

薄煤层沿空留巷充填支护技术分析

吕显州,曹正龙,孙捷城,陈万昊,王渭明

(山东科技大学 山东省土木工程防灾减灾重点实验室,山东 青岛 266590)

摘要:针对黄河北薄煤层回采区矸石量大、采输困难等特点,遵循就地取材原则,通过室内试验分别确定沿空留巷和采空区充填材料的合理配比。根据损伤演化规律,结合矿压理论估算沿空留巷充填体的宽度。通过数值模拟方法分析工作面不同推进距离的围岩位移变化情况,得出充填后巷道及充填体的变形特征与现场监测结果基本一致,验证了本次充填支护技术的合理性,最终实现了矸石不升井的目的,取得了良好的经济效益。

关键词:沿空留巷;充填体;支护;力学分析;数值模拟

中图分类号:TD822

文献标志码:A

文章编号:1672-3767(2015)04-0086-07

Backfill Support Technology of Gob-side Entry Retaining in Thin Coal-seam

Lü Xianzhou, Cao Zhenglong, Sun Jiecheng, Chen Wanhao, Wang Weiming

(Shandong Provincial Key Laboratory of Civil Engineering Disaster Prevention and Mitigation,
Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590, China)

Abstract: In view of the large number of waste rocks and the great difficulty of mining and transport in thin coal seam in the North of Yellow River, locally available materials were used in this technology. Laboratory tests were conducted to determine the reasonable ratio of filling materials used for gob-side entry retaining and goaf. The width of the filling body was calculated according to the damage evolution law and mine pressure theory. Numerical simulation was used to analyze the change of surrounding rock displacements with different advance distance away from working face. The results indicate that the simulated value of backfilled roadway and filling body deformation is basically the identical with the field monitoring data, validating the rationality of this backfill support technology. This technology has ultimately achieved the goal of getting no waste rocks out of the mine and has achieved good economic benefits.

Key words: gob-side entry retaining; filling body; support; mechanics analysis; numerical simulation

随着我国矿井建设的高速发展,煤炭开采深度逐渐增大,矿压显现也更加剧烈,为保护准备巷道需要留设大量煤柱进行分压,造成了煤炭资源的大量浪费。同时,煤柱留设、丢煤引起的煤层压力增大、瓦斯突出、火灾等矿井灾害也越来越严重^[1]。沿空留巷充填支护作为一种无煤柱护巷方式成为薄煤层开采中的重要技术发展方向^[2]。马立强等^[3]提出综放巷内沿空留巷充填体支护阻力计算公式,并对其作用机制作了深入分析,为确定支护体承载力提供了依据;杨百顺等^[4]对综采工作面回采巷道进行数值模拟研究,得出沿空留巷充填墙体的合理宽度,基本解决了沿空留巷巷旁支护体宽度的问题;王渭明等^[5]根据数值模拟与现场实测相结合的方法探讨了沿空留巷的支护机理,提出利用支护的“让与抗”原则,为同类条件矿井的回采支护提供了

收稿日期:2014-09-12

基金项目:国家自然科学基金项目(51174128);高等学校博士学科点专项科研基金项目(20123718110007)

作者简介:吕显州(1990—),男,山东枣庄人,硕士研究生,主要从事矿山与隧道地下工程方面的研究。

E-mail:18653378106@163.com

王渭明(1954—),男,江西临川人,教授,博士生导师,主要从事岩土力学与工程方面的研究工作,本文通信作者。

E-mail:wang@sdust.edu.cn

依据。

上述研究针对沿空留巷支护技术提出了相应的理论,使充填材料有了更多的选择,但在具体施工中不可盲目借用,应结合具体地层条件与相关经验提出适用的沿空留巷充填支护方法。本研究以室内物理力学试验及现场测试等手段确定充填支护的合理参数,分析沿空留巷充填后的巷道围岩及充填体变形情况,确保了本工程开采过程的安全稳定。

1 工程概况

新汶矿业集团济阳矿区位于黄河北煤田济北预测区浅部,平均距黄河约 1 km,所开采地层属石炭二叠系,为海陆交互相含煤沉积,煤层埋深平均 498.8 m,巷道宽 4.2 m,高 2.75 m,采用锚网喷支护。巷道顶底板及覆层物理力学性质如表 1 所示。

表 1 巷道围岩物理力学性质

Tab. 1 Physical and mechanical parameters of roadway surrounding rock

煤岩层名称	顶底板名称	厚度/m	容重/(kN/m ³)	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	粘聚力/kPa	内摩擦角/(°)	剪胀角/(°)
上覆岩层	/	20.0	26.5	0.776	0.558	8.0	32	2
细砂岩	老顶	9.5	25.9	0.536	0.369	8.7	30	0
粉砂岩	直接顶	2.2	25.5	0.550	0.320	7.8	32	2
煤层	/	1.0	13.0	0.400	0.133	2.4	18	0
粉砂岩	直接底	2.8	25.5	0.520	0.290	8.0	32	2
中砂岩	老底	5.5	28.4	1.640	1.060	15.2	38	8
充填体	/	2.0	1 500.0	0.702	0.907	2.1	49	19

2 充填材料的选取

良好的充填材料应具有易获取、成本低、稳定性好等特点,并能解决矿井开采的排污问题^[6]。由于井下矸石产量不稳定,在本采区又无法形成较大的矸石仓进行存储,所以采取以沿空留巷充填为主、架后采空区充填为辅的方案。以保证巷道安全为根本,消耗多余的矸石实现矸石不升井的目的。根据济阳矿区现有原材料,结合塌落度、抗压强度等充填要求,本工程选择水泥作为胶凝材料,矸石粉、砂子、瓜子石作为惰性材料,粉煤灰作为有胶凝性能的活性混合材料,并加入了其他改性材料,按照《普通混凝土配合比设计规程》(JGJ55-2000)关于原材料、配合比设计等方面的要求,参考《混凝土外加剂应用技术规范》(GB50119-2003)有关外加剂的选择与掺量要求,设计 7 组混凝土配比;按照不同配比,在试验室配制试块进行试验,通过对混凝土塌落度要求、混凝土试块 3 h, 1 d, 3 d, 7 d, 28 d 抗压强度试验结果分析,保证塌落度满足长距离运输要求,抗压强度不影响正常施工条件,最终确定沿空留巷充填材料配比为:水泥:水:河沙:矸石:外加剂=16:8.5:23:51.5:1;架后采空区充填材料配比为:水:矸石:粉煤灰:外加剂=13.2:79.2:6.20:1.40。按照上述配合比所得的沿空留巷充填材料塌落度大于 160 mm,满足长距离皮带运输要求;3 h 后拆模充填支护体能够自稳,不影响正常施工,28 d 抗压强度达到 C30 混凝土强度,满足安全要求。而沿空留巷充填材料配合比所得的架后采空区充填材料消耗了大量矸石,掺入适量粉煤灰降低了管路输送阻力并改善了膏体料浆的泵送性能。塌落度大于 160 mm, 3 h 能够脱模,28 d 的平均抗压强度达到 3.46 MPa,同样不影响正常施工,达到架后采空区充填的要求。

3 充填体支护力学分析

沿空留巷的直接顶与巷道是接触的,而老顶通过直接顶作用于巷道,上部岩层运动则要通过老顶和直接顶影响巷道变形^[7]。沿空留巷围岩一端的支撑体为煤帮,另一端为巷旁支护体,保证两者之间的协调变形是

沿空留巷稳定的前提。而引起沿空留巷压力和变形的主要原因在于上覆岩层的活动^[8],其覆岩承载结构关系如图 1 所示。

若直接顶岩层在垮落后能够充满采空区,则老顶岩层发生折断垮落,在逐渐平衡过程中形成新的砌体支撑结构,支护刚度大的部分所承受的荷载也大。对于以矸石为粗骨料制备的混凝土充填体材料,当其应力接近脆性破坏时,应力应变曲线已不是直线,在应力达到最大值之前,充填材料已经出现了损伤^[9]。以材料的割线模量 E 和弹性模量 E_0 的变化定义损伤变量 D ^[10]:

$$D = 1 - \frac{E}{E_0} \quad (1)$$

对于承受单向压缩的充填材料,只在压力方向上被压缩,另两个方向上膨胀,故 Mazars 假定其在单向压缩时的等效应变 ϵ_e 为:

$$\epsilon_e = \sqrt{[\epsilon_1]^2 + [\epsilon_2]^2 + [\epsilon_3]^2} = -\sqrt{2}\mu\epsilon_1 \quad (2)$$

其中: ϵ_1, ϵ_2 和 ϵ_3 为充填体主应变, μ 为泊松比;而 $\epsilon_2 = \epsilon_3 = -\mu\epsilon_1 > 0, [\epsilon_i] = \frac{\epsilon_i + |\epsilon_i|}{2}, i=1,2,3$ 。

利用 Mazars 损伤模型将混凝土受压分为两个阶段:一是应力尚未达到混凝土极限抗压强度时,材料无损伤;二是当压应力大于混凝土极限抗压强度时,材料发生损伤^[10]。则充填材料在受压时的应力、应变关系分为两部分:

$$\sigma_1 = \begin{cases} E_0\epsilon_1, & \epsilon_e \leq \epsilon_c \\ E_0 \left[\frac{\epsilon_c(1-A_c)}{-\sqrt{2}\mu} + \frac{A_c\epsilon}{\exp[B_c(-\sqrt{2}\mu\epsilon_1 - \epsilon_c)]} \right], & \epsilon_e > \epsilon_c \end{cases} \quad (3)$$

根据余寿文等^[10]总结的试验常数,结合本工程的具体应用条件,式(3)中取材料参数 $E_0 = 3 \times 10^4$ MPa; $\mu = 0.3$; $\epsilon_c = 7.38 \times 10^{-4}$; $A_c = 1.2$; $B_c = 1400$; 其中: A_c, B_c 是材料常数, ϵ_c 是材料开始损伤时的应变,即峰值应力所对应的应变。

由 $E = \frac{\sigma}{\epsilon}$ 代入式(1)得:

$$D = 1 - \frac{\sigma}{E_0\epsilon} \quad (4)$$

当材料应力达到峰值前, $\sigma_1 = E_0\epsilon_1$, 得到 $D = 1 - \frac{E_0\epsilon_1}{E_0\epsilon_1} = 0$ 。

当材料应力超过峰值后,得到

$$D = 1 - \frac{1}{\epsilon_1} \left[\frac{\epsilon_c(1-A_c)}{-\sqrt{2}\mu} + \frac{A_c\epsilon_1}{\exp[B_c(-\sqrt{2}\mu\epsilon_1 - \epsilon_c)]} \right] = 1 - \frac{\epsilon_c(1-A_c)}{-\sqrt{2}\mu\epsilon_1} - \frac{A_c}{\exp[B_c(-\sqrt{2}\mu\epsilon_1 - \epsilon_c)]} \quad (6)$$

而由式(2)得 $\epsilon_e = -\sqrt{2}\mu\epsilon_1$, 故 $D = 1 - \frac{\epsilon_c(1-A_c)}{\epsilon_c} - \frac{A_c}{\exp[B_c(\epsilon_e - \epsilon_c)]}$ 。

因此,将式(3)代入式(4)可整理得到充填体压缩时的损伤方程为:

$$D = \begin{cases} 0, & \epsilon_e \leq \epsilon_c \\ 1 + \frac{\epsilon_c(A_c - 1)}{\epsilon_c} - \frac{A_c}{\exp[B_c(\epsilon_e - \epsilon_c)]}, & \epsilon_e > \epsilon_c \end{cases} \quad (8)$$

定义名义应力 $\sigma_0 = F/A_0$ 。式中: F 为荷载值; A_0 为试件加载之前的初始横截面面积。

由此得到的名义应力、损伤与应变的关系曲线如图 2 所示。

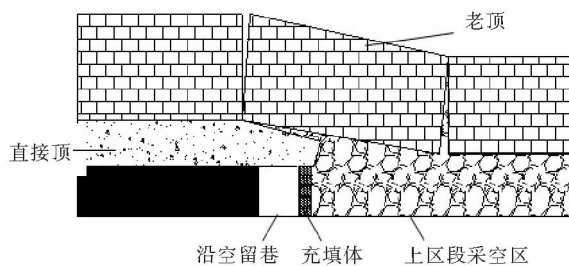


图 1 巷道围岩承载结构关系图

Fig. 1 Bearing structure relationship of roadway surrounding rock

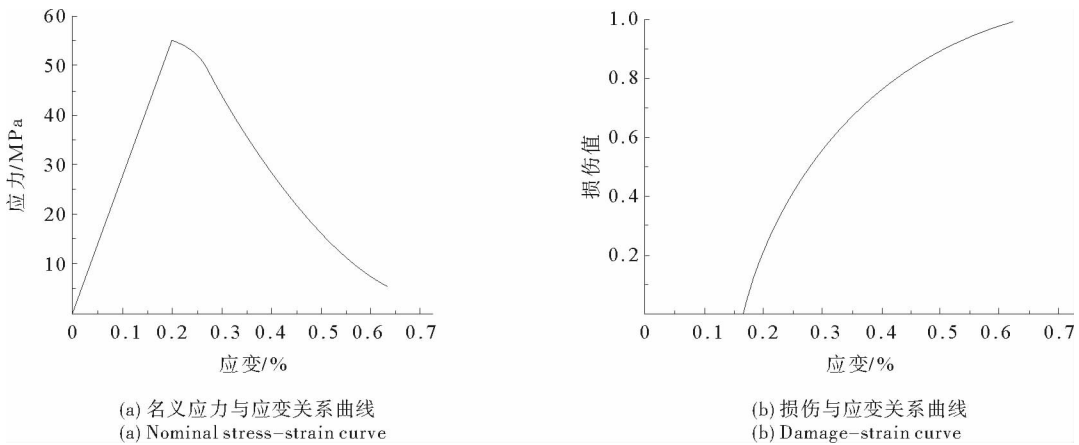


图 2 充填材料应力、损伤与应变曲线图

Fig. 2 Stress, damage and strain curves of filling materials

根据图 2(a)中应力与应变关系曲线可以看出,在初始阶段应力与应变呈现线性关系,达到峰值后应变急剧增大,结合图 2(b)可知,在应力超过峰值后,材料损伤也大幅增加。因此,为了避免围岩发生应力集中而达到峰值强度,充填体一定要有足够的宽度以承受围岩压力,以防止围岩出现大范围损伤而影响整个巷道的安全。根据静压状态考虑:按照倍数岩重法(估算法)计算出上覆岩层对混凝土充填体总的压力

$$P_1 = n\gamma gSM\cos\alpha. \quad (9)$$

其中: n 为岩重倍数,按中等稳定以下顶板考虑,一般取 8; γ 为顶板岩层的容重,取 $2.4 \times 10^3 \text{ kg/m}^3$; g 为重力加速度,取 10 N/kg ; M 为截割高度,取 1.3 m ; α 为煤层倾角,近水平按 0° 计算; S 为混凝土充填体支撑的顶板面积, $S = a_1b$,其中 b 为混凝土充填体沿巷道方向的长度,取单位长度 $b = 1 \text{ m}$, a_1 为混凝土充填体支撑的顶板宽度,利用矿压理论^[11]结合现场矿压动态监测情况,近似顶板周期来压步距为 20 m ,假设巷道顶板来压时近似为长宽比 2:3 的矩形板^[12],则可取 $a_1 = 30 \text{ m}$ 。

而支护力的计算公式为

$$P_2 = \sigma S_1. \quad (10)$$

其中: σ 为混凝土充填体的承压强度,假设充填材料 3 h 自稳后开始承压,其工作强度达到极限抗压强度的 40%,取 12 MPa ; S_1 为混凝土充填体支撑的面积,取单位长度计算即可,则 $S_1 = c$ 。

故只要 $P_2 \geq P_1$,则混凝土充填体就不会发生破坏,则:

$$c \geq \frac{n\gamma g a_1 M \cos\alpha}{\sigma}. \quad (11)$$

由式(9)~(11)计算可得 $c \geq 0.91 \text{ m}$ 。

因此,充填体不被压坏只需充填宽度大于 0.91 m ,但考虑到支护初期,充填体尚不能提供永久荷载的支护能力,对直接顶、老顶以及其他上覆岩层作用的支护阻力有一定折减,为尽量保证其支护安全,增加一个安全系数 $f = 2.5$,则需 $c \geq 2.275 \text{ m}$ 。另外,考虑到需要保持施工现场测试不出现损伤裂纹,则选取 σ 为考虑损伤时的应力 σ_1 ,计算所得 $c \geq 1.77$ 。综合考虑,最终选取充填体宽度为 2.5 m 。

4 数值分析与监测对比

采用 FLAC^{3D}软件模拟薄煤层沿空留巷的开采与支护过程,建立模型几何尺寸为 $100 \text{ m} \times 100 \text{ m} \times 40 \text{ m}$,运用 Mohr-Coulomb 屈服准则判断岩体的破坏,470 m 上覆岩层按均布荷载施加于模型上部,考虑构造应力场的影响,水平应力取垂直应力的 1.2 倍。按照表 1 的地层参数,建立模型如图 3 所示,图中将开挖区域放大后示于右上角。根据设计确定锚杆支护参数如表 2 所示。

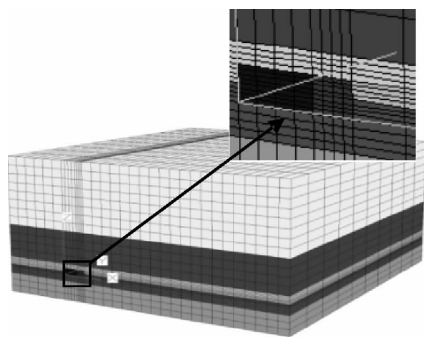


图 3 数值计算模型示意图

Fig. 3 Numerical calculation model

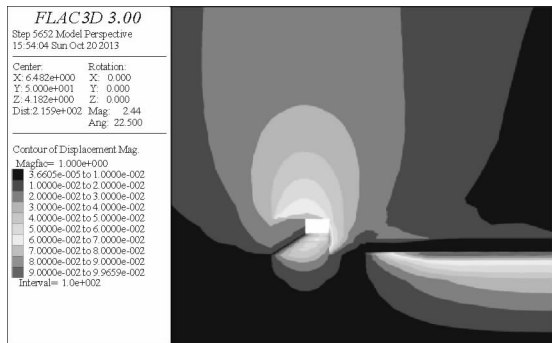
表 2 锚杆支护计算参数

Tab. 2 The parameter of bolting

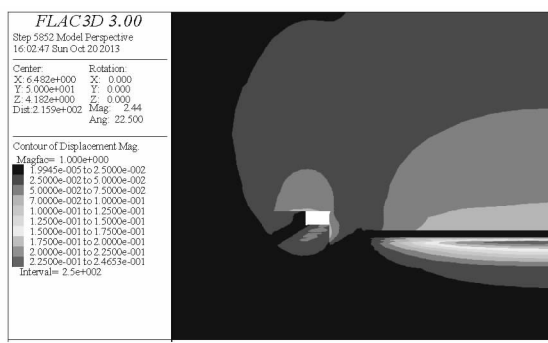
支护材料	长度/m	直径/mm	抗拉强度 /kN	弹性模量 /GPa
顶板锚杆	1.8	18	105.0	50
两帮锚杆	2.0	18	85.3	50

巷道开挖支护后,上区段工作面提前开帮每次进尺 5 m,连续推进 100 m。根据模拟工作面推进情况列出几个位移变化比较明显的围岩位移梯度,如图 4 所示。

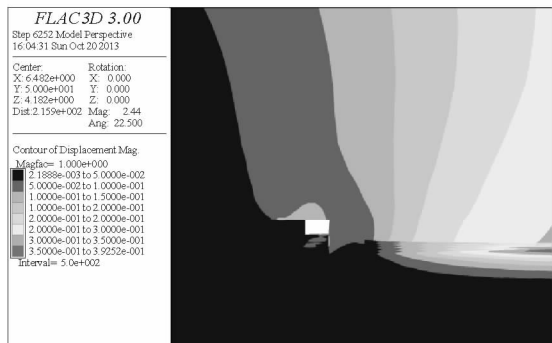
由图 4 可以看出,在工作面推进 10 m 左右时,受超前支承担力影响,巷道顶板开始出现较明显变形,工作面推进 30 m 后巷道围岩变形速率增加,当工作面推进 70 m 左右时巷道围岩变形基本稳定,90 m 以后未见大的变化。沿空留巷需承受至少两次采动的矿压影响,因此从巷道成形到开采结束,巷道的两帮和顶底变形都比较大,且由于上部刚度不同,顶板下沉不均匀。而根据模拟结果与巷道现场监测结果进行对比,变化趋势一致,通过模拟所得数据与实测数据对比如表 3 所示,平均偏差为 8.43%。其中底板鼓起量的实测值较大,是因为底板砂岩中含有少量泥岩,岩层发生水理作用,导致底板出现微膨胀作用。



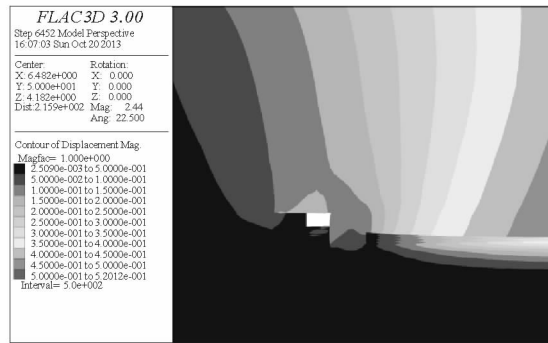
(a) 工作面推进 10 m
(a) Face advance 10 m



(b) 工作面推进 30 m
(b) Face advance 30 m



(c) 工作面推进 70 m
(c) Face advance 70 m



(d) 工作面推进 90 m
(d) Face advance 90 m

图 4 随工作面推进围岩位移云图

Fig. 4 Contour of displacement of surrounding rock with face advance

表 3 巷道变形模拟值与实测值对比

Tab. 3 Comparison of simulation value and monitoring value for roadway deformation

位移部位	模拟值/mm	实测值/mm	偏差/%
底板鼓起	259	313	17.2
顶板下沉	203	201	1.0
左肩沉降	117	126	7.1
右肩沉降	87	95	8.4
左帮脚沉降	106	/	/
右帮脚沉降	72	/	/

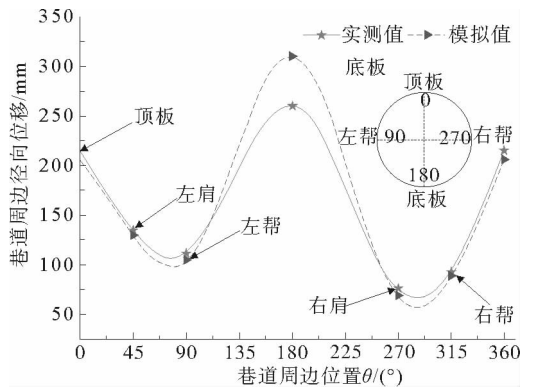


图 5 模拟值与实测值变形曲线图

Fig. 5 Curves of simulation value and monitoring value for roadway deformation

由图 5 可以看出,由于煤体和充填体承载的应力作用而导致巷道帮脚产生下陷,而且充填体侧的下沉量明显大于煤体侧的下沉量,说明充填体侧承受了更高的应力;由于竖向应力释放及水平应力传递,造成底板中心部位产生了底臃现象。

两帮的水平收敛变形则以煤体侧的变形为主,水平位移达到 75 mm,而充填体的水平位移仅有 25 mm,说明煤体的抗压强度较差,容易发生塑性变形,而充填体刚度较大,不易发生水平方向的变形。而且充填体的稳定性将受到实体煤帮稳定性的影响,因此保证充填体侧和煤体侧的变形协调是控制整个巷道围岩变形的重点,也是沿空留巷充填支护能否成功的关键。

5 结论

通过对济阳煤矿沿空留巷充填材料与支护技术的研究,得出如下主要结论:

- 1)结合现场原材料,根据沿空留巷和架后采空区的不同性质,利用室内试验确定了充填材料的合理配合比,排除了矸石升井的弊端,具有较大的经济效益和社会效益。
- 2)对留空巷顶板变形进行了力学分析,结合损伤力学观点与现场矿压动态观测,初步确定了沿空留巷充填支护宽度为 2.5 m。
- 3)通过数值模拟结合现场监测分析了工作面不同进尺时的巷道顶、底板及两帮的变形情况,得出煤体与充填体的变形协调是控制整个巷道围岩变形的关键,为薄煤层沿空留巷充填支护技术提供参考。

参考文献:

[1]李栖凤.无煤柱开采[M].北京:煤炭工业出版社,1986:1-3.
 [2]华心祝.我国沿空留巷支护技术发展现状及改进建议[J].煤炭科学技术,2006,34(12):78-81.
 Hua Xinzhu. Development status and improved proposals on gob-side entry retaining support technology in China[J]. Coal Science and Technology,2006,34(12):78-81.
 [3]马立强,张东升,陈涛,等.综放巷内充填原位沿空留巷充填体支护阻力研究[J].岩石力学与工程学报,2007,26(3):544-550.
 Ma Liqiang,Zhang Dongsheng,Chen Tao,et al. Study on packing body supporting resistance of enter-in packing for in-situ gob-side entry retaining in fully mechanized top-coal caving mining face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2007,26(3):544-550.
 [4]杨百顺,谢洪.综采沿空留巷充填墙体合理宽度的数值模拟研究[J].煤炭工程,2011(4):72-75.
 Yang Baishun,Xie Hong. Study on numerical simulation of rational width for backfilled wall in gateway retained along goaf of fully mechanized coal mining face[J]. Coal Engineering,2011 (4):72-75.
 [5]王渭明,徐飞,秦文露.高瓦斯矿井矸石充填沿空留巷支护技术[J].煤炭科学技术,2013,41(12):1-3.
 Wang Weiming,Xu Fei,Qin Wenlu. Coal rejects backfill support technology of gob-side entry retaining in high gassy mine

- [J]. Coal Science and Technology, 2013, 41(12): 1-3.
- [6] 刘崇凌. 薄煤层膏体巷旁充填沿空留巷技术研究与应用[D]. 青岛: 山东科技大学, 2010: 19-20.
- [7] 李立. 新阳煤矿近水平薄煤层综采工作面矿压显现规律研究[J]. 中国煤炭, 2011(10): 53-55.
Li Li. Study on behavior rule of rock pressure on approaching horizontal and thin coal seam combined mining face in Xinyang Colliery[J]. China Coal, 2011(10): 53-55.
- [8] 华心祝, 马俊枫, 许庭教. 锚杆支护巷道巷旁锚索加强支护沿空留巷围岩控制机理研究及应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(12): 2107-2112.
Hua Xinzhu, Ma Junfeng, Xu Tingjiao. Study on controlling mechanism of surrounding rocks of gob-side entry with combination of roadside reinforced cable supporting roadway bolt supporting and its application[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(12): 2107-2112.
- [9] 李杰. 混凝土随机损伤力学的初步研究[J]. 同济大学学报, 2004, 32(10): 1270-1277.
Li Jie. Research on the stochastic damage mechanics for concrete materials and structures[J]. Journal of Tongji University, 2004, 32(10): 1270-1277.
- [10] 于寿文, 冯西桥. 损伤力学[M]. 北京: 清华大学出版社, 1997: 26-29.
- [11] 栾恒杰, 林东才, 贾传洋, 等. 沿空留巷矿压显现周期性机制研究[J]. 山东科技大学学报: 自然科学版, 2014, 33(3): 60-64.
Luan Hengjie, Lin Dongcai, Jia Chuanyang, et al. Mechanisms of strata behaviors periodicity for gob-side entry retaining [J]. Journal of Shandong University of Science and Technology: Natural Science, 2014, 33(3): 60-64.
- [12] 李刚, 王雨. 基于板结构力学模型的工作面来压步距计算分析[J]. 中国矿山工程, 2013, 42(4): 47-50.
Li Gang, Wang Yu. Calculation and analysis of face weighting step based on plate structural mechanics model[J]. China Mine Engineering, 2013, 42(4): 47-50.

(责任编辑: 吕海亮)

“矿山灾害预防与控制”研究专栏征稿

征稿范围:

- ◇ 矿山岩层控制
- ◇ 采动岩体力学
- ◇ 资源规划与绿色开采
- ◇ 矿井瓦斯与火灾治理
- ◇ 矿山震动与冲击地压
- ◇ 煤炭科学开采理论、方法与技术
- ◇ 安全监测监控与信息化
- ◇ 井下充填开采
- ◇ 现代化矿井生产技术
- ◇ 瓦斯的抽采与利用

欢迎相关领域专家学者和工程技术人员踊跃投稿, 来稿请注明“矿山灾害预防与控制”专栏。稿件通过专家评审后优先发表, 优稿优酬。

投稿平台: http://xuebao.sdust.edu.cn/index_z.asp

电子邮箱: zkchem@sdust.edu.cn

联系电话: 0532-86057859

《山东科技大学学报(自然科学版)》编辑部