

深部大倾角工作面回采巷道支护参数优化

李跃文

上海大屯能源股份有限公司徐庄煤矿, 江苏 徐州

收稿日期: 2021年9月22日; 录用日期: 2021年10月7日; 发布日期: 2021年10月22日

摘要

针对深部大倾角工作面回采巷道掘进中巷道变形较大、围岩难以控制的问题, 结合采区地质条件, 采用数值模拟方法对不同支护方案下的大倾角回采巷道支护效果进行分析。结果表明, 模拟计算表明, 围岩应力在该支护方案下有显著改善, 最大水平主应力扩展区域增大明显, 应力集中现象削弱; 巷道帮部应力、顶板及上帮区域应力集中区域明显减小; 支护方案对塑性区应变可以有效控制, 特别是对煤柱受剪应力作用塑性区发育的控制作用效果提升明显。优化后的支护方案提高了围岩支护强度, 显著提高了巷道围岩结构稳定性, 能够适应和满足深部大倾角工作面的工程需求。

关键词

深部, 大倾角, 回采巷道, 数值模拟

Optimization of Mining Roadway Support Parameters in Deep Large Dip Face

Yuewen Li

Xuzhuang Coal Mine, Shanghai Datun Energy Resources Co., Ltd., Xuzhou Jiangsu

Received: Sep. 22nd, 2021; accepted: Oct. 7th, 2021; published: Oct. 22nd, 2021

Abstract

Aiming at the problems of large roadway deformation and difficult control of surrounding rock in the excavation of mining roadway in deep large dip face, combined with the geological conditions of mining area, the support effect of large dip mining roadway under different support schemes is analyzed by numerical simulation method. The results show that the optimized support scheme can significantly improve the stress distribution of surrounding rock and weaken the stress concentration phenomenon. The vertical stress concentration area near the roadway side, especially the coal pillar side, decreases obviously. The stress concentration in the sheared area of roadway

roof and upper slope area decreases. The support scheme can effectively control the strain in the plastic zone, especially the development of the plastic zone under the shear stress of the coal pillar. The optimized support scheme improves the support strength of surrounding rock, significantly improves the stability of roadway surrounding rock structure, and can meet the engineering needs of deep large dip working face.

Keywords

Deep, Large Inclination Angle, Mining Roadway, Numerical Simulation

Copyright © 2021 by author(s) and Hans Publishers Inc.

This work is licensed under the Creative Commons Attribution International License (CC BY 4.0).

<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>



Open Access

1. 引言

回采巷道的控制问题一直是煤矿生产中的重要问题，特别是在深部矿井，受高地应力及采动应力的影响，巷道围岩控制难度增加。国内外许多学者对工作面回采巷道控制进行了研究，得到了许多有益的结论。高凤伟等[1]分析了赵庄煤矿高地应力、软岩复合顶板回采巷道变形特点，提出了全断面高预紧力锚索支护技术。邓敢博等[2]针对特厚煤层回采巷道顶板变形严重、支护困难等问题，分析了高强恒阻让压锚网索联合支护方案的可行性。张国华等[3]分析了深部回采巷道在无支护、有支护、优化支护下的巷道围岩松动特征，并给出了支护优化方案。龙景奎等[4]针对超前支架支护生产工序多、人员多、作业空间小、安全隐患高等问题，提出基于协同锚固机理的锚索梁锚固支护方式。冶明清等[5]对同家梁煤矿 12 煤层回采巷道进行研究，分析了巷道围岩的流变性及其影响因素，得到了巷道变形的机理。弓海军等[6]为对回坡底煤矿 1021 回采巷道的底鼓原因进行了分析，并进行了现场监测，得到巷道出现非对称底鼓的影响因素。焦建康等[7]针对动载巷道易发生冲击地压的问题，对义马矿区动载巷道进行了现场实测、实验室试验、数值模拟，分析了巷道冲击破坏特征，提出了动载巷道围岩多层次控制技术。陈上元等[8]基于切顶沿空留巷技术原理，对深部沿空切顶巷道卸压效果、围岩应力演化规律及控制技术进行深入研究。陈登红等[9]分析了地应力对深部回采巷道布置方向的影响，并通过现场监测，分析了巷道受地应力影响的变形特征。

上述研究对深部回采巷道的支护控制提供了重要参考，对徐庄煤矿而言，除了受高地应力影响外，工作面倾角超过 20°，属典型的大倾角工作面，其回采巷道围岩控制难度进一步加大，因此，需根据工作面的采矿地质条件，进行工作面回采巷道支护优化设计。

2. 巷道支护优化计算模型

徐庄煤矿 II 3 下采区在矿井东北部，是徐庄矿目前开采最深的区域，采区煤层的开采标高-750 m~-1200 m。采区首采工作面为 7431 工作面，工作面走向长度 1438.8~1448.8 m，倾向长度 198.5 m；煤层平均厚度 5.20 m，平均倾角 23.5°；煤层无伪顶发育，直接顶为砂质泥岩，平均 4.70 m；老顶为中砂岩，平均 11.71 m；底板以泥岩为主，灰黑色，含碳量较高，平均 1.50 m。

根据 7431 工作面的采矿地质条件，建立计算模型尺寸为 160 × 100 × 30 m，如图 1 所示。计算区域的岩层破坏准则为莫尔 - 库仑模型，固定模型底部边界，横向约束前后左右边界；工作面标高-760 m~-863.61 m，地表标高+30.4 m~+33.7 m，根据工作面埋深，巷道垂直(z 轴方向)地应力施加应力分量 16.00

MPa, 水平面上沿南北方向(x 轴)应力分量 10.67 MPa; 考虑到计算模型主要考察巷道围岩变形和破坏情况, 同时也为了满足 FLAC 软件对网格单元尺寸的规定要求, 共划分出 89,742 个长方体单元和 87,675 个网格点, 计算参数见表 1。

Table 1. Physical and mechanical parameters of rock stratum
表 1. 岩层的物理力学参数

岩层	摩擦 $f(^{\circ})$	粘结 C/MPa	抗拉强度/MPa
砂质泥岩	38	7.6	2.5
细砂岩	36	8.0	3.1
砂质泥岩	38	7.6	2.5
7#煤层	35	1.2	1.4
泥岩	37	2.8	2.2

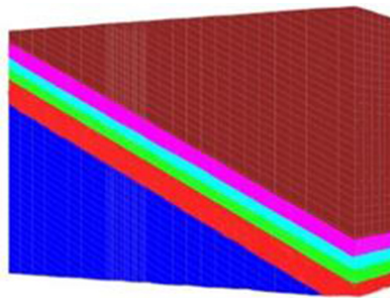


Figure 1. Numerical simulation model
图 1. 数值模拟模型

3. 巷道围岩破坏特征分析

图 2 为巷道断面布置在煤层中和部分掘底两种情况下巷道围岩塑性区。当巷道不对底板掘进时, 巷道开挖导致上帮肩角方向与采空区两个塑型区域相互贯通, 两帮煤体塑性区类型为剪切屈服, 实体煤塑性破坏范围 2.0 m, 巷道顶煤塑性范围 1.5 m 左右, 塑性区类型为受拉屈服; 巷道部分掘进底板时, 两帮煤体剪切屈服式塑性区, 实体煤帮塑性区范围明显缩小, 同时煤柱帮塑性破坏范围大面积减小, 巷道顶煤减小至不到 1.0 m, 为受拉屈服塑性破坏。

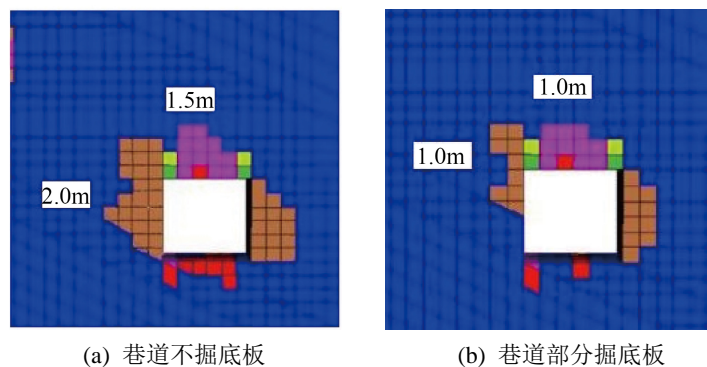


Figure 2. Distribution of plastic zone of roadway surrounding rock
图 2. 巷道围岩塑性区分布

对比巷道断面布置在煤层与部分掘底两种情况，巷道开挖支护后围岩发生塑性变形，引起围岩的应力重分布，在巷道断面角边出现应力集中现象，巷道断面采用部分掘底的方式能有效减缓主应力对巷道上帮的破坏，特别是对于巷道底臃变形控制具有明显优势，一定程度改善了围岩的应力状态，使巷道周边围岩的应力分布均匀，有利于巷道围岩维持稳定。巷道断面部分掘底增加了顶板留煤的厚度，一定程度提高了顶板煤体完整性。

综和考虑上覆岩层厚度、锚杆锚固位置以及施工进度，巷道采用部分掘底的方式布置。

4. 巷道支护模拟计算

4.1. 数值模拟方案

巷道断面整个支护结构的关键是围岩支护，而影响巷道断面稳定性的关键因素又是，锚杆支护参数因此设计合理可靠的锚杆长度和间排距是保障悬吊单轨吊巷道支护成功的基础。根据工程项目背景要求，基于地质条件分析结果和物理模拟研究结论，本节采用动态设计法调整锚杆间排距和锚杆长度等参数，模拟分析不同支护方案，设计 5 组，合计 15 组数值计算方案，数值模拟计算方案如表 2 所示。

对于所有模拟方案，锚杆参数和巷道锚索支护条件统一如下：

顶板锚索：规格为直径 17.8 mm；间排距：1600 × 2400 mm，每排布置 3 根锚索；顶板锚杆：采用直径 22 mm 的高强螺纹钢锚杆；锚杆长度和间排距由模拟方案确定；两帮锚杆：采用 22 mm 高强螺纹钢锚杆；锚杆长度和间排距由模拟方案确定。

Table 2. Numerical simulation calculation scheme

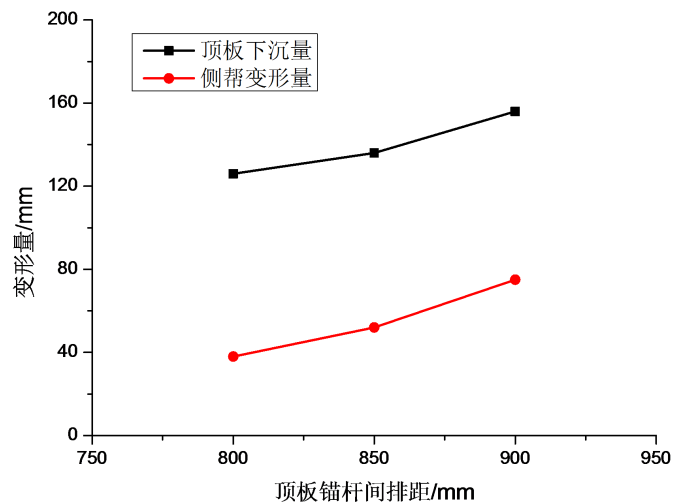
表 2. 数值模拟计算方案

模拟参数	方案数量	方案编号	锚杆间、排距/mm			锚杆长度/mm	
			顶锚杆间距	锚杆排距	帮锚杆间距	顶板	两帮
顶锚杆间距	3	1-1	800	900	800	2200	1800
		1-2	850	900	800	2200	1800
		1-3	900	900	800	2200	1800
帮锚杆间距	3	2-1	900	900	800	2200	1800
		2-2	900	900	850	2200	1800
		2-3	900	900	900	2200	1800
锚杆排距	3	3-1	900	700	800	2200	1800
		3-2	900	800	800	2200	1800
		3-3	900	900	800	2200	1800
顶锚杆长度	3	4-1	900	900	800	1800	1800
		4-2	900	900	800	2000	1800
		4-3	900	900	800	2200	1800
帮锚杆长度	3	5-1	900	900	800	2200	1800
		5-2	900	900	800	2200	2000
		5-3	900	900	800	2200	2200

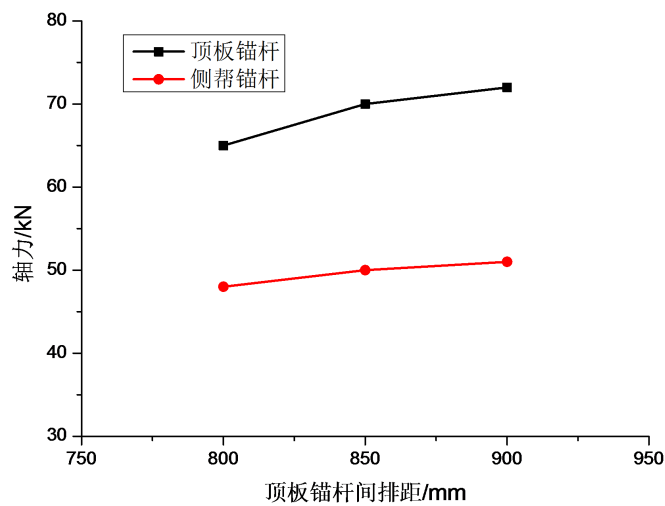
4.2. 模拟结果分析

1) 顶锚杆间距

图 3 为不同顶板锚杆间距与巷道围岩变形和锚杆支护受力的变化关系。对比模拟分析结果，顶板锚杆间距对巷道顶板锚杆受力和断面围岩变形影响较大，而对两帮锚杆受力变化影响较小。顶板变形量较两帮变形大约 60 mm，巷道上帮锚杆较下帮锚杆受力稍大，结合巷道断面宽度，围岩在锚杆锚固作用下形成的受力结构需相互交叉，因此顶板锚杆间距宜小于 850 mm，距设计为 800 mm，布置 6 根锚杆较为适宜。



(a) 断面变形量



(b) 锚杆受力

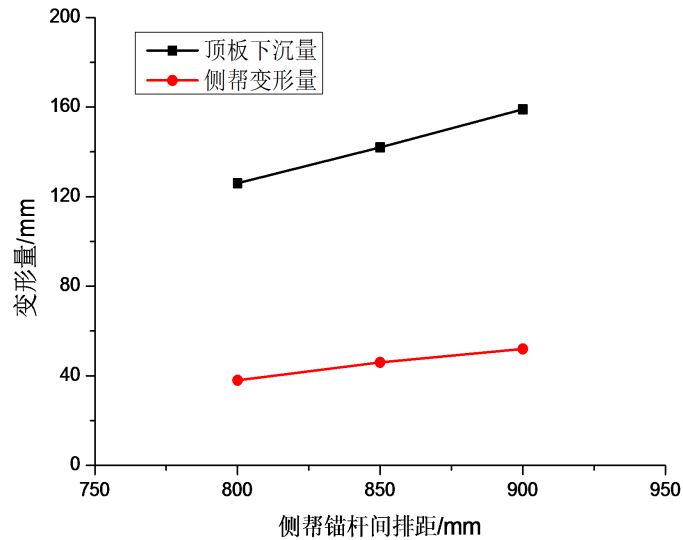
Figure 3. Simulation results of roof bolts with different spacing

图 3. 不同间距顶板锚杆模拟结果

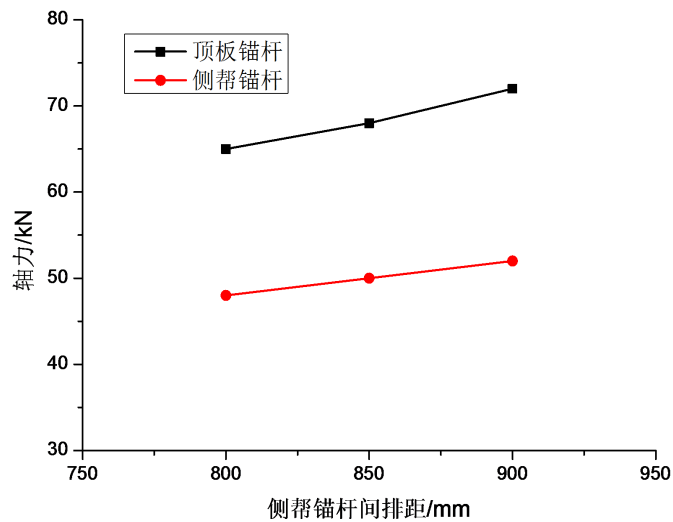
2) 帮锚杆间距

帮部锚杆间距对锚杆受力、围岩变形产生较大的影响较大，对顶板锚杆受力、顶板变形产生的影响

则不大。巷道锚杆受力、围岩变形产生较大变形时，巷道帮锚杆间距为 850~900 mm，结合考虑巷道断面高度、现场施工便利性、单轨吊运行影响以及后期存在沿空掘巷的情况，材料道两帮布置 5 课锚杆，间距宜小于 850 mm，使得锚杆锚固体形成的应力三角可以连成一个整体，如图 4 所示。



(a) 断面变形量



(b) 锚杆受力

Figure 4. Simulation results of side wall bolts with different spacing

图 4. 不同间距侧帮锚杆模拟结果

3) 锚杆排距

巷道锚杆受力、围岩断面变形对锚杆排距变化较为敏感，特别是顶板围岩变形和顶板锚杆受力，当模拟方案中，800、700 mm 锚杆排距时，顶板变形量有较大的差别；两支护方案为 900、800 mm 锚杆排距时，为巷道锚杆受力、断面变形相差不大，考虑到目前巷道都为实体煤巷道，锚杆排距可设为 900 mm，如图 5 所示。

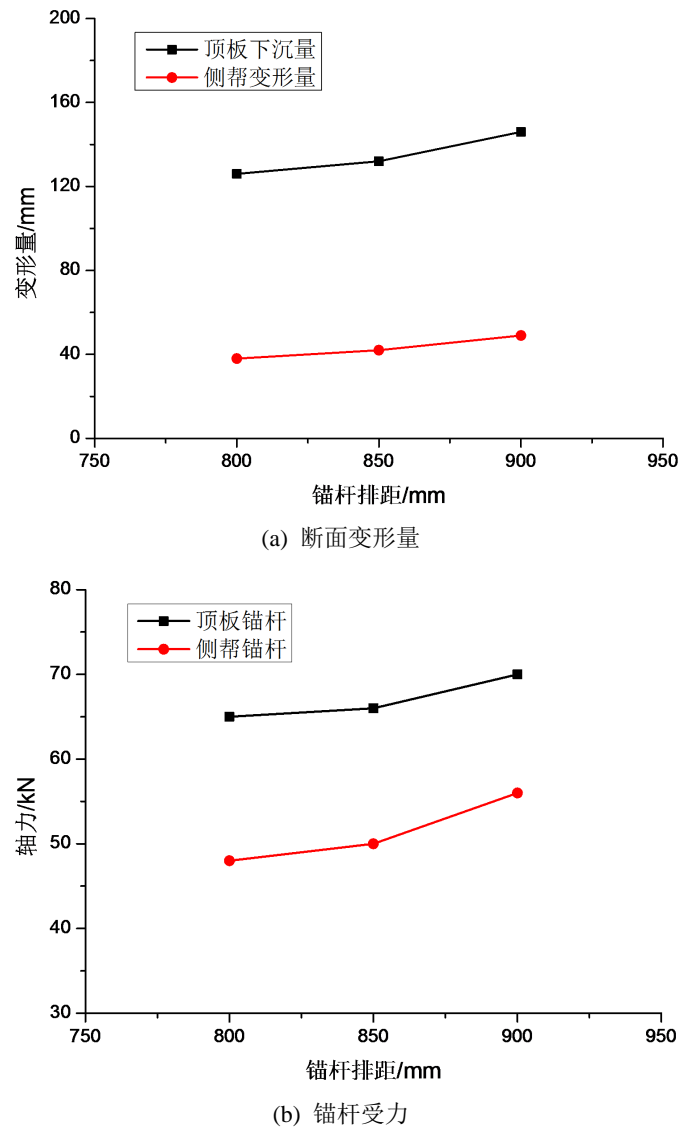


Figure 5. Simulation results of bolts with different row spacing
图 5. 不同排距锚杆模拟结果

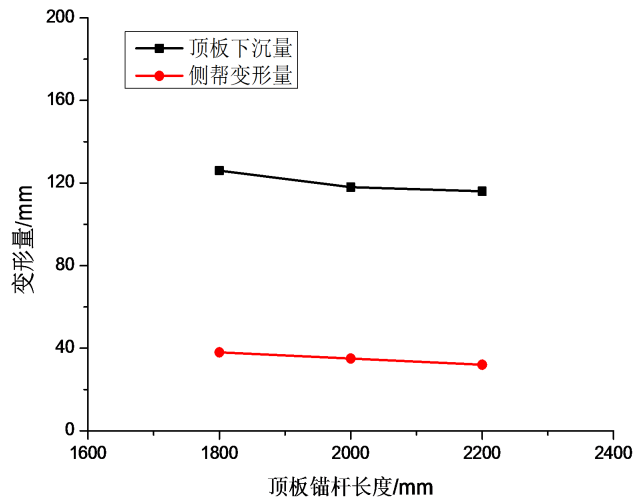
4) 顶锚杆长度

巷道顶板锚杆长度增加充分发挥高强螺纹钢锚杆承载能力, 有效控制了顶板下沉量, 如图 6 所示。此外, 考虑到巷道顶板需要悬吊单轨吊辅助运输, 运输液压支架对断面高度具有严格要求, 顶板锚杆 2200 mm 长时, 顶板岩层结构稳定性可进一步提高, 因此选用 2200 mm, 更加符合工程需求。

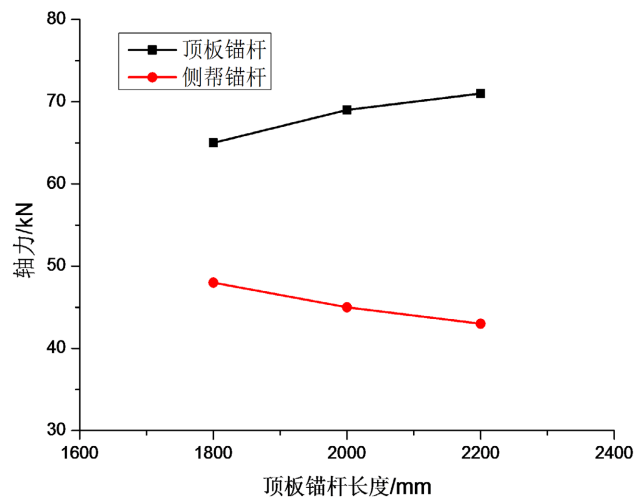
5) 帮锚杆长度

计算方案选用长度为 2000、2200 mm 两种帮锚杆时, 断面变形量较小, 结果相差不大, 如图 7 所示。考虑到顶板悬吊单轨吊, 帮部采用长 2200 mm 锚杆能一定程度减小顶板锚杆受力, 因此帮锚杆长度选用 2200 mm, 可满足帮部围岩变形控制。

综上结果, 首采面回采巷道支护参数: 顶板锚杆间排距选用 800 × 900 mm, 2200 mm 长锚杆; 帮锚杆间排距选用 750 × 900 mm, 2200 mm 长锚杆。

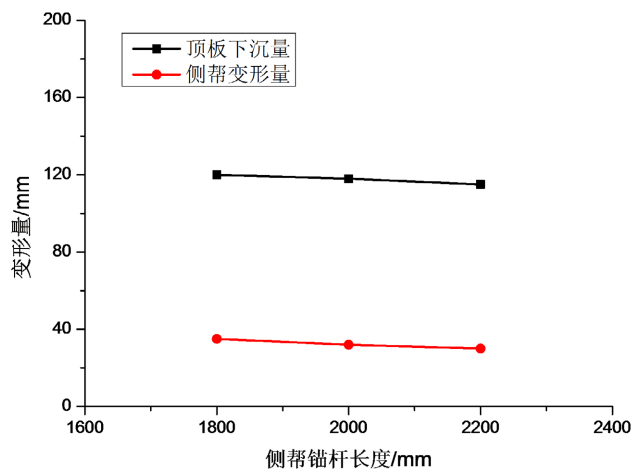


(a) 断面变形量



(b) 锚杆受力

Figure 6. Simulation results of roof bolts with different lengths
图 6. 不同长度顶板锚杆模拟结果



(a) 断面变形量

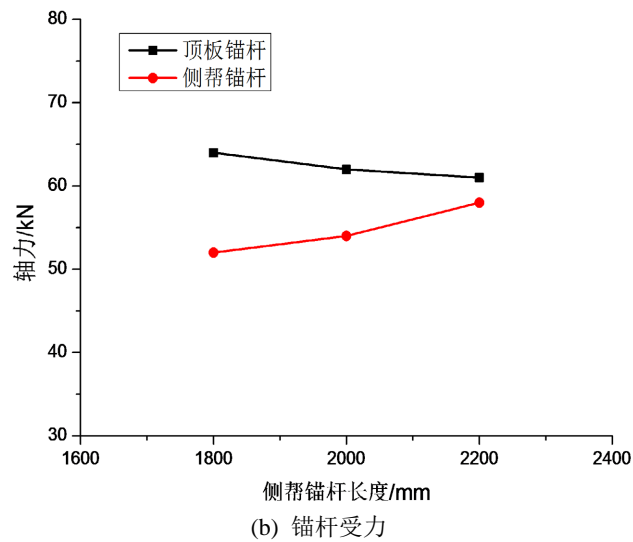
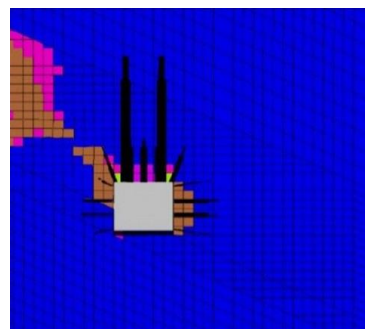


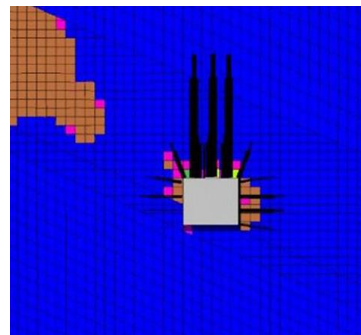
Figure 7. Simulation results of side wall bolts with different lengths

图 7. 不同长度侧帮锚杆模拟结果

图 8、图 9 为材料道两种支护方案下，巷道塑性区发育情况对比。在该支护方案下围岩应力显著改善，最大水平主应力扩展区域增大明显，巷道帮部应力、顶板及上帮区域应力集中区域明显减小，巷道围岩应力集中现象较小，可以看出，由计算分析所优选的支护方案对塑性区应变可有效控制，特别是对煤柱受剪塑性破坏，控制效果明显提升。



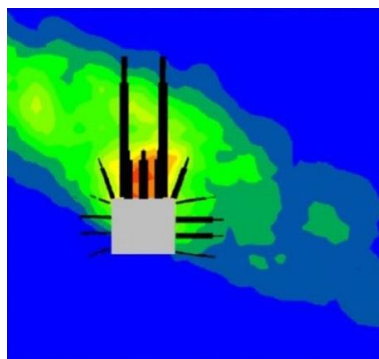
(a) 原支护方案



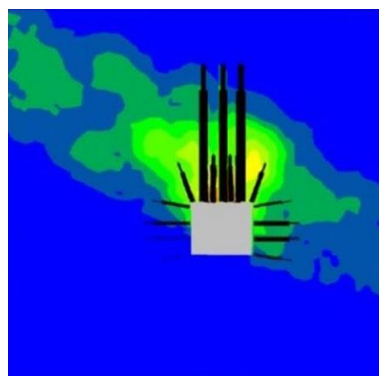
(b) 模拟确定支护方案

Figure 8. Plastic zone of roadway surrounding rock

图 8. 巷道围岩塑性区



(a) 原支护方案



(b) 模拟确定支护方案

Figure 9. Nephogram of shear stress**图 9.** 剪应力云图

5. 结论

1) 模拟计算表明, 围岩应力在该支护方案下有显著改善, 最大水平主应力扩展区域增大明显, 应力集中现象削弱; 巷道帮部应力、顶板及上帮区域应力集中区域明显减小。

2) 优化后的巷道支护方案提高了围岩支护强度, 改善了围岩受力状态, 显著提高了巷道围岩结构稳定性, 更能适应和满足深部大倾角工作面的工程需求。

参考文献

- [1] 高凤伟. 高应力软岩复合顶板回采巷道全锚索支护技术研究[J]. 煤炭工程, 2021, 53(8): 56-60.
- [2] 邓敢博. 特厚煤层回采巷道顶板变形特征及控制技术[J]. 科学技术与工程, 2021, 21(17): 7040-7045.
- [3] 张国华, 王磊, 李子波, 等. 东保卫煤矿回采巷道围岩松动的特征与支护优化[J]. 黑龙江科技大学学报, 2021, 31(1): 1-5.
- [4] 龙景奎, 杨风才, 何敏, 等. 深部回采巷道超前压力区锚索梁协同锚固试验研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(1): 103-109.
- [5] 冶明清. 深型矿井巷道围岩变形特性的研究[J]. 煤炭与化工, 2020, 43(7): 7-10.
- [6] 弓海军, 贾瑞荣, 孔壮. 回坡底煤矿回采巷道底板非对称变形机理研究[J]. 现代矿业, 2020, 36(2): 185-188.
- [7] 焦建康, 鞠文君, 吴拥政, 等. 动载冲击地压巷道围岩稳定性多层次控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(12): 10-17.
- [8] 陈上元, 何满潮, 王洪建, 等. 深井沿空切顶巷道围岩协同控制及应力演化规律[J]. 采矿与安全工程学报, 2019, 36(4): 660-669.
- [9] 陈登红, 华心祝. 地应力对深部回采巷道布置方向的影响分析[J]. 地下空间与工程学报, 2018, 14(4): 1122-1129.