

回采巷道支护参数优化及数值分析

陈绍杰, 屈晓, 刘勇, 任凯强, 郭宇航

(山东科技大学 矿山灾害预防控制省部共建国家重点实验室培育基地, 山东 青岛 266590)

摘要: 基于围岩力学性质进行回采巷道支护参数优化,可以在保证围岩稳定的基础上节约支护成本。为解决回采巷道支护设计因采用工程类比法而导致支护材料浪费等问题,以某矿8302皮带顺槽为研究背景,基于其坚硬顶板特性,选用悬吊理论进行支护优化设计,以锚杆及锚索间排距为优化因素,设计了3种优化方案及支护参数。利用FLAC^{3D}数值模拟软件对各支护方案的应力场、位移场及塑性区分布进行模拟研究,分析得出优化方案2对控制围岩稳定最有利。现场监测表明,优化方案2可有效控制巷道围岩体失稳破坏,该研究可为同类巷道的支护优化提供借鉴。

关键词: 回采巷道; 锚杆支护; 支护优化; 悬吊理论; 数值模拟

中图分类号: TD353 **文献标识码:** A **文章编号:** 1004-4051(2017)05-0093-05

Optimization and numerical analysis of mining roadway support parameters

CHEN Shaojie, QU Xiao, LIU Yong, REN Kaiqiang, GUO Yuhang

(State Key Laboratory of Mining Disaster Prevention and Control Co-founded by Shandong Province and Ministry of Science and Technology, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China)

Abstract: The optimization of mining roadway support parameters, based on the surrounding rock mechanical properties, can ensure the stability of surrounding rock and save the cost of support. In order to solve the supporting problem of the roadway support design lead by adopt engineering analogy method, this paper chose the suspension theory to optimize the design of support and designed three optimization schemes under the research background of the 8302 crossheading condition of a coalmine, based on its characteristics of hard roof and with the optimization factors of row spacing between bolt and anchor cable. The FLAC^{3D} numerical simulation software was used for the simulation study of the stress field, displacement field and plastic zone, the research proved that the second optimization parameters is most favorable to the stability of surrounding rock of the roadway. Field monitoring shows that the second scheme can effectively control the stability of surrounding rock, which can provide a reference for the optimization of roadway support.

Keywords: mining roadway; bolt support; support optimization; suspension theory; numerical simulation

巷道开挖后,巷道围岩初始静态力学平衡被打破,导致应力重新分布,由此导致巷道围岩体变形。为维护巷道稳定,需要对巷道围岩进行有效支护,锚杆支护作为一种常用的能与围岩共同变形的柔

性支护,把作为荷载的围岩转变为支撑结构,最大程度的发挥围岩的支撑能力,是目前巷道支护的发展方向^[1-3]。

近年来,煤炭行业产能过剩,经济效益不断跌落,控制煤炭开采成本尤为重要。以往煤矿回采巷道支护设计常采用工程类比法,同一矿井的回采巷道多使用同种支护参数,未结合地质特征进行合理支护设计,造成回采巷道支护强度过高,导致支护材料浪费,影响巷道的掘进速度,在确保安全生产的前提下进行支护优化尤为必要。支护参数优化设计已经将传统的弹塑性力学理论研究和计算机数值模拟技术有效结合起来,通过计算支护材料参

收稿日期: 2017-01-20

基金项目: 国家自然科学基金项目资助(编号:51474134);山东省自然科学基金杰出青年基金项目资助(编号:JQ201612)

第一作者简介: 陈绍杰(1978—),男,副教授,博士生导师,主要从事采矿工程方面的教学与研究工作,E-mail:csjwyb@163.com。

通信作者简介: 屈晓(1990—),男,汉族,山东济宁人,硕士研究生,主要从事采矿工程方面的研究工作,E-mail:389675971@qq.com。

数、上覆岩体压力及支护构件的可靠性等来设计并优化支护参数^[4-10]。

本文通过理论计算,运用FLAC^{3D}数值模拟软件,以某矿8302工作面皮带顺槽为背景,以原支护方案为基础,锚杆及锚索间排距为优化因素,对比分析了巷道围岩的应力场、位移场及塑性区分布规律,优化了锚杆和锚索的支护参数,提出了优化设计方案并进行了工业试验,可为同类巷道的支护设计提供借鉴。

1 工程概况

1.1 工程地质特征

8302工作面巷道围岩地质条件与已回采的8301工作面基本相同,工作面平均标高-410 m,巷道宽4.2 m,高2.6 m,为矩形断面。8302工作面回采巷道围岩稳定,顶板以中粒砂岩为主,次为泥岩和粉砂岩,厚度为12.6 m;直接底为泥岩,厚度为1.5 m;基本底主要为中粒砂岩,厚度为27.43 m,煤层及顶底板岩性见图1。

1.2 原支护方案

掘进期间采用高强度的锚杆与锚索联合支护,回采巷道断面尺寸及原支护设计如图2所示,支护参数如下所述。

| 柱状 | 厚度(m) | 岩石名称 | 岩性描述 |
|----|----------------|------------------|-----------------------------------|
| + | 12.6 | 中粒砂岩 | 灰白色,泥硅质胶结,坚硬,具斜层理及斜波状层理,底部有丰富植物化石 |
| - | 0.7~2.8 1.9 | 3 _F 煤 | 黑色,玻璃光泽,裂隙发育,块状,光亮型 |
| - | 1.5 | 泥岩 | 黏土岩,滑面发育,富含植物化石 |
| + | 27.4 | 中粒砂岩 | 灰白色至白色,钙硅胶结,石英、长石分别约占60%和35% |

图1 8302工作面顶底板岩性图

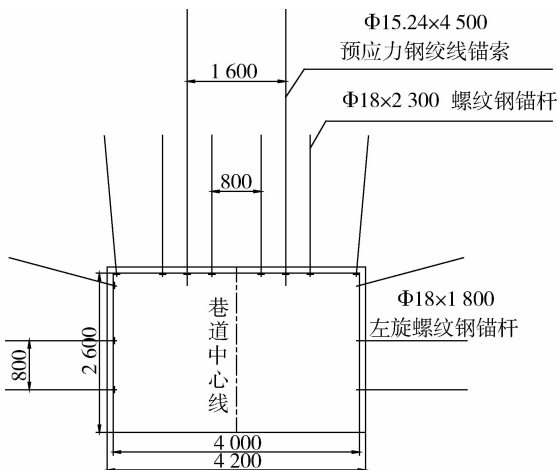


图2 回采巷道断面尺寸及原支护设计图(单位:mm)

顶板支护采用Φ18 mm×2 300 mm的左旋螺纹钢锚杆,采用钢筋托梁与菱形金属网护顶。每排6根锚杆,间排距为800 mm×1 000 mm。锚索为Φ15.24 mm×4 500 mm的钢绞线截割,每排布置2根锚索,间排距为1 600 mm×3 700 mm。

两帮支护采用Φ18 mm×1 800 mm的左旋螺纹钢锚杆,采用菱形金属网护帮。每排每帮3根锚杆,间排距为800 mm×1 000 mm。

1.3 原支护效果分析

对已回采完毕的8301回采巷道监测数据分析得出,安装在轨道顺槽的23个顶板离层仪,回采期间仅12号离层仪最大达到21 mm,其余均小于15 mm,最大水平移近量为27 mm。皮带顺槽25个顶板离层仪中,仅8号离层仪最大为18 mm,部分观测值为0,最大水平移近量为24 mm。说明采用现行支护方案巷道围岩变形量较小,部分地段的巷道顶板几乎没有发生下沉,支护方式较为保守,存在较大的优化空间。

2 回采巷道支护参数优化

悬吊理论适用于直接顶厚度不大、顶板中有坚硬稳定岩层、围岩破碎范围较小的巷道,根据8302工作面围岩地质条件,选用悬吊理论对回采巷道锚杆及锚索间排距优化设计。

2.1 锚杆支护参数设计

2.1.1 锚杆间排距

根据锚杆所悬吊岩层载荷确定锚杆的间排距,锚杆悬吊岩石的载荷不大于锚杆的承载力。按锚杆的间排距相等计算,见式(1)。

$$a = \sqrt{\frac{Q}{KH\gamma}} \quad (1)$$

式中: a 为锚杆间排距,m; Q 为锚杆设计锚固力,kN; K 为安全系数; H 为普氏免压拱高,m; γ 为不稳定岩层平均重力密度,kN/m³。

据实测数据, Q 取85 kN, K 取2, H 取0.5 m, γ 取26 kN/m³,得出 $a=1.76$ m,需进行锚固力校核确定。

2.1.2 锚杆锚固力校核

计算锚杆在不同间排距下实际承载力,与设计锚固力85 kN比较,实际承载力计算见式(2)。

$$P = KLa_1a_2\gamma \quad (2)$$

式中: P 为锚杆实际承载力,kN; K 为安全系数; a_1 、 a_2 为锚杆间排距,m; L 为需要悬吊的不稳定岩层厚度,m; γ 为不稳定岩层平均重力密度,kN/m³。

将参数带入,计算结果见表1。

2.2 锚索支护参数设计

按锚杆所悬吊的岩层重量计算锚索排距,由式

(3)确定。

$$L \leq \frac{nF_2}{Bh\gamma - \frac{2F_1 \sin\theta}{L_1}} \quad (3)$$

式中: L 为锚索排距,m; B 为巷道最大冒落宽度,m; h 为巷道最大冒落高度,m; L_1 为锚杆排距,m; γ 为岩体容重, kN/m^3 ; θ 为角锚杆与巷道顶板的夹角, $^\circ$; F_1 为锚杆锚固力, kN ; F_2 为锚索极限承载力, kN ; n 为锚索排数。

根据巷道围岩情况, B 取4.2 m, h 取锚杆长2.3 m, γ 取 26 kN/m^3 , F_1 取85 kN, F_2 取260 kN, θ 取 85° ,根据现场实际, n 取1或2。带入数据,计算结果见表2。

2.3 支护方案的设计

根据地质条件和现有支护材料,选用 $\Phi 18 \text{ mm} \times$

表1 锚杆实际承载力

| 间排距(m) | 实际承载力(kN) | 间排距(m) | 实际承载力(kN) |
|---------|-----------|---------|-----------|
| 0.8×0.8 | 34.94 | 1.1×1.1 | 66.07 |
| 0.8×1.0 | 43.68 | 1.1×1.2 | 72.07 |
| 1.0×1.0 | 54.60 | 1.2×1.2 | 78.62 |
| 1.0×1.1 | 60.06 | 1.2×1.3 | 85.28 |
| 1.0×1.2 | 65.52 | 1.3×1.3 | 92.27 |

表2 锚索排距

| 锚杆排距(m) | 单路锚索(m) | 双路锚索(m) |
|---------|---------|---------|
| 0.8 | ≤6.88 | ≤13.76 |
| 1.0 | ≤3.24 | ≤6.49 |
| 1.1 | ≤2.72 | ≤5.44 |
| 1.2 | ≤2.40 | ≤4.80 |

表3 优化设计支护方案

| 方案编号 | 顶板锚杆(根) | 顶板锚杆间排距(m) | 帮锚杆(根) | 帮锚杆间排距(m) | 锚索排数 | 锚索间排距(m) |
|------|---------|------------|--------|-----------|------|----------|
| 方案1 | 6 | 0.8×1.0 | 6 | 0.8×1.2 | 2 | 1.6×3.7 |
| 方案2 | 5 | 1.0×1.0 | 4 | 1.2×1.2 | 2 | 1.6×3.7 |
| 方案3 | 5 | 1.0×1.2 | 4 | 1.2×1.2 | 1 | 3.700 |

表4 煤岩物理力学参数

| 围岩岩性 | 密度($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$) | 体积模量(10^{10} Pa) | 剪切模量(10^{10} Pa) | 内摩擦角($^\circ$) | 内聚力(MPa) | 抗拉强度(MPa) |
|------------------|---------------------------------------|------------------------------|------------------------------|------------------|----------|-----------|
| 中粒砂岩 | 2020 | 0.15 | 0.69 | 28 | 1.68 | 3.01 |
| 3 _下 煤 | 1462 | 0.27 | 0.12 | 30 | 1.34 | 2.06 |
| 泥岩 | 2456 | 4.25 | 2.45 | 16.4 | 1.12 | 1.92 |
| 中粒砂岩 | 2020 | 0.15 | 0.69 | 28 | 1.68 | 3.01 |

3.2 支护方案数值模拟对比分析

3.2.1 巷道围岩位移变形特征

3.2.1.1 顶底板位移

由图3得到原支护方案和3种优化方案下的垂直位移云图,垂直位移分布距巷道中部呈对称性,原方案与各优化方案的顶底板移近量分别为17.28 mm、18.82 mm、27.18 mm、45.45 mm。分析可得,随着锚杆及锚索的间排距逐渐增大,顶底板移近量依次变大,巷道围岩的变形影响范围也逐渐增大,

2 300 mm的左旋螺纹钢锚杆,锚杆间排距小于1.2 m可满足支护要求; $\Phi 15.24 \text{ mm} \times 4 500 \text{ mm}$ 的绞线锚索,单路布置排距小于2.4 m,双路布置排距小于4.8 m可满足支护要求。原支护方案支护强度过大,改变锚杆及锚索的间排距,设计了3种优化支护方案。方案设计见表3。

3 支护参数数值模拟优化分析

3.1 数值模型建立

根据8302工作面的地质特征,利用FLAC^{3D}数值模拟软件进行巷道开挖及支护后的数值研究。模型几何尺寸为 $31.5 \text{ m} \times 10 \text{ m} \times 27.4 \text{ m}$,共划分33 600个单元,38 274个节点。本构模型采用摩尔-库伦模型,模型四周边界施加水平约束,下边界固定,上边界为应力边界,施加垂直方向载荷,模拟上覆岩体载荷,大小为7.2 MPa,煤岩物理力学参数见表4。

由于底板较厚且硬度较高,巷道底鼓量变化不大;优化方案1相对于原方案顶板下沉量相差不大,说明顶板支护达到一定强度之后,再减小锚杆及锚索的间排距,加大顶板的支护强度对控制顶底板的移近量不会再产生显著的影响。

3.2.1.2 两帮位移

原方案与各优化支护方案围岩的水平位移变化特征如图4所示,各方案的两帮移近量分别为37.52 mm、39.95 mm、50.53 mm、62.38 mm。对于

原方案与各优化方案,巷道两帮的水平位移量随着锚杆及锚索间排距的增大而逐渐增加,其中优化方案1与原方案水平位移量相差不大,优化方案2和方案3水平位移较大,这也证明当回采巷道的支护强度满足支护要求后,再增加巷道两帮的支护密度,对控制巷道的水平位移不会再有显著的影响。

3.2.2 巷道两帮应力特征

巷道开挖导致应力重新分布,围岩中的垂直应力多集中在巷道两帮,两帮煤体对控制巷道围岩稳定起了关键作用,巷道周围的岩体与支护材料共同

作用形成一个锚固体,该锚固体可以减小垂直应力向巷道围岩的深部发展^[5,11]。由图5可以看出,巷道开挖后煤壁边缘发生破坏,承载能力低,应力分布呈先递增后减小的趋势。随着两帮锚杆支护间排距的增大,主应力峰值位置距离巷道中心线157.5 cm,两帮锚杆可以有效发挥其支护作用。优化方案1和原方案的巷帮主应力基本吻合,仅方案3的主应力峰值增幅较大,为11.01 MPa;各支护方案的应力集中系数分别为1.30、1.31、1.33及1.52。

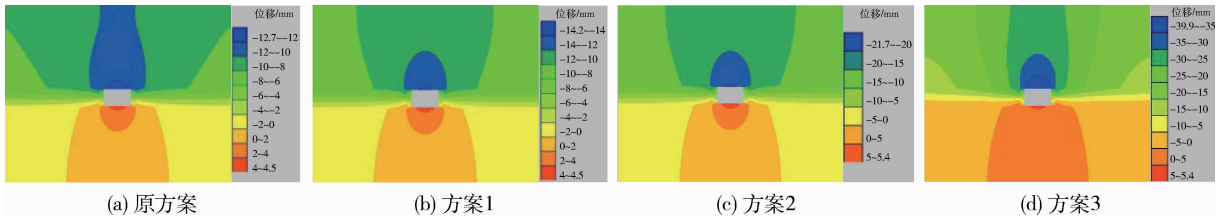


图3 垂直位移云图

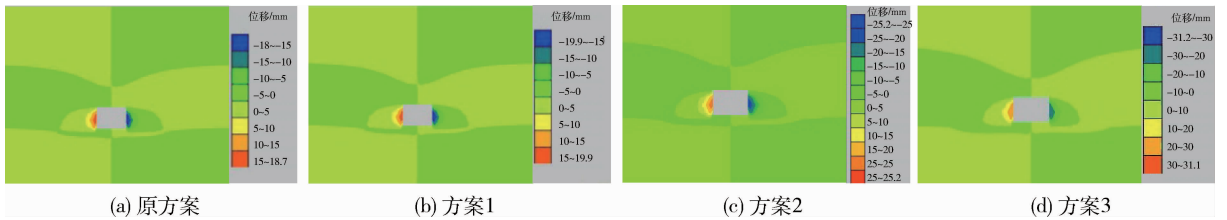


图4 水平位移云图

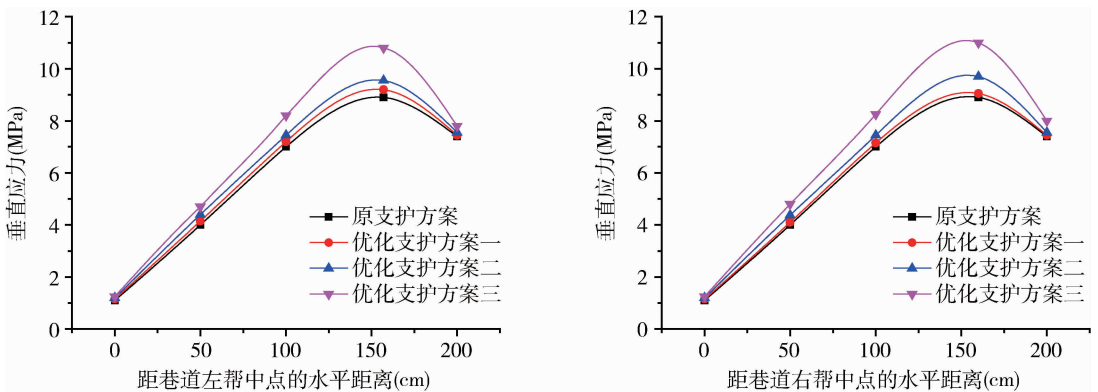


图5 巷帮垂直应力云图

3.2.3 塑性区特征

8302工作面直接顶与基本底为较坚硬的中粒砂岩,围岩岩性稳定,巷道围岩塑性区破坏范围较小。从图6可以看出,原方案屈服范围水平方向1.2 m,垂直方向1.78 m;优化方案1与方案2的屈服区范围和原方案相差不大,方案3屈服区范围较原方案有所增加,水平方向1.8 m,垂直方向1.93 m。由弹塑性理论可得,巷道受力达到主应力峰值

之前围岩体处于极限平衡状态,支护材料的作用范围主要在巷道围岩塑性区范围之内^[5],选用顶锚杆长度2.3 m、帮锚杆长度1.8 m可满足支护要求。

3.3 巷道优化支护结果分析

数值模拟结果与现场支护效果相差不大,考虑托盘、托梁及金属网等支护构件的作用,实际的支护效果要比模拟结果更好。随着回采巷道锚杆及锚索支护密度的减小,各支护方案的围岩破裂趋势

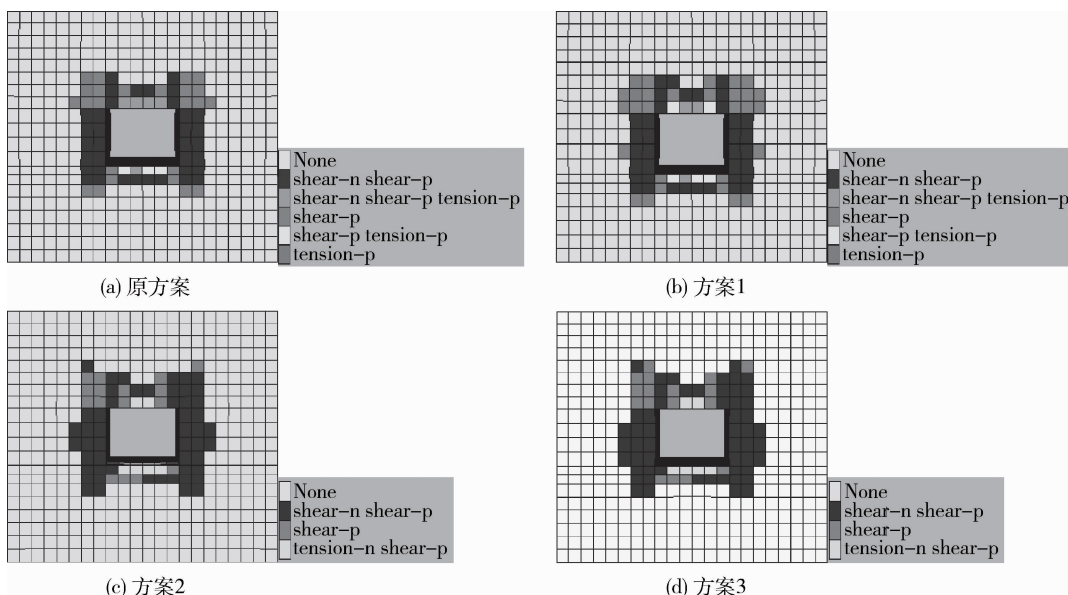


图6 巷道围岩塑性区分布图

大致相同,围岩变形量和塑性区逐渐增大。数值分析可得,优化方案1较原方案支护效果变化不大,优化方案3的围岩位移和塑性区分布较原方案增幅较大,不利于控制回采巷道的围岩稳定。根据该矿支护规范要求^[12],巷道支护围岩变形量应小于30 mm,综合考虑,优化方案2可以在保证巷道围岩稳定的基础上节约开采成本。根据现场锚杆及锚索的布置方式,选择方案2进行优化支护工业试验。

4 优化支护效果

将优化方案2用于8302工作面皮带顺槽,对巷道的支护效果进行监测分析。结果表明,掘进期间巷道支护效果很好,监测区域顶底板移近量最大为22 mm,两帮水平移近量最大为27 mm。回采期间由于受到工作面采动影响,在距离工作面煤壁30 m内,巷道围岩变形较大,但在距离80 m外采动影响较小,巷道顶底板移近量最大为29 mm,两帮最大水平移近量为32 mm。巷道在采掘期间能够保证围岩稳定,证明优化方案具有良好的工程实践效果。

5 结论

基于巷道围岩性质进行支护优化设计,可以减少支护材料的浪费,保证巷道采掘期间的围岩稳定,打破对规范和经验的依赖。

1)采用悬吊理论分析计算,依据该矿8302皮带顺槽地质条件,计算出巷道围岩的支护参数。选用 $\Phi 18\text{ mm} \times 2\ 300\text{ mm}$ 的左旋螺纹钢锚杆间排距不大于1.2 m可满足支护要求;选用 $\Phi 15.24\text{ mm} \times 4\ 500\text{ mm}$ 的钢绞线锚索,单路布置排距小于2.4 m,双路布置排距小于4.8 m可满足支护要求。

2)将计算参数作为设计优化支护方案的依据,以锚杆及锚索间排距为优化因素,设计了3种优化支护方案。对原方案及3种优化方案的位移场、应力场进行数值模拟分析,确定优化方案2的参数设计最合理,顶锚杆间排距 $1\ 000\text{ mm} \times 1\ 000\text{ mm}$,帮锚杆间排距 $1\ 200\text{ mm} \times 1\ 200\text{ mm}$,锚索间排距 $1\ 600\text{ mm} \times 3\ 700\text{ mm}$ 。

3)现场实测表明,采用优化方案巷道围岩变形量最大值在30 mm以内,较原支护方式有所增加,但位移量总体较小,符合该矿支护要求,能够保证巷道在掘进和回采期间的安全稳定。回采巷道支护优化设计不仅保证了围岩稳定,而且减少了掘进成本及工人工作量。

参考文献

- [1] 康红普.我国煤矿巷道锚杆支护技术发展60年及展望[J].中国矿业大学学报,2016,45(6):1071-1081.
- [2] 康红普,王金华.煤矿锚杆支护理论与成套技术[M].北京:煤炭工业出版社,2007:72-73.
- [3] 吴多华,乔卫国,宋伟杰,等.巷道支护参数的优化及数值分析[J].金属矿山,2016(3):20-24.
- [4] 单仁亮,孔祥松,李斌,等.大断面直墙半圆拱巷道支护设计与优化[J].中国矿业,2014,23(1):87-91.
- [5] 秦忠诚,王九利,张望宝,等.深井巷道围岩支护参数的优化研究[J].煤炭技术,2016,35(07):5-7.
- [6] 王汉鹏,李术才,李为腾,等.深部厚煤层回采巷道围岩破坏机制及支护优化[J].采矿与安全工程学报,2012,29(5):631-636.
- [7] 孙永富,张伟,史晨昊,等.大断面回采巷道支护参数优化设计[J].煤炭技术,2016,35(5):36-39.

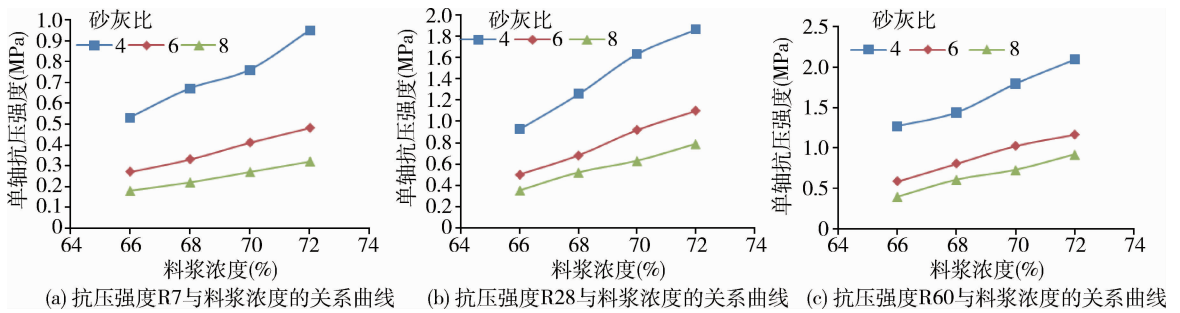


图 3 充填体单轴抗压强度与料浆浓度关系曲线

分析充填料浆的砂灰比、浓度和养护龄期对充填料单轴抗压强度的影响可得到以下结论。

1) 胶结充填体单轴抗压强度 (R7、R28、R60) 随着料浆浓度的增大而增大, 并且胶结料浆浓度增大至 70% 以后, 其曲线斜率明显增大, 表明抗压强度的增长速度随料浆浓度的增大而提高很快, 尤其是养护龄期越长 (R28) 时, 其增长速度越快。

2) 胶结充填体抗压强度 (R7、R28、R60) 随砂灰比的增大呈幂次降低, 并且在砂灰比小于 6 时, 其曲线斜率绝对值明显增大, 表明抗压强度的下降速度随砂灰比的增大渐趋平缓, 并且料浆浓度越高, 抗压强度下降尤其明显。

3) 充填料在初凝后至 7 d 养护期期间, 试块单轴抗压强度逐渐增强, 7 d 至 28 d 养护期间增长迅速, 28 d 达到最终抗压强度的 80%~90%, 在 28 d 养护期后试块单轴抗压强度的增长速度变缓。

由此可以看出, 料浆浓度和砂灰比对胶结充填体强度的影响都非常显著。为提高胶结充填体质量, 应尽量采用高浓度充填。

5 结 论

本文通过对某铁矿全尾砂进行配合比试验研究, 结合试验数据分析得到以下结论。

1) 全尾砂的粒径组成不均匀系数为 22.94, 中间粒径所占比例较少, 属于不连续级配。

2) 通过对充填体 SEM 扫描电镜测试可知, 砂灰比为 4 的充填体水化效果很好, 胶体结构致密; 随

着砂灰比的增大, 水化物钙矾石及 C-S-H 凝胶逐渐减少, 充填体的结构由致密程度逐渐减小, 由硫化物形成的硫酸盐对充填体的质量影响逐渐显现。

3) 充填的单轴抗压强度与料浆浓度和砂灰比之间反映出了良好的规律性。对于全尾砂胶结充填, 胶结充填体的单轴抗压强度随着料浆浓度的增大而增大, 随砂灰比的增大呈幂次降低。

4) 料浆浓度和砂灰比对胶结充填体强度的影响都非常显著, 在实际条件允许的情况下应尽量采用高浓度充填, 以提高胶结充填体质量。

参 考 文 献

[1] 郭利杰, 杨小聪, 周科平. 废石尾砂胶结充填工艺模型试验及在安庆铜矿的应用[J]. 有色金属工程, 2015, 5(5): 55-59.

[2] 李宗楠, 郭利杰, 许文远, 等. 极细粒级尾砂絮凝沉降规律试验研究[J]. 中国矿业, 2014, 23(12): 215-218.

[3] 周兴龙, 张文彬. 量筒内进行矿浆沉降试验的方法[J]. 有色金属: 选矿部分, 2005(5): 30-32.

[4] 王建军, 郭利杰, 许文远. 全尾砂絮凝沉降规律研究[J]. 中国矿业, 2012, 21(6): 92-94.

[5] 李兴尚, 许家林, 黄伟强, 等. 江砂胶结充填体抗压强度的多元回归研究[J]. 矿业研究与开发, 2008, 28(1): 10-12.

[6] 余斌, 张绍才, 李政, 等. 高浓度尾砂充填料浆管道输送性能试验[J]. 河北冶金, 2003(3): 7-10.

[7] 赵传卿, 胡乃联. 胶结充填对采场稳定性的影响[J]. 辽宁工程技术大学学报: 自然科学版, 2008, 27(1): 13-16.

(上接第 97 页)

[8] 杨军, 孙晓明, 王树仁. 济宁 2# 煤深部回采巷道变形破坏规律及对策研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(11): 2280-2285.

[9] 于辉, 唐仁学, 孔令根, 等. 围岩松动圈支护理论在煤巷支护设计中的应用[J]. 中国矿业, 2014, 23(8): 115-118.

[10] 吴鑫, 伯志革, 杨凯, 等. 3DEC 数值模拟方法在巷道支护优化设计中的应用[J]. 矿业安全与环保, 2013, 40(2): 73-76.

[11] 罗生虎, 伍永平, 张嘉凡. 围岩-锚固体流变控制机制及支护最优设计[J]. 岩土力学, 2017, 38(1): 124-132.

[12] 孙希奎, 谭允寿, 杨永杰. 煤巷锚杆支护技术规范[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2013: 16-18.