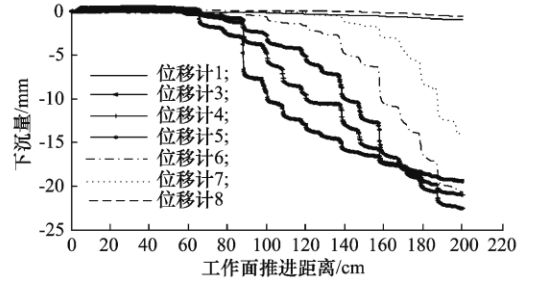
图2　相似模型全貌

Fig.2　Full view of similarity model

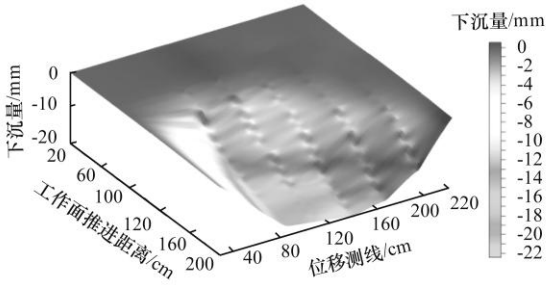
3　实验结果分析

3.1　岩层位移变化分析

对实验所测顶板位移数据进行分析、拟合，得到 12 煤顶板位移变化曲线及三维曲面图，如图 3。



（a）　随工作面推进顶板位移变化曲线



（b）　顶板位移变化三维曲面图

图 3　12 煤顶板位移变化图

Fig.3　Displacement change of No.12 coal seam roof

由图 3 知，其位移变化有以下特点：

1）位移曲线变化趋势分析：因 1，8 号位移计铺设在停采线内，故其下沉量几乎不随工作面推进和时间变化而变化，其后期微小下沉量是受岩层整体下沉影响，沿岩层走向向下滑移；随着工作面不断推进，3，4，5，6 和 7 号位移计依次开始出现下沉变化，当工作面推过位移计下方时，下沉量开始急剧增加；随着时间变化采空区上方顶板逐渐下沉、垮落与压实，位移下降逐渐变缓，并最终趋于平稳。由于在试验结束时下沉还没有稳定，所以 6，7 号位移计最终下沉量无可比性。

2）不同测点位移计下沉量分析：5 号位移计下沉量最大约为 23 mm，3 号约为 18 mm，4 号约为 21 mm。这是由于 5 号位移计靠近弯曲下沉带中部，而 3，4 号由于受冒落角影响，其所在位置并未进入弯曲带和裂隙带活动剧烈区或在其边缘。

3）采动影响分析：由于各测点位移下沉量不同，上覆岩层被各种裂隙破坏且处于被挤紧的状态，形成类似梁的平衡，在自重及上覆岩层的作用下发生明显的假塑性弯曲下沉。在不断挤压变化过程中，易造成 11_{-2} 煤层内煤柱的持续破坏和失稳，也易形成裂隙导通，这对指导 12 煤安全回采及其防治水工作具有重要意义。

选取 3，4，5 和 6 号下沉相对稳定的位移计，对其位移量进行梯度运算，得到 12 煤顶板不同测点随时间变化的位移变化率曲线，如图 4 所示。

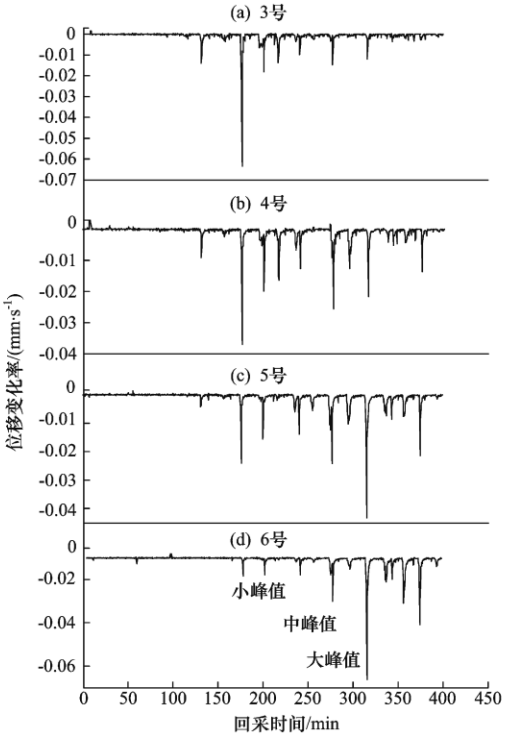


图 4　位移测线不同测点位移变化率

Fig.4　Displacement variation rate at different measure point

因位移是随时间变化的函数，不同时刻位移可表示为 $S(t)$，则位移变化率即为

$$v=\nabla S=\frac{\partial S}{\partial t} \tag{1}$$

式中：v 为覆岩某点的位移变化率，mm/s；∇ 为拉普拉斯算子；S 为位移量，mm；t 为产生位移量所需时间，s。

从位移变化率曲线知，其曲线存在许多间断峰值点，峰值点的出现说明覆岩发生突然加速下沉，并伴随着能量的突然释放，其值表示为

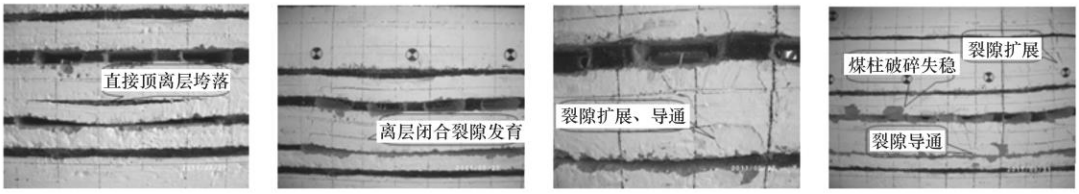
$$E=\frac{1}{2}mv^2=\frac{1}{2}m(\frac{\partial S}{\partial t})^2 \quad (2)$$

式中：E 为覆岩某点处瞬间释放能量值，kJ；m 为下沉岩块质量，kg。

在每条位移变化率曲线中都存在小、中等和大三个峰值段，如图 4d 所示。峰值点之间都有一定的时间间隔，且由小峰值到大峰值需较长时间的积累，峰值点两侧的位移变化率曲线较平稳，位移变化率也很微小。上述表明采场顶板覆岩下沉、垮落是一个渐进过程，在覆岩下沉、垮落过程中能量周期性的逐渐积累和释放，当能量积累到一定程度就会发生突然释放并伴随覆岩突然下沉与垮落。这是由于长壁工作面从煤柱下推过后形成应力集中和煤柱破裂失稳共同耦合作用的结果。因此，近距离房柱采空区下长壁采场更应注重顶板管理，合理预防冲击矿压和突然形成的大规模导水通道。

3.2 采动裂隙发育特征

通过实验观察，结合图像增强处理，分析近距离房柱采空区下长壁采场覆岩采动裂隙随时间变化的发展演化规律，如图 5 所示。



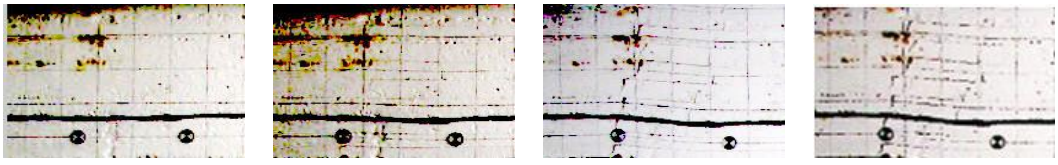
(a) 推进 50 cm (b) 推进 70 cm (c) 推进 140 cm (d) 推进 190 cm

图 5 12 煤顶板采动裂隙随工作面推进演化

Fig.5 Mining-induced fractures evolution of No.12 coal seam roof with the advance of face

12 煤工作面开采到 40 cm 时，直接顶出现离层，当推进到 50 cm 时，直接顶初次垮落，冒高达到 3.4 cm(图 5a)；当推进到 70 cm 时，老顶初次来压，上部岩层加速下沉，后方采空区上部离层逐渐闭合，纵向裂隙与上部房柱采空区导通，横向裂隙在工作面上方 20 cm 处发育(图 5b)。当推进到 140 cm 时，老顶出现周期来压，老顶断裂，步距 22 cm，裂隙发育至 11_{-2} 煤顶板，高 26 cm，房柱采空区煤柱出现压裂破坏(图 5c)。当工作面推进 190 cm 到停采线附近后，随着时间的推移，顶板裂隙与上部房柱采空区煤房导通加剧，房柱采空区煤柱出现破碎失稳，上覆岩层裂隙扩展至 8 煤顶板，来压明显并在采空区中部上方逐渐形成压实区域(图 5d)。

应用 Matlab 软件对模型采动裂隙进行图像增强处理，观察模型覆岩采动裂隙发育渐变过程，如图 6 所示。



(a) 发育前 (b) 开始发育 (c) 发育 (d) 逐渐扩展

图 6 覆岩采动裂隙发育渐变过程

Fig.6 Overlying rock mining-induced fractures development

由图 6 观察可知，覆岩采动裂隙由下向上逐渐发育，并随着时间的推移向上扩展，裂隙整体发育扩展为倒台阶状。随着下部采动影响及时间变化上部裂隙易与含水层或地表水构成一定的水力联系。

4 结 论

1）采用房柱式采煤法有利于回采巷道维护，顶板不易垮落。但随着时间的推移和下部煤层采动影响会导致煤柱出现应力集中和破裂失稳，造成覆岩能量周期性的积累、释放，伴随较大能量的突然释放顶板出现突然下沉、垮落。因此，近距离房柱采空区下长壁采场更应注重顶板管理，合理预防冲击矿压和大规模导水通道的出现。

2）近距离房柱采空区下长壁采场回采时，顶板裂隙发育明显，裂隙扩展迅速。顶板裂隙易与上部房柱采空区煤房导通，加快煤柱失效，并形成导水通道。

3）煤层顶板裂隙随着采动影响和时间变化逐渐向上发育，会与含水层或地表水构成一定的水力联系，应特别注意对长壁采场上部房柱采空区煤房进行超前探测，查明异常积水区。

4）近距离房柱采空区下长壁采场回采时，随着工作面的不断推进，采空区上部离层及裂隙逐渐闭合。因此，合理的加快工作面回采速度能适当改善工作面顶板状态，降低长壁工作面顶板裂隙与上部房柱采空区煤房导通的风险。

参考文献：

[1] 吴士良，秦乐尧．刀柱采煤法采空区下长壁采场顶板控制研究[J]. 山东科技大学学报，2000，19(4)：102-104.
WU Shi-liang，QIN Le-yao．Study on longwall face roof control beneath the gob area mined with pillar supporting method[J]．Journal of Shandong University of Science and Technology，2000，19(4)：102-104.

[2] 付武斌，邓喀中，张立亚．房柱式采空区煤柱稳定性分析[J]．煤矿安全，2011，42(1)：136-139.
FU Wu-bin，DENG Ka-zhong，ZHANG Li-ya．Stability analysis of the coal pillar in rib pillar gob[J]．Safety in Coal Mines，2011，42(1)：136-139.

[3] 钱鸣高，石平五．矿山压力与岩层控制[M]．徐州：中国矿业大学出版社，2003.

[4] 尹光志，张卫中，张东明，等．煤矿开采岩层移动的相似模拟实验及数值分析[J]．矿业安全与环保，2004，32(2)：1-3.
YIN Guang-zhi，ZHANG Wei-zhong，ZHANG Dong-ming，et al．Coal mining the strata movement similar simulation experiments and numerical analysis [J]. Mining Safety & Environmental Protection，2004，32(2)：1-3.

[5] 王岩，王路军，张兴华，等．保护层开采后周围煤岩体采动裂隙分布规律的研究[J]．煤矿安全，2008(1)：11-14.
WANG Yan，WANG Lu-jun，ZHANG Xing-hua，et al．Study on mining-induced fracture distribution of coal and rock mass near protective layer mined[J]．Safety in Coal Mines，2008(1)：11-14.

[6] 黄炳香，刘长友，许家林．采动覆岩破断裂隙的贯通度研究[J]．中国矿业大学学报，2010，39(1)：45-49.
HUANG Bing-xiang，LIU Chang-you，XU Jia-lin．Research on through degree of overlying strata fracture fissure induced by mining[J]．Journal of China University of Mining & Technology，2010，39(1)：45-49.

[7] 许家林，王晓振，刘文涛，等．覆岩主关键层位置对导水裂隙带高度的影响[J]．岩石力学与工程学报，2009，28(2)：380-385.
XU Jia-lin，WANG Xiao-zhen，LIU Wen-tao，et al．Effects of primary key stratum location on height of water flowing fracture zone[J]．Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2009，28(2)：380-385.

[8] 涂敏．潘谢矿区采动岩体裂隙发育高度的研究[J]．煤炭学报，2004，29(6)：641-645.
TU Min．Study on the growth height of separation fracture of mining rock in panxie area[J]．Journal of China Coal Society，2004，29(6)：641-645.

[9] 孟达，王家臣，王进学．房柱式开采上覆岩层破坏与垮落机理[J]．煤炭学报，2007，32(6)：577-580.
MENG Da，WANG Jia-chen，WANG Jin-xue．Mechanism on the failure and caving of roof strata in pillar and house mining[J]．Journal of China Coal Society，2007，32(6)：577-580.

[10] 王明立，张华兴，张刚艳．刀柱式老采空区上行长壁开采的采矿安全评价[J]. 采矿与安全工程学报，2008，25(1)：87-90.
WANG Ming-li，ZHANG Hua-xing，ZHANG Gang-yan. Safety assessment of ascending longwall mining over old rib pillar gobs[J]．Journal of Mining & Safety Engineering，2008，25(1)：87-90.

[11] 肖江，高喜才，马岳谭，等．富水覆岩采动裂隙渗流相似模拟研究[J]. 采矿与安全工程学报，2008，25(1)：50-53.
XIAO Jiang，GAO Xi-cai，MA Yue-tan，et al．Similar simulation of seepage flow in mining induced cracks of water rich overburden rocks[J]．Journal of Mining & Safety Engineering，2008，25(1)：50-53.

[12] 屠世浩，马文顶，万志军，等．岩层控制的实验方法与实测技术[M]．徐州：中国矿业大学出版社，2010.

[13] 刘秀英，张永波．采空区覆岩移动规律的相似模拟实验研究[J]．太原理工大学学报，2004，35(1)：29-31，35.
LIU Xiu-ying，ZHANG Yong-bo．Simulating experiment research on the law of movement of the mined rock[J]．Journal of Tai Yuan University of Technology，2004，35(1)：29-31，35.

[14] 李晓红，卢义玉，康永，等．岩石力学实验模拟技术[M]．北京：科学出版社，2007.

[15] 方新秋，张玉国，郭和平，等．采场多裂隙直接顶破坏的模拟研究[J]. 矿山压力与顶板管理，2000，17(2)：36-38.
FANG Xin-qiu，ZHANG Yu-guo，GUO He-ping，et al．Simulation study of direct roof damage with many fractures[J]．Ground Pressure and Strata Control，2000，17(2)：36-38.

[16] 陈红江，李夕兵，刘爱华，等．水下开采顶板突水相似物理模型试验研究[J]．中国矿业大学学报，2010，39(6)：854-859.
CHEN Hong-jiang，LI Xi-bing，LIU Ai-hua，et al．Physical simulation modeling of roof water inrush in underwater mining[J]．Journal of China University of Mining & Technology，2010，39(6)：854-859.

[17] 张建全，闫保金，廖国华．采动覆岩移动规律的相似模拟实验研究[J]．金属矿山，2002(8)：10-12.
ZHANG Jian-quan，YAN Bao-jin，LIAO Guo-hua．Study on the rules of the overlying rock movement by equivalent material simulation[J]. Metal Mine，2002(8)：10-12.

[18] 方新秋，何富连，钱鸣高．直接顶稳定性的相似模拟试验[J]．矿山压力与顶板管理，1999，16(3)：41-44.
FANG Xin-qiu，HE Fu-lian，QIAN Ming-gao．Similarity simulation experiments of dire- ct roof stability[J]. Ground Pressure and Strata Control，1999，16(3)：41-44.