

文章编号: 1001-4888(2018)06-0979-08

超千米深井巷道围岩变形破坏 时空演化规律实验研究^{*}

张辉^{1,2,3}, 李国盛¹, 蒋帅旗¹

(1. 河南理工大学 能源科学与工程学院, 河南焦作 454000; 2. 煤炭安全生产河南省协同创新中心, 河南焦作 454000;
3. 河南省矿产资源绿色高效开采与综合利用重点实验室, 河南焦作 454000)

摘要: 针对超千米深井巷道围岩大变形破坏的难题, 通过相似模拟实验, 分析了巷道周围的应力应变演化规律和倾角对巷道稳定性的影响, 揭示了超千米深井巷道变形破坏时空演化规律。实验结果表明: 由于岩层倾角的存在, 巷道底板两角出现应力集中现象。随外界载荷的增大, 巷道拱部左上角与底板右下角首先发生破坏, 随后向围岩深部扩展, 且出现大范围变形破坏, 巷道左帮和右帮应力集中现象加剧; 巷道围岩各位置处产生的位移量差别较大, 巷道拱部与底板产生位移量较大, 两帮位移量相对较小, 巷道变形量最大的位置达到 30mm 以上; 超千米深井巷道围岩变形破坏特征分为 3 个阶段: 缓慢变形阶段、剧烈变形阶段和严重变形破坏阶段, 巷道围岩产生大变形非对称性破坏, 且破坏范围较大, 顶底板最大破坏深度达到 34mm, 巷道围岩失去承载能力, 巷道空间完全封闭。将上述实验结果应用于工程实践, 提出华丰煤矿超千米深井巷道全断面高强预应力锚网支护, 特殊部位加强支护的方案, 达到了理想的效果。

关键词: 超千米深井巷道; 大变形; 相似模拟; 时空关系

中图分类号: TD76 **文献标识码:** A **DOI:** 10.7520/1001-4888-17-107

0 引言

煤炭资源开采由浅部向深部发展是客观的必然规律, 也是世界上众多产煤国家面临的共同问题。德国、波兰、俄罗斯、英国等的开采深度部分矿区超过 1000m^[1,2], 目前我国东部新汶、平顶山、淮南、徐州、开滦、邢台等矿区相继进入了超千米开采阶段, 最大开采深度到 1450m^[3,4]。煤炭资源进入超千米开采后, 地应力急剧增高、围岩节理裂隙发育, 巷道围岩呈现出明显的软岩变形特征, 导致巷道维护极其困难, 成为制约超千米深井煤炭资源高效开采的关键。

近年来, 国内外学者从支理论理论与支护技术方面进行了大量的研究, 20 世纪 80 年代, 德国学者 Malan 等^[5]通过建立大型相似模拟试验台, 模拟实验了埋深 1600m 的矿井三维矿压显现规律, 提出深部巷道围岩分区裂化现象, 认为围岩分区破裂化现象是在深部岩体中开挖硐室或者巷道时, 在其两侧和工作面前的围岩中, 产生交替的破裂区和不破裂区。钱七虎、周小平等^[6,7]对深部巷道围岩分区破裂化机制进行研究, 认为由于较高的初始地应力和巷道开挖形成卸荷面, 破裂区的数量也取决于初始地应力水平的高低。勾攀峰等^[8]、高峰等^[9]、彭瑞等^[10]运用突变理论探讨了深部巷道失稳破坏机理, 得出深部巷道的失稳不仅受岩体特性及所受载荷的影响, 而且与围岩中承载区和松动区的刚度比有关。张农

* 收稿日期: 2017-05-03; 修回日期: 2017-07-28

基金项目: 河南省科技厅科技攻关项目(182102310005); 河南省教育厅科技攻关项目(15B440002)

通讯作者: 张辉(1983-), 男, 博士, 副教授, 硕士生导师, 主要从事巷道矿压及围岩控制方面的教学和研究工作。

Email: caikuangzhang@163.com

等^[11,12]、张广超等^[13]、谢广祥等^[14]对朱集煤矿千米深井软岩巷道进行锚注支护,而后进行二次滞后注浆支护,在保证滞后注浆的最佳滞后时间后,巷道围岩支护效果显著。

但迄今对超千米深井不同岩层倾角条件下巷道围岩变形破坏的时空规律鲜见报道^[15],为进一步探讨千米深井高应力巷道围岩的变形演化规律,弄清巷道围岩各部分之间的内在联系,本文以新汶矿区华丰煤矿千米深井地质力学条件为研究背景,利用相似模拟的方法,探讨超千米深井巷道围岩各部位之间变形破坏从时间和空间上的内在联系,以期对超千米深井巷道围岩控制提供理论依据。

1 实验设计

1.1 工程背景

相似模拟选取华丰煤矿-1180回风大巷工程地质条件为研究背景,该巷道位于-1180m水平,埋深1700m,沿岩层走向布置,岩层倾角为 32° 。巷道为直墙半圆拱形,宽度为5.5m,高度为4.45m。通过水压致裂法测试该巷道围岩地应力为:水平最大主应力31.19MPa,最小水平主应力16.74MPa,垂直主应力31.78MPa,属于超高地应力区域。巷道位于煤8与煤10之间的岩层中,多为中砂岩、粉砂岩,局部含有灰岩,顶板以上0~8.5m位置为中粒岩,中间有泥质砂岩夹层,单轴抗压强度平均值为48.87MPa;8.5~12.2m位置为粉砂岩,单轴抗压强度平均值为61.46MPa。巷道位置及底板处为粉砂岩,底板右脚部位为0.6m厚的二灰岩(单轴抗压强度为73.35MPa),之间夹有0.2m厚的泥岩。巷道采用36U棚+锚网喷进行支护,巷道变形量大、底鼓严重,每年需进行大面积维修,影响巷道正常服务要求。

1.2 相似常数及材料配比选取

根据相似定律,依据-1180回风巷实际工程地质条件及实验模型情况,取几何相似比为 $C_l=1:50$,密度相似比为 $C_\rho=1:1.6$,时间相似比为 $C_t=1:7.07$,应力及强度相似比为 $C_\sigma=1:80$ 。

相似模型由11层不同岩性相似材料组成,巷道位于模型试验台的中心位置,巷道分别穿过中粒砂岩、粉砂岩、9号煤线、砂质泥岩和二灰岩。相似材料以河沙、云母片为骨料,以碳酸钙、石膏为胶结材料,硼砂为缓凝剂。根据相似实验原型的主要煤岩体的物理力学参数,选定合理的材料配比及相似材料力学性能,相似模型材料配比及强度参数如表1所示。

表1 模型相似材料配比及力学参数

Tab. 1 Similar material ratio and mechanical parameters of the model

岩性	模型厚度 /cm	岩石密度 /(g/m ³)	岩石抗压 强度/MPa	模型密度 /(g/m ³)	模型抗压 强度/MPa	配比号
中粒砂岩	不规则	2.55	48.87	1.59	0.61	473
粉砂岩	13	2.76	61.46	1.72	0.77	355
中粒砂岩	8	2.55	48.87	1.59	0.61	473
粉砂岩	8.4	2.76	61.46	1.72	0.77	355
9号煤线	0.6	1.51	6.9	0.94	0.09	573
砂质泥岩	0.8	2.36	40.0	1.47	0.5	373
二灰岩	3.0	2.78	73.35	1.74	0.92	473
粉砂岩	6.4	2.76	61.46	1.72	0.77	355
中粒砂岩	8.0	2.55	48.87	1.59	0.61	473
10号煤线	0.6	1.51	6.9	0.94	0.09	573
中粒砂岩	不规则	2.55	48.87	1.59	0.61	473

1.3 实验设备与实验原理

相似模拟实验采用自制的小型平面相似模拟实验台,模型架尺寸长×宽×高分别为1600mm×

200mm×1220mm,实验模型两侧及顶部设置有液压千斤顶提供压力,压力数据可以在手动液压泵的压力表上进行读取,实现顶部和两边同时加载,手动液压泵加载压力范围 0~60MPa,油缸内径 100mm。应力可分别施加垂直方向和水平方向,均布载荷设计为 0~3.02MPa。相似模型尺寸设计长×宽×高分别为 840mm×200mm×780mm,岩层倾角可根据实验要求调节。实验原理如图 1 所示。

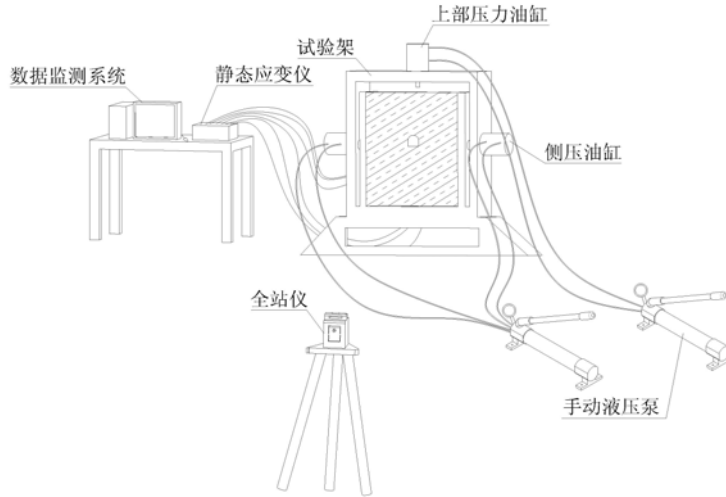


图 1 实验方案原理图

Fig. 1 Schematic diagram of the experimental program

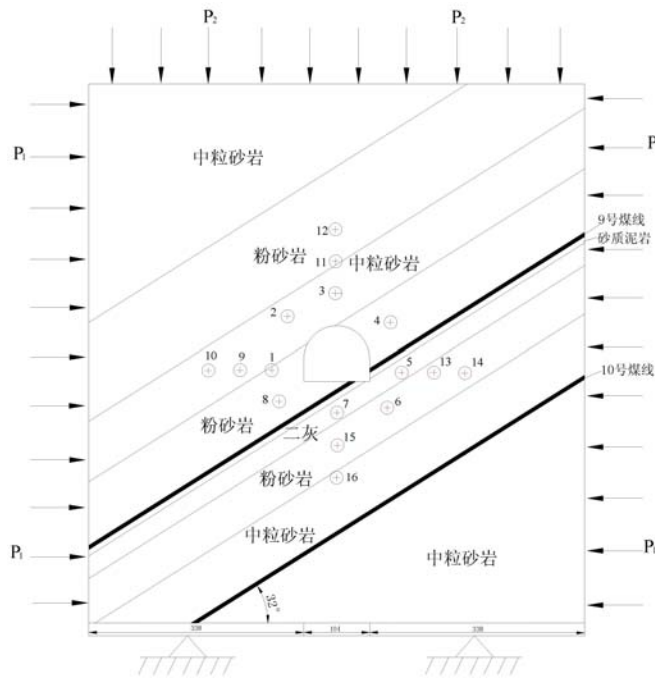


图 2 实验模型测点布置

Fig. 2 Experimental model measuring points

实验现象采用拍照纪录;实验数据采用预埋压力盒及利用全站仪等进行采集,实验观测方案如图 2 所示。巷道围岩应力测点与位移测点相同,在距离巷道周边 5cm 处布置 8 个测点,分别位于巷道的拱部、帮部和底板处;在巷道的水平和垂直轴线上也布置测点,测点间距为 5cm,压力盒测点预先埋入模型中间位置,位移测点巷道围岩轴向固定“十字”反光片。压力盒 1、5、10、14 竖直埋设,其余压力盒放平埋设。

1.4 实验模型制作与实验方案设计

实验模型岩层倾角 32° ,每一岩层之间采用云母片进行分层,要求 8~10mm 厚度为分层厚度。

实验监测巷道围岩不同位置处应力和位移与时间的变化关系,及巷道围岩不同位置之间发生位移速度的关系,寻找超千米深井巷道围岩变形破坏在时间和空间位置的演化规律。

根据应力相似比的设计,忽略相似模型巷道上覆岩层的重力,垂直方向和水平方向地应力加载范围分别为水平应力 $0\sim 0.38\text{MPa}$,垂直应力 $0\sim 0.4\text{MPa}$ 。加载起始载荷为 0 ,阶段载荷为 0.04MPa ,终止载荷为巷道完全破坏为止。应力进行分次施加,待施加的载荷稳定后,对应力数据进行采集,加载次数为 10 次,每次加载时间从加载开始至巷道周围应力稳定时为止。

2 实验结果分析

2.1 巷道围岩应力与加载次数的变化关系

巷道围岩不同测点位置的应力随加载次数的变化如图 3 所示。从图中可看出,边界应力加载过程中,巷道围岩应力变化主要表现为三个阶段:(1)边界应力加载 $0\sim 1.6\text{MPa}$ 阶段,巷道围岩应力逐渐增加,但测点 5、测点 8 等处的应力明显增速较快,表明该阶段巷道围岩随应力增大未出现塑性破坏,但巷道底板两脚部出现应力集中现象;(2)边界应力加载 $1.6\sim 2.4\text{MPa}$ 阶段,测点 2、3、6、7、12、16 的应力快速降低至 0 ,测点 5、8、10、14 的应力快速增大,表明巷道拱部及底板发生变形破坏,围岩失去承载能力,且巷道拱部左上角与底板右下角首先发生破坏,随后向围岩深部扩展,而巷道左帮和右帮应力集中现象加剧;(3)边界应力加载 $2.4\sim 4.0\text{MPa}$ 阶段,测点 1、4、8、10、14 的应力略有增加后变快速降低,其他测点在加载至 2.4MPa 后衰减,表明巷道围岩出现大范围变形破坏。

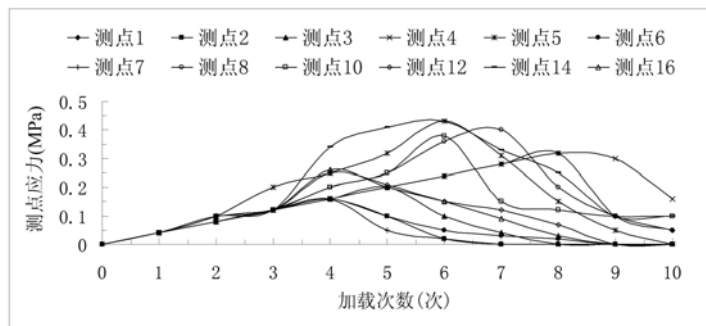


图 3 巷道围岩应力与加载次数的关系曲线

Fig. 3 Relationship between stress and loading times of roadway surrounding rock

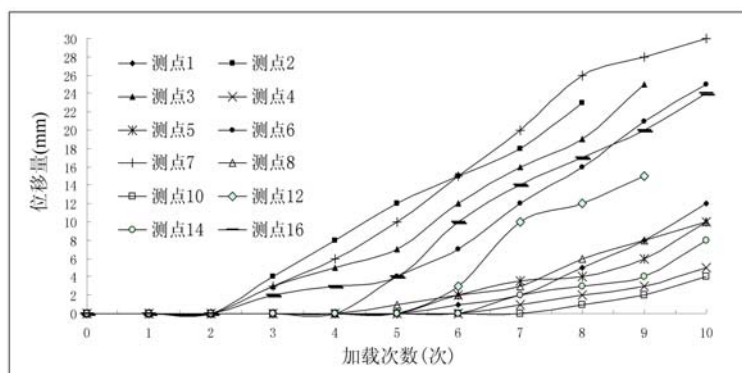


图 4 巷道围岩位移与加载次数的关系曲线

Fig. 4 Relationship between displacement and loading times of roadway surrounding rock

2.2 巷道围岩位移与加载次数的变化关系

巷道围岩不同测点位置位移随加载次数的变化如图 4 所示。从图中可看出,边界应力加载过程中巷道围岩应力变化主要表现为两个阶段:(1)外力加载至 0.8MPa 时,测点 2、3、6、7 处围岩开始发生变形破坏,且测点 2、7 处位移量明显较大,表明巷道拱部左侧与底板右侧首先发生变形破坏,且巷道变形量最大的位置达到 30mm 以上;(2)外力加载至 1.6MPa 时,其他测点也开始发生变形,且每个测点的变

形量持续增加,未出现稳定期,表明超千米深井围岩发生持续变形破坏,且破坏范围较大。

2.3 巷道围岩位移量与空间位置的关系

图 5 为外力加载至 0.4MPa 后观测巷道围岩表面不同位置处发生位移的曲线,图中表明:(1)巷道围岩各位置处产生的位移量差别较大,巷道拱部与底板产生位移量较大,两帮位移量相对较小;(2)由于岩层倾角的存在,超千米深井巷道围岩产生大变形非对称性破坏,进而要求巷道围岩控制需针对不同破坏程度进行有效设计。

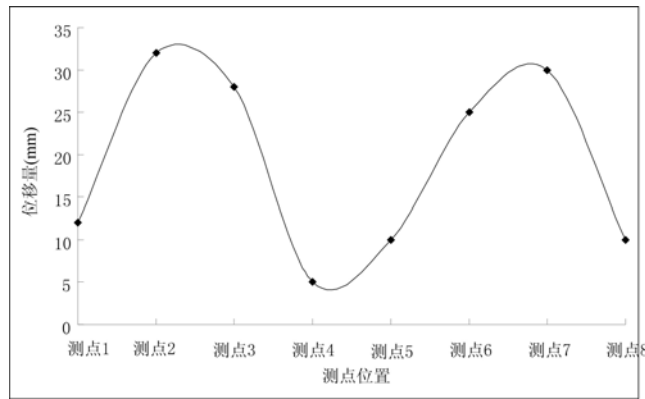


图 5 巷道围岩不同测点位置发生位移的关系

Fig. 5 Relationship between displacement at different positions of roadway surrounding rock

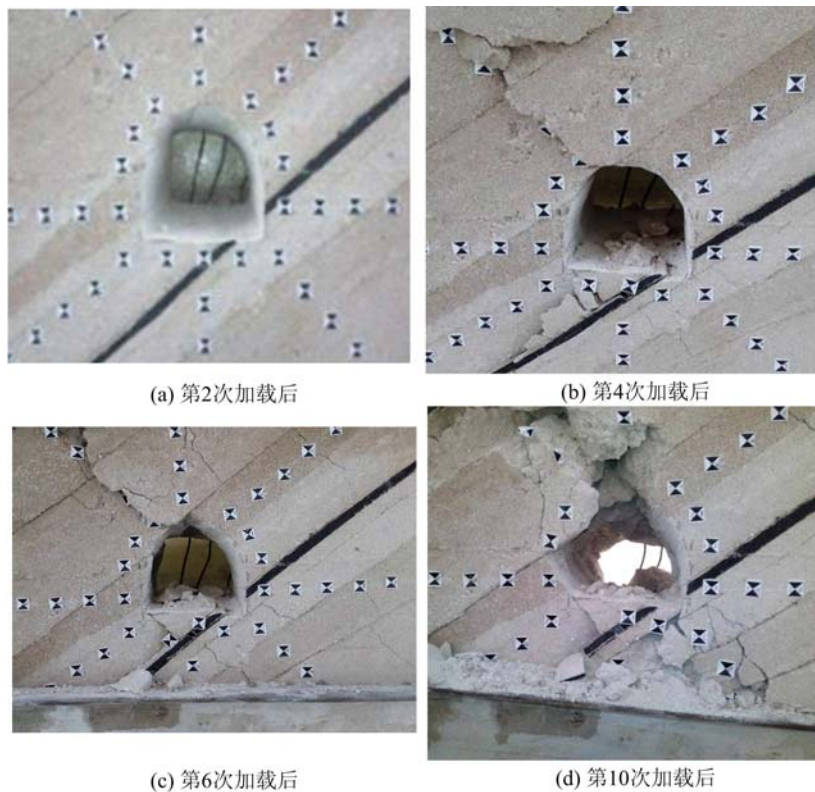


图 6 巷道围岩变形破坏特征

Fig. 6 Deformation and failure characteristics of roadway surrounding rock

2.4 巷道围岩变形破坏特征分析

巷道围岩不同加载阶段变形破坏特征如图 6 所示,由图中可以看出,巷道围岩变形破坏特征分为三个阶段:缓慢变形阶段、剧烈变形阶段和严重变形破坏阶段。

图 6(a)为缓慢变形阶段,由于巷道围岩外力加载由低到高逐渐加载,该阶段巷道围岩拱部与底板发生塑性破坏,应力由高到低发生变形,局部降为 0,表明该阶段巷道围岩发生塑性破坏,但围岩位移未

充分显示出来,仅在拱部与底角有较小体现。

图 6(b)(c)为剧烈变形阶段,随着外力加载增加,该阶段巷道围岩拱部与底板岩层产生剧烈断裂,产生大的位移量,进而导致巷道顶部及帮部围岩随拱部与底板变形而发生变形。该变形阶段较剧烈,破坏范围向深部传递较快,顶底板最大破坏深度达到 34mm。图 6(d)为严重变形阶段,该阶段顶板岩层大面积冒落,底板鼓起量大幅度增加,两帮出现不同程度移近,出现顶底板相接现象,表明该阶段巷道围岩发生大范围失稳破坏,巷道围岩失去承载能力,巷道空间完全封闭。

3 巷道围岩控制对策及应用

根据华丰煤矿实际工程地质条件及相似模拟实验结果,对该矿超千米深井高应力巷道围岩控制进行有效设计:

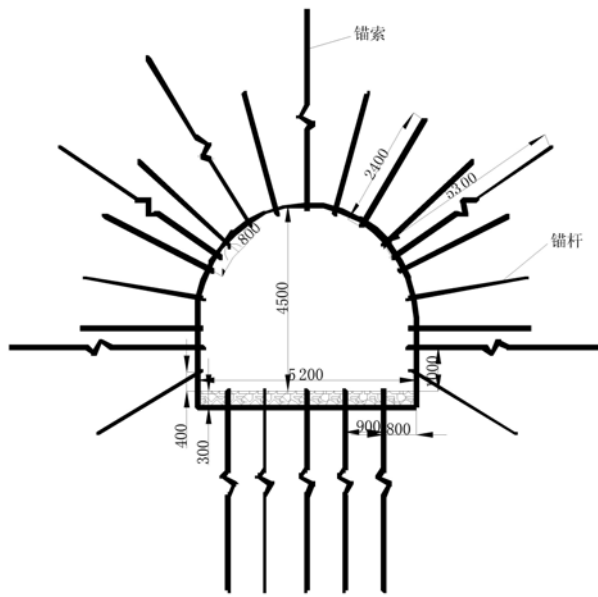


图 7 巷道支护参数设计图

Fig. 7 Roadway support parameter design

(1) 设计思路:全断面高强度预应力锚网支护,特殊部位加强支护。

(2) 设计方案:巷道断面为直墙半圆拱形,宽度为 5.2m,高度为 4.5m,顶板与两帮采用锚杆锚索联合支护,底板采用锚索+注浆联合支护,如图 7 所示。锚杆采用 BHRB600, $\phi 22$ mm 的左旋无纵筋螺纹钢,长度 2.4m,树脂加长预应力锚固。锚杆排距为 900mm,每排布置 15 根锚杆,拱顶间距 800mm、两帮间距 700mm,预紧力矩 350N·m。锚索采用 $\phi 22$ mm, 1×19 股高强度低松弛预应力钢绞线,长度 5300mm,采用 K2550 和 M2575 树脂锚固剂各 1 支进行加长预应力锚固;锚索排距 900mm,每排布置 5 根,拱顶 3 根,间距 2800mm,垂直巷道表面布置;两帮 2 根,距底板 1000mm 垂直巷道打设;顶板与岩层相切处垂直岩层法向增加布置 1 根锚索;

锚索预紧力 300kN。底板锚索采用 $\phi 22$ mm, 1×19 股高强度低松弛预应力钢绞线,长度 5300mm;锚固孔直径 $\phi 52 \sim 56$ mm,锚固方式采用“下锚上注”式,锚索托板设有直径为 18mm 的注浆孔;锚索排距为 1000mm,间距为 1100mm,垂直于巷道底板布置;锚固孔孔口安装止浆塞后施加预紧力,预紧力设计为 150~160kN。底板注浆材料采用 425# 普通硅酸盐水泥配合 XPM 纳米注浆添加剂或水泥-水玻璃浆液,水灰比采用 XPM 添加剂时为 0.4:1。

(3) 支护效果分析:巷道表面位移矿压监测结果,顶底板最大位移量为 120mm,两帮最大位移量为 35mm,底板和拱部左上角未出现变形破坏现象,表明加强巷道拱部与底板的支护强度,有效控制超千米深井巷道围岩变形破坏。

4 结论

(1) 实验结果表明,由于岩层倾角的存在,巷道底板两脚部出现应力集中现象。随外界载荷的增大,巷道围岩应力变化主要表现为三个阶段,当应力增大到超千米深井应力时,巷道拱部及底板发生变形破坏,围岩失去承载能力,且巷道拱部左上角与底板右下角首先发生破坏,随后向围岩深部扩展,巷道围岩出现大范围变形破坏,而巷道左帮和右帮应力集中现象加剧。

(2) 由实验结果发现,由于岩层倾角的作用,超千米深井巷道拱部左侧与底板右侧首先发生变形破坏,巷道围岩各位置处产生的位移量差别较大,巷道拱部与底板产生位移量较大,两帮位移量相对较小;

且巷道变形量最大的位置达到 30mm 以上。

(3) 随外部加载力的增大,超千米深井巷道围岩变形破坏特征分为三个阶段:缓慢变形阶段、剧烈变形阶段和严重变形破坏阶段。巷道围岩产生大变形非对称性破坏,且破坏范围较大,顶底板最大破坏深度达到 34mm,巷道围岩失去承载能力,巷道空间完全封闭。

(4) 根据华丰煤矿实际工程地质条件及相似模拟结果,提出全断面高强预应力锚网支护,特殊部位加强支护的方案,工程实验达到了理想的效果。

参考文献:

- [1] 康红普,王金华,林间.高预应力强力支护系统及其在深部巷道中的应用[J].煤炭学报,2007,32(12):1233—1238 (KANG Hongpu, WANG Jinhua, LIN Jian. High pretensioned stress and intensive bolting system and its application in deep roadways[J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(12):1233—1238 (in Chinese))
- [2] 刘泉声,高玮,袁亮.煤矿深部岩巷稳定性控制理论与支护技术及应用[M].北京:科学出版社,2010 (LIU Quansheng, GAO Wei, YUAN Liang. Stability control theory and support technology and application of deep rock roadway in coal mine[M]. Beijing: Science Press, 2010 (in Chinese))
- [3] 康红普,范明建,高富强,等.超千米深井巷道围岩变形特征与支护技术[J].岩石力学与工程学报,2015,34(11):2227—2241 (KANG Hongpu, FAN Mingjian, GAO Fuqiang, et al. Deformation and support of rock roadway at depth more than 1000 meters[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(11): 2227—2241 (in Chinese))
- [4] 张辉.超千米深井高应力巷道底鼓机理及锚固技术研究[D].中国矿业大学(北京),2013 (ZHANG Hui. Study on floor heave mechanics and bolting tcehnology for roadways with depth of more than one kilometer and high stress[D]. China University of Mining and Technology(Beijing), 2013 (in Chinese))
- [5] Malan D F, Basson F R P. Ultra-deep mining: The increased potential for squeezing conditions[J]. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, 1998, 98(7):353—363.
- [6] 钱七虎,李树忱.深部岩体工程围岩分区破裂化现象研究综述[J].岩石力学与工程学报,2008,27(6):1278—1284 (QIAN Qihu, LI Shuchen. A review of research on zonal disintegration phenomenon in deep rock mass engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(6):1278—1284 (in Chinese))
- [7] 周小平,钱七虎.深埋巷道分区破裂化机制[J].岩石力学与工程学报,2007,26(5):877—885 (ZHOU Xiaoping, QIAN Qihu. Zonal fracturing mechanism in deep tunnel[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(5):877—885 (in Chinese))
- [8] 勾攀峰,汪成兵,韦四江.基于突变理论的深井巷道临界深度[J].岩石力学与工程学报,2004,23(24):4137—4141 (GOU Panfeng, WANG Chengbing, WEI Sijiang. A study on the critical depth of deep entry with catastrophe theory[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(24):4137—4141 (in Chinese))
- [9] 高峰,闫茂林.突变理论及其在采矿工程中的应用[J].重庆工学院学报,2008,22(2):64—67 (GAO Feng, YAN Maolin. Catastrophe theory and its application in mining engineering[J]. Journal of Chongqing Institute of Technology (Natural Science), 2008, 22(2):64—67 (in Chinese))
- [10] 彭瑞,孟祥瑞,赵光明,等.深井圆巷次生承载结构“时-空”一体化演化规律研究[J].采矿与安全工程学报,2016(5):779—786 (PENG Rui, MENG Xiangrui, ZHAO Guangming, et al. The evolvement law of deep circular roadway secondary bearing structure “time-space” integration[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2016 (5):779—786 (in Chinese))
- [11] 张农,陈红,陈瑶.千米深井高地压软岩巷道沿空留巷工程案例[J].煤炭学报,2015,40(3):494—501 (ZHANG Nong, CHEN Hong, CHEN Yao. An engineering case of gob-side entry retaining in one kilometer-depth of rock roadway with high ground pressure[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(3):494—501 (in Chinese))
- [12] 张农.深部煤炭资源开采现状与技术挑战[C].中国煤炭工业协会.全国煤矿千米深井开采技术,2013:1—23 (ZHANG Nong. Mining status and technical challenges of deep coal resources [C]. China National Coal Association. National mine kilometer deep mining technology, 2013:1—23 (in Chinese))

- [13] 张广超, 何富连. 千米深井巷道围岩变形破坏机理与支护技术[J]. 煤矿开采, 2015(2):35—38, 62 (ZHANG Guangchao, HE Fulian. Surrounding rock deformation and failure mechanism and supporting technology of roadway in 1000m deep mine[J]. Coal Mining Technology, 2015(2):35—38 (in Chinese))
- [14] 谢广祥, 常聚才. 深井巷道控制围岩最小变形时空耦合一体化支护[J]. 中国矿业大学学报, 2013, 42(2):183—187 (XIE Guangxiang, WANG Lei. Lithologic effect on the mechanical characteristics of mining induced stress shell[J]. Journal of China Coal Society, 2013, 42(2):183—187 (in Chinese))
- [15] 吕祥锋, 王振伟, 潘一山. 煤岩巷道冲击破坏过程相似模拟试验研究[J]. 实验力学, 2012, 27(3):311—318 (LV Xiangfeng, WANG Zhenwei, PAN Yishan. Experimental study on the impact of simulated coal and rock roadway destruction process similar[J]. Journal of Experimental Mechanics, 2012, 27(3):311—318 (in Chinese))

Time-space evolution pattern simulation experiment of surrounding rock deformation and destruction for super kilometer deep shaft roadway

ZHANG Hui^{1,2,3}, LI Guo-sheng¹, JIANG Shuai-qi¹

(1. School of Energy Science and Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo 454000, Henan, China; 2. Collaborative Innovation Center of Coal Work Safety, Henan Province, Jiaozuo 454000, Henan, China; 3. Henan Key Laboratory for Green and Efficient Mining & Comprehensive Utilization of Mineral Resources, Henan Polytechnic University, Jiaozuo 454000, Henan, China)

Abstract: Aiming at the difficult problem of large deformation and destruction of surrounding rock in super-kilometer deep shaft roadway, the influence of surrounding rock stress and strain evolution and rock dip angle on roadway stability was analyzed by similar simulation experiment. The time-space evolution pattern of deformation and destruction in super-kilometer deep shaft roadway is revealed. Experimental results indicate that due to the existence of rock dip angle, stress concentration appears at the two corners of roadway bottom floor. With the increase of external load, the upper left corner of arch and roadway bottom right corner are destroyed at first, and then extend to deep surrounding rock. Large scale deformation and destruction appear in surrounding rock of roadway. The stress concentration on both left and right sides of roadway intensifies. The displacement quantity of roadway surrounding rock at each position is quite different, the displacement quantity of both arch and roadway floor is larger, the displacement quantity at both sides is relatively small, the maximum deformation quantity is more than 30mm. The deformation and destruction characteristics of surrounding rock in super-kilometer deep shaft roadway can be divided into three stages: slow deformation stage, severe deformation stage and severe deformation and destruction stage. The surrounding rock of roadway produces large deformation and asymmetric destruction, and the destruction range is large. The maximum damage depth of roof and floor is up to 34mm, the surrounding rock of roadway loses its bearing capacity, and roadway space is completely closed. By applying above experimental results to engineering practice, the scheme of full section high strength prestressed bolting net support and strengthening support in special part of super-kilometer deep shaft roadway in Huafeng Coal Mine was put forward, which has achieved an ideal effect.

Keywords: deep roadway; deformation of rock roadway; similar simulation; effect of time and space