

特约稿件



曹安业(1982—)男,江苏盐城人,中国矿业大学教授,博士生导师,中国矿业大学青年学术带头人、优秀青年骨干教师、优秀研究生导师、优秀研究生导师团队骨干、矿业学术人才梯队培育人选,江苏省科协“首席专家”人才,现任江苏省矿山地震监测工程实验室副主任、“中矿大一安理工”冲击地压防治工程研究中心副主任。

主要从事冲击地压机理、监测与防治,矿震孕育机制,采矿地球物理,矿山压力与岩层控制等方面的教学与研究工作。主持国家自然科学基金项目 2 项、国家“十二五”科技支撑计划任务 1 项、国家“十三五”重点研发计划任务 1 项、江苏省自然科学基金项目 1 项,参与国家 973 计划、国家自然科学基金重点基金等项目,并主持几十项冲击地压领域的企业创新课题。《煤矿安全规程》《防治煤矿冲击地压细则》《冲击地压测定、监测与防治方法》《煤矿冲击地压防治监管监察指导手册》等规程规范与

国家标准的编制与起草专家成员。发表学术论文 50 余篇,专著 4 部,授权发明专利近 10 项,获山东省科技进步一等奖,教育部高等学校科学技术进步二等奖,江苏省科技进步二等奖,中国煤炭工业协会科技进步一、二等奖,中国职业安全健康协会科学技术一、二等奖等多项省部级与行业协会科研奖励。

文章编号:1008-3731(2021)02-0039-08

矿震扰动巷道帮部卸压区域锚索加固研究及应用

曹安业^{1,2},胡阳^{1,2},李兵³

(1. 江苏省矿山地震监测工程实验室,江苏徐州 221116; 2. 中国矿业大学矿业工程学院,江苏徐州 221116;

3. 江苏徐矿能源股份有限公司张双楼煤矿,江苏徐州 221600)

摘要:为研究动载扰动巷道帮部补打锚索对巷道围岩控制及冲击地压防治的效果,以某矿孤岛工作面矿震扰动巷道为研究对象,采用有限差分数值计算软件 FLAC,研究了动静载力作用下常规锚杆支护和补打帮部锚索加强支护方式对巷道围岩的控制效果。研究表明:矿震扰动的参与使巷道围岩更易发生冲击破坏,围岩稳定状态随矿震能量增加而逐渐劣化;帮部锚索加固不仅能够降低静载条件下巷道围岩的变形,而且能提高巷道围岩的抗震动扰动能力,与卸压工程配合,能够起到一定的冲击地压防治效果。数值模拟结果和现场实践表明,常规支护基础上帮部锚索加固能够保证工作面在 10^5 J 矿震扰动下安全回采。

关键词:矿震扰动;冲击地压;数值模拟;锚索加固;卸压

中图分类号:TD324 **文献标志码:**A

Research and application on anchor cable reinforcement of distressed zone in sidewall along roadway under dynamic disturbance

CAO An-ye^{1,2}, HU Yang^{1,2}, LI Bing³

收稿日期:2020-12-08; DOI:10.19896/j.cnki.mtkj.2021.02.005

基金项目:国家自然科学基金项目(51734009,51674253,51874292);山东省重大科技创新工程项目(2019SDZY02);中央高校基础研究经费资助项目(2019CXNL06)

作者简介:曹安业(1982—)男,江苏盐城人,教授,博士,博士生导师,现从事冲击矿压方面的研究工作。

引用格式:曹安业,胡阳,李兵.矿震扰动巷道帮部卸压区域锚索加固研究及应用[J].煤炭科技,2021,42(2):39-46.

CAO An-ye, HU Yang, LI Bing. Research and application on anchor cable reinforcement of distressed zone in sidewall along roadway under dynamic disturbance[J]. Coal Science & Technology Magazine, 2021, 42(2): 39-46.

(1. Jiangsu Mine Earthquake Monitoring Engineering Laboratory Xuzhou 221116 China;

2. School of Mining Engineering China University of Mining and Technology Xuzhou 221116 China;

3. Zhangshuanglou Coal Mine Jiangsu Xuzhou Mining Energy Co. Ltd. Xuzhou 221600 China)

Abstract: In order to study the effect of supplementary anchoring cables on the roadway surrounding rock control and the prevention of rock burst caused by the dynamic load disturbance, the mine seismic disturbance roadway of an isolated island working face of a mine was taken as the research object, and the finite difference numerical calculation software FLAC was used to calculate the dynamic and static load forces. Numerical study of the control effect of two supporting methods of conventional bolt supporting and reinforced supporting with anchor cable at the supplementary strut part on the surrounding rock of the roadway has been carried out. The research results showed that, the participation of mine earthquake disturbance makes the surrounding rock of roadway more vulnerable to impact failure, the stability state of surrounding rock gradually deteriorates with the increase of mine earthquake energy. the bolt reinforcement at the side can not only reduce the deformation of the surrounding rock of the roadway under static load conditions, but also improve the anti-vibration disturbance ability of the surrounding rock of the roadway; cooperate with the decompression project, it can play a certain effect of prevention and control of rock burst. Numerical simulation results and field practice showed that, the anchor rope reinforcement of the upper side of the conventional supporting foundation can ensure the safe mining of the working face under the disturbance of the 10^5 J mine earthquake.

Keywords: mine seismic disturbance; rock burst; numerical simulation; anchor cable reinforcement; pressure relief

CLC number: TD324 **Document identification:** A

近年来,随着矿井开采深度的增加和地质条件复杂性的提升,冲击地压逐渐成为影响各地区矿井安全生产的重大灾害之一^[1-3]。其中,围岩运动产生的矿震是动载的一种重要表现形式,在尺度不一的局部或区域范围内积聚的能量,以冲击、重力或动载等方式释放出来,从而对工作面的回采巷道产生累计损伤。已有统计结果表明,近90%的冲击破坏发生于巷道^[4-6],因而动载巷道的围岩控制及冲击地压防治已引起众多学者的重视。

实践表明,冲击地压矿井除了进行巷道合理设计及布置外,巷道冲击矿压的控制必需从卸压和支护2个方面入手。窦林名等^[7-8]提出了冲击矿压的强度弱化减冲理论和控制机理,通过钻孔卸压或深孔卸压爆破来弱化煤岩结构的强度,使得应力高峰区向岩体深部转移。康红普等^[9]提出高预应力、强力支护理论,强调保持围岩完整性的重要性。高明仕^[10]根据巷道冲击破坏的原因和机理,建立了冲击矿压巷道围岩稳定性控制的“强—弱—强”结构力学模型。潘一山等^[11]提出了冲击地压巷道吸能耦合支护方式。吕祥锋等^[12-13]认为锚杆支护方法适用于弱冲击地压等级的巷道支护,对于强冲击巷道支护,则需采取增设柔性吸能材料或其他加固措施。郭延华等^[14]认为增加支护力可显著提高冲击地压临界地应力,对维护巷道稳定是有利的。李兆福等^[15]介绍了煤矿井下现场采用“锚网索+O型棚+门式液压支架”、“三级支护、三级让压”的高强度、

强让压、整体性防冲击巷道液压支架支护方式,用于提高巷道围岩的稳定性。

近几年在工作面超前支护区域普遍推广使用可伸缩支架等加强支护,防冲效果较好,但其成本高、实施难度较大,在全巷道使用受到一定的限制。从相关研究可以看出,冲击危险巷道的支护一方面应具有较高的让压能力以释放积聚的高应力,另一方面应具有较高的强度,以抵抗巷道的破坏和维护巷道的正常使用属性。鉴于锚索具有较高的抗拉强度和物理延展性,而且其成本及实施难度低,可采用帮部补打锚索的方式进行围岩控制和冲击地压防治。因此,本文针对某矿孤岛工作面动压巷道,采用数值模拟对比分析了矿震扰动作用下煤层巷道帮部在无锚索和有锚索加强支护情况下的围岩稳定性控制效果,评价了该做法的合理性及有效性,对此类巷道下的围岩控制及冲击地压的防治具有参考意义。

1 工程背景

1.1 生产技术条件

工作面北部和南部均为采空区,为两面采空孤岛工作面,埋深893~940 m,平均煤厚4.05 m。巷道布置如图1所示。工作面东部煤层局部发育夹矸,夹矸厚0~1.2 m,煤层倾角为0~12°。煤层坚硬,坚固性系数为3.0~4.5,直接顶为厚6.20 m的泥岩,基本顶为厚5.03 m的细砂岩。直接底为厚4.70 m的泥岩,基本底为厚24.40 m的细砂岩。

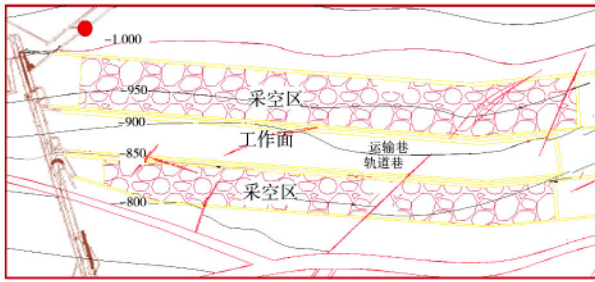


图 1 工作面巷道布置

Fig. 1 Roadway layout of working face

1.2 矿压显现情况

该工作面煤层倾向性鉴定见表 1。工作面经综合指数法评价具有强冲击危险性, 相邻工作面掘进及回采期间, 频繁发生断锚、脱锚及片帮等现象。支护效果差, 巷道变形严重, 工作面掘进期间大能量矿震频发, 经常出现卡钻、吸钻等动力现象。

表 1 煤层冲击倾向性鉴定结果

Tab. 1 Appraisal result of coal seam impact tendency

冲击倾向性鉴定参数				鉴定结果
D_T	W_{ET}	K_E	R_c	
47	9.2	4.13	17.4	强冲击倾向性

1.3 工作面原支护方案

以该工作面轨道巷为例, 沿空巷道实体煤帮部及顶板支护原常规设计采用直径为 22 mm、长度为 2 400 mm、强度为 500 MPa 的高强树脂锚杆加金属网支护, 轨道巷帮部锚杆间排距为 750 mm × 750 mm, 顶板用直径为 18.9 mm、长度为 8 250 mm、间排距均为 2 800 mm 的锚索加强支护。两帮底脚锚杆与底板呈 15° 夹角向底板方向倾斜, 高帮的帮肩窝锚杆向顶板方向倾斜, 高帮的顶板肩窝锚杆向高帮方向倾斜。工作面原支护方案如图 2 所示。

1.4 工作面矿震特征统计

根据采场支承压力分布的特点以及微震监测系统的平面定位精度^[16-17], 为更加精确地评价矿震活动对巷道围岩稳定的影响, 将矿震活动的筛选范围确定为巷道两侧各 50 m, 在掘进期间(2012 年 1 月 23 日—12 月 8 日) 共监测到 2 196 个矿震事件, 不同能级矿震事件频次能量百分比如图 3、表 2 所示。由表 2 可以看出, 掘进期间巷道明显受到矿震的扰动影响, 主要以小于 10⁴ J 的矿震事件为主, 大于 10⁴ J 能量的矿震事件比例虽然不高, 但释放能量占比较高, 因此大能量事件的震动对巷道围岩的破坏影

响更大。

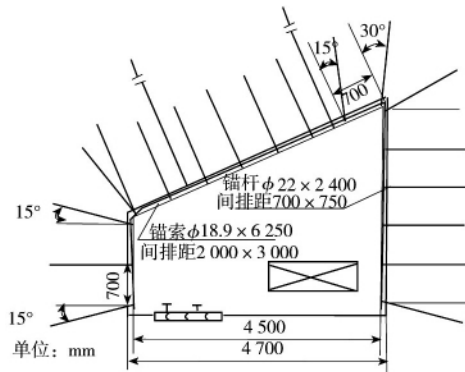


图 2 工作面轨道巷原常规支护方案

Fig. 2 Original conventional supporting plan of the track roadway in the working face

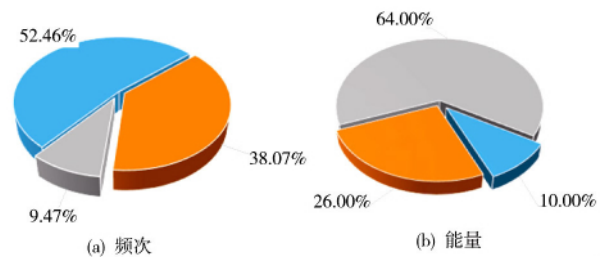


图 3 不同能级矿震事件频次及能量百分比

Fig. 3 Frequency and energy percentage of mine earthquake events of different energy levels

表 2 掘进期间矿震能量分级统计

Tab. 2 Seismic energy classification statistics during excavation

能量分级/J	震动次数/次	所占比例/%
0 ~ 10 ²	201	9.15
10 ² ~ 10 ³	951	43.31
10 ³ ~ 10 ⁴	836	38.07
10 ⁴ ~ 10 ⁵	208	9.47
> 10 ⁵	0	0

根据统计数据, 工作面掘进期间的最大微震事件在 10⁴ ~ 10⁵ J, 参照邻近工作面回采期间的微震监测数据, 常规工作面来压期间最大微震能量在 10⁵ ~ 10⁷ J, 选取典型 4.61 × 10⁶ J 作为工作面来压最大微震事件, 选取诱发邻近工作面冲击的 9.71 × 10⁶ J 作为工作面的诱冲微震事件, 同时选取历史监测最大微震事件, 能量为 3.61 × 10⁷ J, 分别针对 3 个典型微震能量对巷道支护的动载扰动展开模拟分析研究。

2 不同支护方式数值模拟对比分析

2.1 数值计算模型

数值计算采用 FLAC 5.0 建立二维数值模型^[18]。以工作面综合地质柱状图为基础,参考轨道巷支护断面支护形式,并进行适当简化,建立了二维模型。模型外形尺寸为长×高=200 m×159 m,巷道尺寸为宽×高=5 m×4 m(图 4),左边界距巷道左帮 100 m,右边界距巷道右帮 95 m;煤层厚度为 4 m,底板 50 m,覆岩 10⁵ m,共划分 3.18×10⁶ 个基本单元。模型顶部施加均布载荷为 20.75 MPa,模型下部边界为固支约束,两侧施加梯形压应力并限定 x 方向位移,取重力加速度 g=9.81 m/s²。模型的岩性参数见表 3。

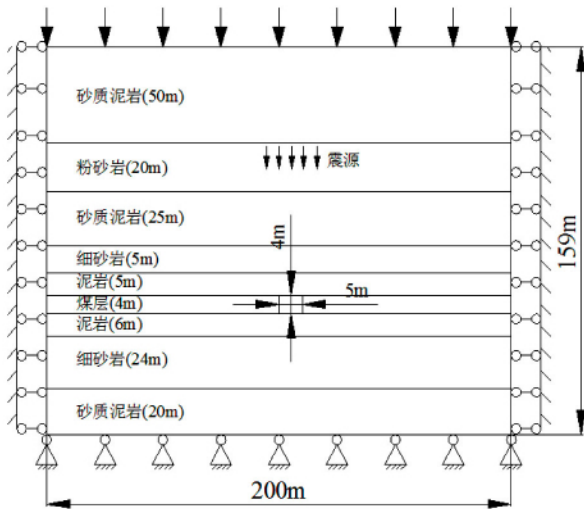


图 4 数值模型示意

Fig. 4 Numerical model schematic

表 3 煤层及其顶底板岩层力学性质参数

Tab. 3 Mechanical property parameters of coal seam and its roof and floor rocks

岩性	厚度/m	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	密度/(kg·m ⁻³)	内摩擦角/(°)	黏聚力/MPa
砂质泥岩	50	8.6	5.7	2 200	36	2.5
粉砂岩	20	13.0	9.0	2 600	35	3.6
砂质泥岩	25	8.6	5.7	2 200	36	2.5
细砂岩	5	17.9	13.4	2 500	38	2.9
泥岩	5	8.0	4.8	2 700	35	2.3
煤	4	7.0	4.0	1 400	30	2.1
泥岩	5	8.0	4.8	2 700	35	2.3
细砂岩	5	17.9	13.4	2 500	38	2.9
砂质泥岩	25	8.6	5.7	2 200	36	2.5

此次数值模拟拟采用式(1)的震源时间函数,近似模拟其震源时程曲线,作为巷道上覆顶板岩层

断裂诱发的矿震震源。

$$A(t) = \begin{cases} \frac{1}{2}A_0 [1 - \cos(2\pi t/\tau)] & t_0 < t < \tau + t_0 \\ 0 & t < t_0, t > \tau + t_0 \end{cases} \quad (1)$$

考虑到强矿震动载一般发生在上覆厚层坚硬顶板甚至关键层破断或失稳的位置,此次模拟将矿震震源位置选择在上覆岩层厚 20 m 的粉砂岩上部,即在巷道顶板正上方 51 m 位置(图 4)。为体现对比效果和安全考虑,采用实际监测中较大、最大的矿震进行分析,设置的震动能量分别为 4.61×10⁶、9.71×10⁶、3.61×10⁷ J,设置动载作用时间为 0.3 s,震源破裂方式为垂直拉伸断裂,纵波速度 3 000 m/s,横波速度,主频 50 Hz。利用 FLAC 数值模拟软件的 Dynamic 模块功能,通过 Table 导入矿震震动波形的垂直与水平振幅速度。为保证动载对巷道的充分影响,设置运算条件 Dynamic time = 1.0 s 至计算结束,采用静态边界设置及雷利阻尼。

2.2 数值计算方案

采用 FLAC 数值模拟软件对比分析巷道帮部围岩卸压区域在静载、动载和有无帮部补强锚索 2 种支护方式下巷道围岩的变形、动态响应及塑性区分布等的变化规律。

2 种支护方式如图 5 所示。

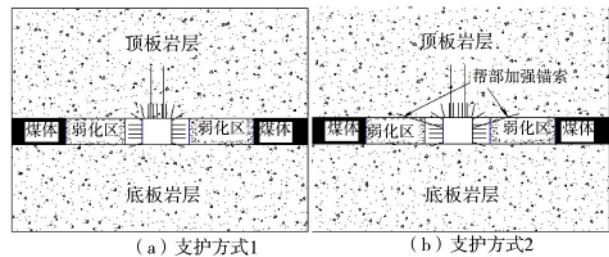


图 5 不同支护方式示意

Fig. 5 Different supporting methods

(1) 支护方式 1。巷道帮部及顶板支护采取常规设计采用直径为 22 mm、长度为 2 400 mm、强度为 500 MPa 的高强树脂锚杆加金属网支护,帮部锚杆间排距为 700 mm×700 mm,顶板为 750 mm×750 mm,顶板用直径为 18.9 mm、长度为 8 250 mm、间排距均为 2 250 mm 的锚索支护。

(2) 支护方式 2。帮部及顶板支护在方式 1 的基础上,在煤帮距顶板 1 500 mm 处,采用锚索(长度为 6 250 mm、排距为 3 000 mm)将巷道帮部围岩加强支护。

2.3 模拟结果及分析

(1) 静载作用下不同支护方式效果。静载作用下巷道围岩控制更加关注围岩变形,巷道帮部水平变形量如图6所示。结果表明,支护方式1和方式2的帮部最大水平变形量分别为 7.52×10^{-2} m 和 6.05×10^{-2} m,支护方式2的水平变形量降低了约20%;而从图7垂直应力变化可以看出,卸压区域明显起到了使应力峰值向深部转移的作用,具有一定的冲击地压防治效果。

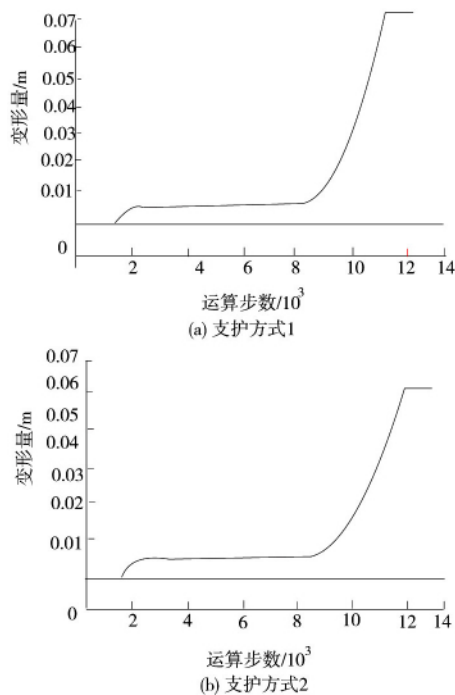


图6 巷道帮部水平变形量变化
Fig. 6 Change of horizontal deformation of roadway ledge

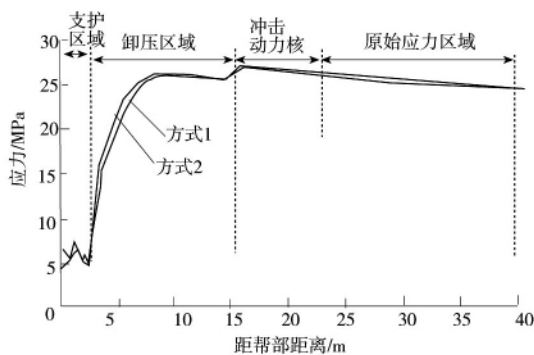


图7 巷道帮部垂直应力变化
Fig. 7 Vertical stress change at the side of the roadway

(2) 动载作用下不同支护方式效果。巷道围岩震动速度是衡量矿震扰动对巷道围岩稳定性影响的

重要特征量,震动能量为 4.61×10^6 J 时2种支护条件下支护体的水平速度动态响应如图8所示。支护方式1和方式2的支护体最大水平速度分别为 2.92×10^{-1} m/s 和 2.01×10^{-1} m/s,帮部加强锚索支护后,水平速度降低了31.2%,起到了抗震动扰动的作用。

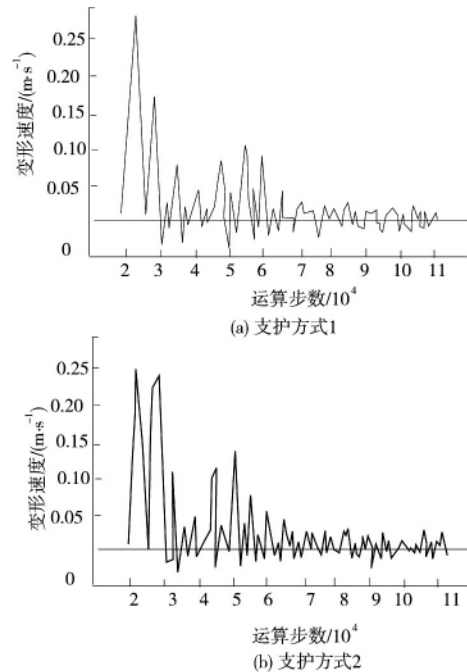


图8 巷道帮部水平速度动态响应
Fig. 8 Dynamic response of horizontal velocity of roadway ledge

随着震动能量的加大,2种支护方式下,巷道帮部水平速度动态响应均会加大,不同矿震能量帮部支护体最大水平速度见表4。

表4 巷道围岩帮部水平速度最大值
Tab. 4 Maximum horizontal velocity of the surrounding rock side of roadway

震动能量/J	水平速度/(m·s ⁻¹)	
	支护方式1	支护方式2
4.61×10^6	2.92×10^{-1}	2.01×10^{-1}
9.71×10^6	8.51×10^{-1}	8.04×10^{-1}
3.61×10^7	1.75×10^0	1.60×10^0

结果表明,当震动能量 4.61×10^6 J 时(三者当中的最小能量),采用帮部锚索加强支护具有较明显的支护效果,巷道围岩能够得到较好的控制。但随着矿震能量的增加,2种方式支护效果变得越来越差,当震动能量高达 3.61×10^7 J 时,最大水平振

动速度分别达到较低能量时的5倍、8倍,已接近文献[18]给出的巷道破坏的临界水平速度2 m/s。此时无论是否采用锚索加强支护,均不能维持巷道围岩的稳定,此时需要更高强度的如“O”型棚、门式液压支架等全断面支护方式。

矿震扰动对巷道围岩的影响不仅表现在最大瞬时位移的影响,还表现在震动波对围岩体的损伤累积效应。2种支护方式下巷道围岩塑性区分布分别如图9和图10所示,可以发现当震动能量较低时,2种支护方式的塑性区范围相对较小,而且支护方式2的帮部塑性区范围比支护方式1小。但当震动能量较大时,2种支护方式的塑性破坏区范围大幅增加,2种支护方式对巷道围岩控制效果均较差。

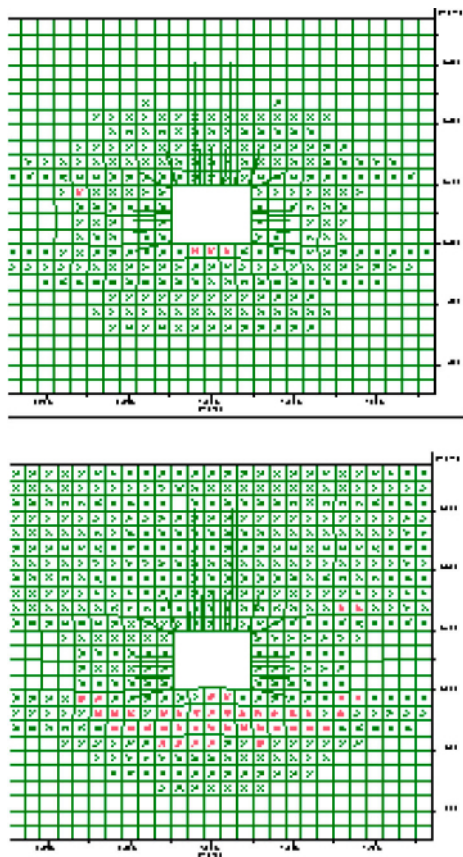


图9 支护方式1的巷道围岩塑性区分布
Fig.9 Distribution of plastic zone in surrounding rock of roadway with support method 1

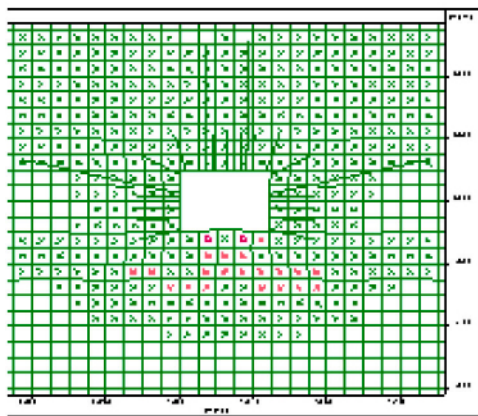
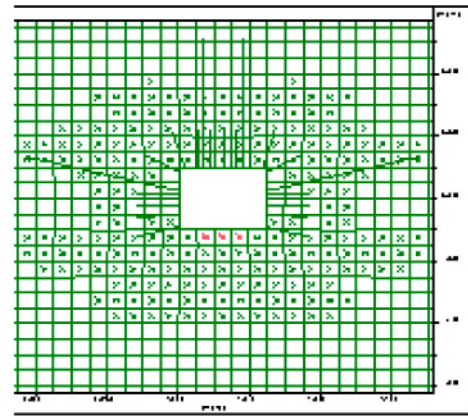


图10 支护方式2的巷道围岩塑性区分布
Fig.10 Distribution of plastic zone in surrounding rock of roadway with supporting method 2

3 巷道支护优化方案效果分析

3.1 巷道抗动载支护优化方案

为维护巷道稳定及控制冲击矿压的发生,对实

体煤帮部采取了煤体卸压和组合加固支护措施。首先,将巷道的实体煤帮采用直径为108 mm、深度为10~15 m、间距为1.5~5.0 m的钻孔进行充分卸压,设置并扩大弱化区;然后,在煤帮距顶板1 500 mm处,采用直径为18.9 mm、长度为6 250 mm的锚索(排距为3 000 mm)将巷帮围岩组合加固。轨道巷支护断面如图11所示。

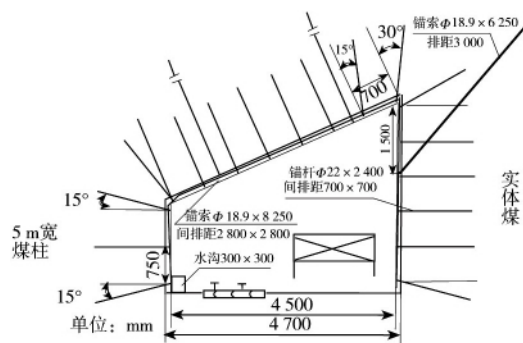


图11 轨道巷支护优化方案断面
Fig.11 Section of optimized supporting plan for track roadway

3.2 工作面矿震事件分布

工作面在采取煤体卸压(实体煤帮大直径钻孔卸压)和帮部锚索加固措施后,虽然高能量级别的矿震依然发生,但巷道对矿震的抵抗效果明显增强,断锚、脱锚及片帮等现象基本消失,支护效果明显好转,保证了巷道正常掘进。从模拟结果看,当矿震能量较低时,帮部锚索的抗矿震扰动影响效果很好。

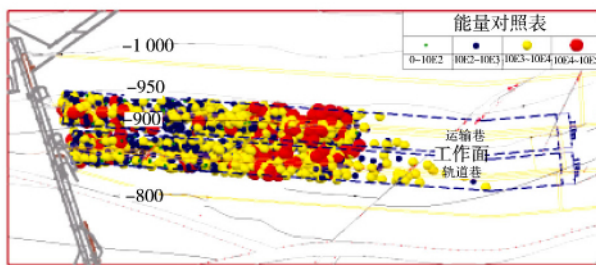
掘进、回采期间矿震能量分级统计见表 5。

表 5 掘进、回采期间矿震能量分级统计

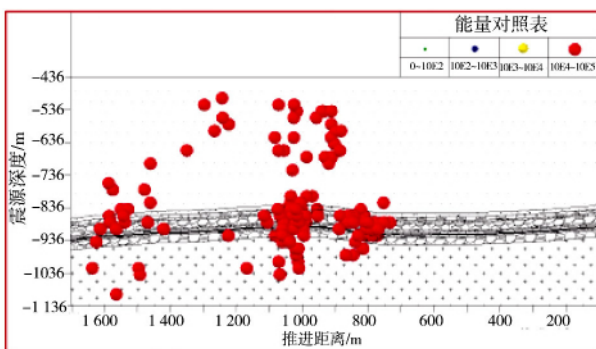
Tab. 5 Seismic energy classification statistics during excavation and mining

能量分级/J	震动次数/次	所占比例/%
0 ~ 10 ²	215	9.05
10 ² ~ 10 ³	1 068	44.95
10 ³ ~ 10 ⁴	885	37.25
10 ⁴ ~ 10 ⁵	208	8.75

大能量矿震事件平面及剖面定位如图 12 所示。



(a) 平面定位图



(b) 走向剖面定位图

图 12 大能量矿震事件平面及剖面定位
Fig. 12 Plane and section location of high-energy mine earthquake events

工作面在掘进、回采初期间(2012 年 1 月 23 日至 2013 年 3 月 15 日)发生的矿震能量级别都在 10⁵ J 以下,没有出现 10⁶ J 以上的矿震,同时该工作面巷道采用补打锚索加强支护煤帮后,提高了巷道围

岩的稳定性和降低了冲击破坏的危险性。工程实践表明,该工作面掘进及回采期间未发生过一起事故,保证了生产安全。

3.3 巷道变形监测

在巷道围岩变形方面,选取掘进期间距离掘进面较远围岩最先稳定的 1 号和 2 号巷道围岩变形监测点数据进行分析,掘进期间巷道顶底板及两帮移近量如图 13 所示。巷道顶底板移近速度大于两帮移近速度,所以采取帮部锚索加固的控制方式对于矿震扰动巷道围岩变形控制起到了明显效果。而需要注意的是,当工作面回采时,尤其是工作面超前影响范围内,两帮变形速度明显大于顶底,巷道不仅受到矿震的影响,而且受超前支承压力的影响,因此帮部锚索加固已不能有效地控制巷道变形,需采取可伸缩支架等措施加强支护。

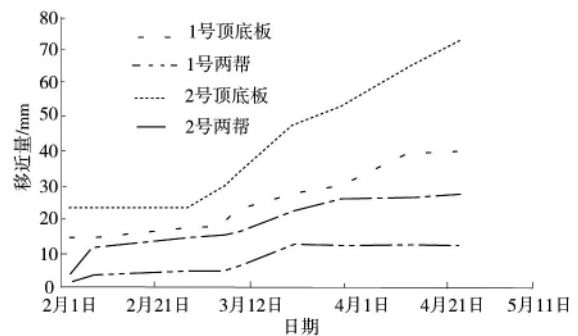


图 13 掘进期间巷道顶底板及两帮移近量

Fig. 13 During tunneling the roof and floor of the roadway and the moving amount of the two sides

4 结论

(1) 与纯静载条件相比,矿震扰动的参与是巷道内断锚、脱锚及片帮等现象发生的主因,矿震能量越高,对巷道围岩的破坏程度越大。

(2) 未受矿震扰动影响下,常规锚杆支护基本能够维持巷道围岩稳定状态,但采取帮部补打锚索加强支护后,可以降低约 20% 的水平变形量,配合帮部煤体卸压工程,可提高冲击地压的防治效果。

(3) 在矿震扰动区域,常规锚杆支护已不能满足工程需求,帮部补打锚索加强支护后,可以降低巷道围岩在较小能量矿震扰动条件下约 30% 的最大水平振动速度,但在较高能量级别矿震条件下,锚索加强支护方式对水平振动速度和塑性区范围控制效果不明显。

(4) 现场工程实践表明,工作面采掘期间大能量矿震能量在 $10^4 \sim 10^5$ J,采用帮部补打锚索加强巷道支护的方式能够满足巷道抗冲支护的需要,并保证了工作面安全生产。

参考文献(References):

- [1] 齐庆新,李一哲,赵善坤,等.我国煤矿冲击地压发展70年:理论与技术体系的建立与思考[J].煤炭科学技术,2019,47(9):1-40.
QI Qing-xin, LI Yi-zhe, ZHAO Shan-kun, et al. 70 years of development of rockburst in coal mines in my country: the establishment and thinking of theory and technology system[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(9): 1-40.
- [2] 潘一山,代连朋.煤矿冲击地压发生理论公式[J/OL].煤炭学报:1-4 [2021-03-22]. <https://doi.org/10.13225/j.cnki.jccs.YT20.1946>.
PAN Yi-shan, DAI Lian-peng. Theoretical formula of coal mine rock burst[J/OL]. Journal of China Coal Society: 1-4 [2021-03-22]. <https://doi.org/10.13225/j.cnki.jccs.YT20.1946>.
- [3] WANG Shu-li, ZHU Guang-li, ZHANG Kai-zhi, et al. Study on characteristics of mining earthquake in multicoal seam mining under thick and hard strata in high position[J]. Shock and Vibration, 2021(10):1-17.
- [4] 姜耀东,潘一山,姜福兴,等.我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治[J].煤炭学报,2014,39(2):205-213.
JIANG Yao-dong, PAN Yi-shan, JIANG Fu-xing, et al. Mechanism and prevention of rock burst in coal mining in my country[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205-213.
- [5] 潘俊锋,毛德兵,蓝航,等.我国煤矿冲击地压防治技术研究现状及展望[J].煤炭科学技术,2013,41(6):21-25,41.
PAN Jun-feng, MAO De-bing, LAN Hang, et al. Current status and prospects of research on coal burst prevention technology in my country[J]. Coal Science and Technology, 2013, 41(6): 21-25, 41.
- [6] YANG Zeng-qiang, WANG Hong-mei, SUN De-quan, et al. Study on occurrence mechanism of coal pillar in L-shaped zone during fully-mechanized mining period and prevention technology[J]. Shock and Vibration, 2021, 20-21.
- [7] 窦林名,陆菜平,牟宗龙,等.组合煤岩冲击倾向性特性试验研究[J].采矿与安全工程学报,2006,23(1):43-46.
DOU Lin-ming, LU Cai-ping, MU Zong-long, et al. Experimental research on the characteristics of combination coal and rock burst proneness[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(1): 43-46.
- [8] 陆菜平,窦林名,吴兴荣.煤岩动力灾害的弱化控制机理及其实践[J].中国矿业大学学报,2006,35(3):301-305.
LU Cai-ping, DOU Lin-ming, WU Xing-rong. Weakening control mechanism and practice of coal and rock dynamic disaster[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2006, 35(3): 301-305.
- [9] 康红普,林健,吴拥政.全断面高预应力强力锚索支护技术及其在动压巷道中的应用[J].煤炭学报,2009,34(9):1153-1159.
KANG Hong-pu, LIN Jian, WU Yong-zheng. Full-section high pre-stressed and strong anchor cable support technology and its application in dynamic pressure roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(9): 1153-1159.
- [10] 高明仕.冲击矿压巷道围岩的强弱结构控制机理研究[D].徐州:中国矿业大学,2006.
- [11] 潘一山,吕祥锋,李忠华.吸能耦合支护模型在冲击地压巷道中应用研究[J].采矿与安全工程学报,2011,28(1):6-10.
PAN Yi-shan, LYU Xiang-feng, LI Zhong-hua. Research on application of energy absorption coupling support model in rock burst roadway[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2011, 28(1): 6-10.
- [12] 吕祥锋,潘一山,李忠华.高速冲击作用下锚杆支护巷道变形破坏研究[J].煤炭学报,2011,36(1):24-28.
LYU Xiang-feng, PAN Yi-shan, LI Zhong-hua. Research on deformation and failure of bolt supporting roadway under high-speed impact[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(1): 24-28.
- [13] 吕祥锋,潘一山.刚-柔-刚支护防治冲击地压理论解析及实验研究[J].岩石力学与工程学报,2012,31(1):52-59.
LYU Xiang-feng, PAN Yi-shan. Theoretical analysis and experimental study of rigid-flexible-rigid support to prevent rock burst[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(1): 52-59.
- [14] 郭延华,姜福兴,张常光.高地应力下圆形巷道临界冲击地压解析解[J].工程力学,2011,28(3):118-122.
GUO Yan-hua, JIANG Fu-xing, ZHANG Chang-guang. Analytical solution of critical rock burst for circular roadway under high ground stress[J]. Engineering Mechanics, 2011, 28(3): 118-122.
- [15] 李兆福,张升祥,曹伟,等.抗冲击巷道液压支架研制与应用[J].煤炭科学技术,2007,35(1):54-58.
LI Zhao-fu, ZHANG Sheng-xiang, CAO Wei, et al. Development and application of hydraulic support for anti-shock roadway[J]. Coal Science and Technology, 2007, 35(1): 54-58.
- [16] QIU Li-ming, LIU Zhen-tang, WANG En-yuan, et al. Early-warning of rock burst in coal mine by low-frequency electromagnetic radiation[J]. Engineering Geology, 2020, 279.
- [17] REN Jian-ju, ZHANG Wen-long, WU Zheng, et al. Microseismic signals in heading face of Tengdong Coal Mine and their application for rock burst monitoring[J]. Shock and Vibration, 2021, 20-21.
- [18] 张凤鹏,马万昌,孙豁然,等.人工爆破地震特性的实验研究[J].金属矿山,2004(12):19-22.
ZHANG Feng-peng, MA Wan-chang, SUN Huo-ran, et al. Experimental study on the seismic characteristics of artificial blasting[J]. Metal Mine, 2004(12): 19-22.