



移动扫码阅读

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. doi:10.13199/j.cnki.cst.2019.12.002

JIAO Jiankang, JU Wenjun, WU Yongzheng, et al. Multi-layer control technologies for surrounding rock stability of dynamic-loading rock burst roadway[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(12): 10-17. doi: 10.13199/j.cnki.cst.2019.12.002

动载冲击地压巷道围岩稳定性多层次控制技术

焦建康^{1,2,3}, 鞠文君^{1,2,3}, 吴拥政^{1,2,3}, 何杰^{1,2,3}

(1.天地科技股份有限公司 开采设计事业部,北京 100013; 2.煤炭科学研究总院 开采研究分院,北京 100013;

3.煤炭资源高效开采与洁净利用国家重点实验室,北京 100013)

摘 要:针对动载巷道易发生冲击地压的问题,以义马矿区动载冲击地压巷道为工程背景,采用现场实测、实验室试验、数值模拟相结合的方法,统计分析了动载冲击地压巷道冲击破坏特征和破坏原因,提出了动载冲击地压巷道围岩“深部卸压-浅部强支-巷表防护”多层次控制技术。研究表明:义马矿区动载扰动冲击地压巷道冲击破坏特征主要表现为:①巷道围岩瞬时变形量大;②巷道底鼓严重;③变形破坏程度和震源能量正相关;④冲击破坏之前,巷道围岩缓慢变形严重;⑤锚杆支护体系严重失效。巷道冲击破坏的主要原因为:高原岩应力和采动应力叠加形成的高静载应力集中、坚硬顶板脆断形成的动载扰动、巷道围岩“外碎内脆”的结构特性以及锚杆支护参数不合理导致的巷道围岩承载能力低。大直径钻孔卸压可以降低应力集中程度和范围,减小冲击破坏释放的能量,减缓动载对巷道围岩的扰动,从而降低巷道围岩发生冲击破坏的风险;针对不同锚固围岩破坏模式,采用加长或全长高预应力锚固、超高强度锚杆以及全断面支护,辅以金属可缩性支架防护巷道空间,可以有效提高冲击地压巷道围岩的自身的抗冲击性能。经实践,监测区域巷道围岩未发生冲击破坏,巷道位移和锚杆(索)受力均在允许范围内,验证了控制技术的可行性。

关键词:冲击地压;钻孔卸压;锚杆支护;巷道防护

中图分类号:TD324

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2019)12-0010-08

Multi-layer control technologies for surrounding rock stability of dynamic-loading rock burst roadway

JIAO Jiankang^{1,2,3}, JU Wenjun^{1,2,3}, WU Yongzheng^{1,2,3}, HE Jie^{1,2,3}

(1. Coal Mining and Design Department, Tiandi Science & Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China; 2. Coal Mining Branch,

China Coal Research Institute, Beijing 100013, China; 3. State Key Laboratory of Coal Mining and Clean Utilization, Beijing 100013, China)

Abstract: Rock burst is one of the main disasters that threaten the safe and efficient mining in Chinese coal mines. The dynamic load roadway of Yima mining area was taken as the engineering background. The field measurement, laboratory test and numerical simulation were combined to analyze the dynamic load roadway. The characteristics of impact damage and the causes of damage were proposed. The multi-level control technologies of "deep area pressure relief - shallow area strong support - roadway surface protection" of surrounding rock of dynamic pressure roadway were put forward. The results show that the main bursting characteristics of the dynamic pressure roadway in the Yima mining area are as follows: ①The instantaneous deformation of the surrounding rock of the roadway is large; ②The floor heave of the roadway is serious; ③The deformation degree is positively correlated with the source energy; ④The surrounding rock of the roadway is slowly deformed seriously before bursting failure; ⑤The bolt support system seriously failed. The main causes are concentration of high static-loading stress caused by superposition of plateau rock stress and mining stress, dynamic load disturbance formed by brittle fracture of hard roof, structural characteristics of "external fragile and internal brittle" of surrounding rock of roadway and unreasonable bolt supporting system. The large-diameter borehole pressure relief can reduce the degree and scope of stress concentration, reduce the magnitude

收稿日期:2019-07-25;责任编辑:朱恩光

基金项目:天地科技创新创业资金专项资助项目(2019-TD-MS003);国家重点研发计划资助项目(2017YFC0804205);国家自然科学基金资助项目(51804159)

作者简介:焦建康(1987—),男,河南商丘人,博士,助理研究员。E-mail:jiaojiankang163@163.com

of energy release during the burst failure of deep surrounding rock , increase the distance and attenuation coefficient of dynamic load propagation , slow down the disturbance of the rock vibration load on the roadway surrounding , thereby reducing the risk of surrounding rock of the roadway.The model adopts extended or full-length high-prestressed anchoring , ultra-high-strength anchor and full-section support , supplemented by metallic yieldable support to protect the roadway space , which can effectively improve the ability of resisting burst and absorbing energy of roadway surrounding.Based on the above research results ,the field practice of stability control for roadway surrounding rock under dynamic load was carried out. The monitoring result showed that rock burst has not occurred in the monitoring surrounding rock , with the deformation of roadway and the forces of bolts and cables both within the allowable range , which verified the feasibility of theoretical analysis and controlling strategies.

Key words:rock burst;drillhole pressure relief;bolt support;roadway protection

0 引 言

随着我国煤炭开采深度的加深、开采强度的加大,冲击地压灾害越发严重,已成为制约我国煤矿安全高效开采的主要矿井灾害之一^[1-3]。按照加载形式和载荷来源,冲击地压可分为静载型和动载型^[4]。静载冲击地压是由于采掘活动引起的采动应力超过煤岩体强度导致的煤体突然冲击破坏,破坏的主要能量来自巷道周边围岩的应力集中处,静载在冲击破坏中占主导作用^[5]。动载冲击地压是由于采掘活动造成采掘空间周围应力重新调整,周边岩体达到或接近极限状态,当顶板断裂滑移、断层滑移、爆破、煤体失稳、瓦斯突出、煤炮以及其他采掘活动产生的动载与静载围岩应力场叠加的强度大于巷道围岩体极限强度时,煤岩体瞬间发生破坏或结构面发生滑移错动,进而引起冲击灾害发生^[6]。大量的冲击实例表明,冲击地压多发生在矿震活动频繁、矿震能量较高的时期^[7-8]。动载扰动不但导致巷道围岩应力水平突然升高,还导致围岩裂隙增加、强度降低,使得动载扰动冲击地压巷道围岩破坏机理更为复杂,破坏程度更为剧烈^[9-10]。

笔者以具有开采深度大、采动应力高、受顶板动载扰动,且煤岩层具有冲击倾向性等综合特征的义马矿区冲击地压巷道为工程背景,采用现场实测、实验室试验、理论分析及数值模拟相结合的方法,围绕动载冲击地压巷道围岩冲击破坏特征、破坏机理以及控制技术开展研究,研究成果可为进一步揭示动载冲击地压巷道围岩冲击破坏的机制,并进行有效的巷道冲击灾害防治提供有价值的参考。

1 动载冲击地压巷道锚固围岩破坏特征

1.1 义马矿区地质概况

义马井田位于河南省三门峡义马市渑池县境内,属于中生代巨厚层煤田^[11],从东到西依次分布有常村煤矿、跃进煤矿、千秋煤矿、耿村煤矿、杨村煤矿。煤田赋存煤层为侏罗系中统义马组,共含煤 5

层,其中普遍可采煤层为 2-1 煤和 2-3 煤,其中 2-1 煤层平均煤厚 3.2~4.7 m,2-3 煤层平均煤厚 4.6~9.8 m。经多年开采,各煤层采深度普遍超过 600 m,最深 1 060 m。如图 1 所示,煤层顶、底板岩性以泥岩、砂岩及砾岩为主。直接顶板一般为泥岩,之上为砂砾岩-泥砂岩互层,平均厚度 166 m,再向上为上侏罗统巨厚砾岩层。开采导致上覆坚硬顶板脆断,易产生顶板动载扰动,诱发动载冲击地压。

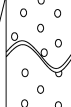
地层单位				柱状	厚度/m		岩性描述
界	系	统	组		最小~最大	平均	
中生界 M _z	白垩系 K				$\frac{0\sim 300}{150}$	上段为杂色砾岩、 下段为灰绿砂砾岩	
					$\frac{0\sim 435}{410}$	砾岩泥质、钙质 胶结	
	侏罗系 J ₁	上统 J ₃			$\frac{0\sim 253}{166}$	砾岩、间夹砂泥 岩泥岩钙质胶结	
			马 凹 组 J ₂ ³		$\frac{0\sim 27.1}{11.1}$	1组煤	
					$\frac{0\sim 47.7}{22.3}$	深灰-灰黑色泥岩	
					$\frac{0\sim 76.7}{41.5}$	2组煤浅部含煤 3层，深部合并 为1层	
					$\frac{0\sim 68.3}{17.8}$	主要为砾岩，局 部为泥岩、底部为 砂岩	

图 1 义马煤田地层柱状

Fig.1 Yima Coalfield simplified stratigraphic column

1.2 巷道冲击破坏特征

义马矿区主采 2-3 煤,回采巷道一般布置在煤层中,底板留厚 0.5~1.5 m 底煤,回采巷道断面一般为拱形。回采巷道掘进期间一般采用锚网索+36U 型棚+单体液压支柱三级复合支护方式,回采期间增加液压抬棚或巷道支架。其中一级支护为锚网索支护,二级支护采用 36U 型钢做成的 O 型棚或三心

拱棚,三级支护采用液压抬棚或门式抬棚、垛式支架、防冲支架。通过对各矿区有记录的巷道围岩典型破坏实例进行统计分析,义马矿区历次巷道围岩冲击破坏实例表现出如下特征:

1) 瞬时变形量大。巷道围岩变形量大,经历时间较短,一般在几百毫秒到几秒之间。主要表现为顶板重力砸跨式下沉、巷帮层裂挤出、底板涌向巷道空间。

2) 巷道底鼓严重。回采巷道底板留底煤且不支护,存在支护弱区,易在底板找到冲击破坏突破口,进而导致两帮和顶板锚固围岩产生大范围变形破坏。

3) 变形破坏程度和震源能量呈正相关。震源能量在 10^4 J 左右时,一般造成局部巷道围岩片帮和喷层弹射。当震源能量达到 10^5 J 或者更大时,会造成围岩大变形破坏和瞬间摧垮式破坏。

4) 冲击破坏前,巷道围岩缓慢变形严重。由于巷道埋深普遍较大,围岩裂隙和结构面发育,承载能力弱,底板留底煤且不支护,巷道自开挖以后塑性变形、扩容变形严重,主要表现在巷道顶板鼓包、离层、两帮移近、底鼓,围岩变形量是非冲击地压巷道的数倍,且不同区域和位置围岩变形破坏程度差异较大。

5) 锚杆支护体系严重失效。动载作用下,锚杆(索)受力波动大,巷道锚固支护体系失效严重,主要表现在锚杆(索)脱粘滑移,锚杆(索)破断、托板外翻、金属网撕裂等支护材料破坏失效,巷道浅部围岩破坏导致锚杆失去锚固基础锚固失效,以及锚杆(索)与围岩整体失效。

1.3 巷道围岩冲击破坏原因分析

经地质条件分析、巷道围岩地质力学测试、巷道

锚固围岩冲击破坏典型实例分析,总结动载冲击地压巷道围岩破坏主要原因如下:

1) 高静载集中。义马煤田常村煤矿、耿村煤矿、跃进煤矿、千秋煤矿等4个矿区14个测点的水压致裂地应力测试结果显示,义马矿区原岩应力场属于中等偏高应力场^[12]。构造应力导致等效采深增加。高原岩应力加上开采扰动,易造成高静载应力集中。静载应力集中程度越高,煤体变形和积聚的弹性能也越大,发生巷道围岩冲击破坏的可能性增加。

2) 顶板动载扰动。义马煤田煤层上覆巨厚坚硬顶板完整性好,抗变形能力强,储存的弹性能高。煤层开采后易造成大面积悬顶,悬顶面积越大积聚的能量就越多。坚硬顶板一旦发生脆性断裂,积聚的弹性能瞬间释放形成强烈的动载扰动^[13]。动载扰动与高静载相叠加超过围岩的强度,造成采掘空间积聚的弹性能瞬间释放,在巷道围岩支护薄弱区域以冲击破坏的形式表现出来。

3) 巷道围岩“外碎内脆”的结构特性。煤岩样物理力学性能实验室测试结果^[14](图2)显示,巷道深部完整2-3煤体和顶底板泥岩具有较高的抗压强度和弹性模量,有利于煤岩体储存较高的能量,单轴压缩条件下,煤岩样峰后强度下降明显,具体表现为煤岩样达到峰值强度后试件迅速破坏,脆性特征显著,普遍具有冲击倾向性。高能量储存条件以及明显的强度下降特征有助于巷道深部应力集中区附近围岩冲击破坏,并释放大能量。

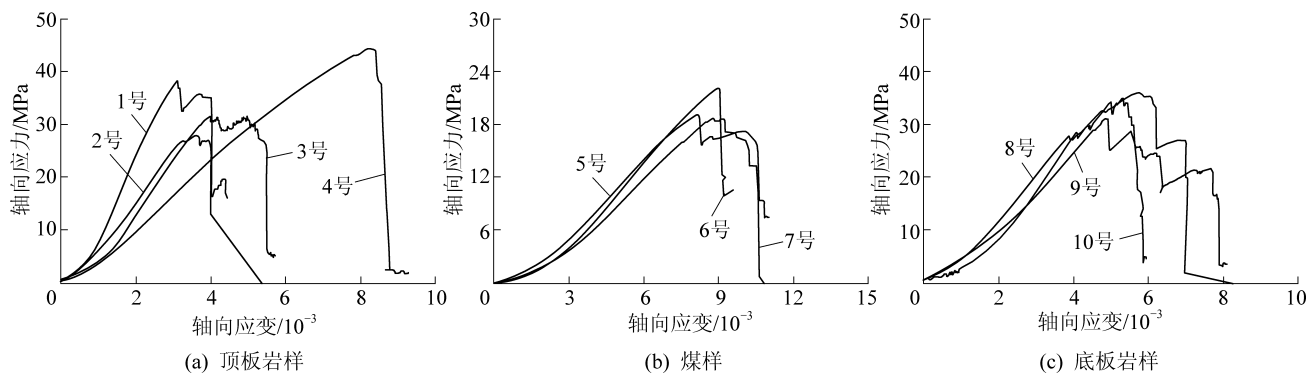


图2 义马矿区煤岩样单轴压缩应力-应变曲线

Fig.2 Stress-strain curves of uniaxial compression in Yima Coalfield

现场围岩结构窥视和强度测试显示,义马矿区主采的2-3煤的上部煤质以亮煤、镜煤为主,煤体坚硬,普氏系数一般2~3,而下部以暗煤、丝炭为主,煤体较弱,普氏系数一般1.0~1.5,底板炭质泥岩、煤矸互叠层较软。且义马矿区大部分回采巷道为全煤巷道,巷道围岩浅部煤体破碎,节理裂隙发育,加

上开采扰动,巷道锚固范围内围岩结构完整性差,承载能力低,不利于形成稳定的锚固承载结构。

4) 锚固系统不合理。井下调研可知,义马矿区回采巷道总体上三级复合支护效果差,各级支护没有实现优势互补,局部出现锚杆锚索破断现象,锚杆托板变形,尤其是W钢带变形严重,整个支护系统

中,一级锚杆支护系统基本失效,巷道维护主要依靠架棚、液压抬棚或巷道支架,巷道矿压显现明显^[15]。

2 “深部卸压-浅部强支-巷表防护”多层次控制技术

根据动载冲击地压巷道冲击破坏特征及破坏原因,提出深部围压卸压,优化巷道浅部围岩支护以及加强巷表防护,即“深部卸压-浅部强支-巷表防护”多层次控制技术,其中“深卸”是前提,“浅支”是核心,“表护”是辅助,如图3所示。

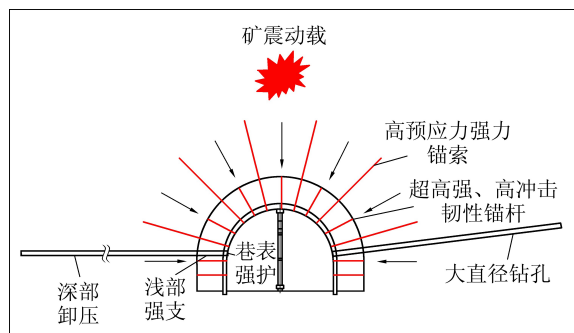


图3 动载冲击地压巷道围岩稳定性多层次控制体系

Fig.3 Stability multi-layer control system of dynamic-loading rockburst roadway

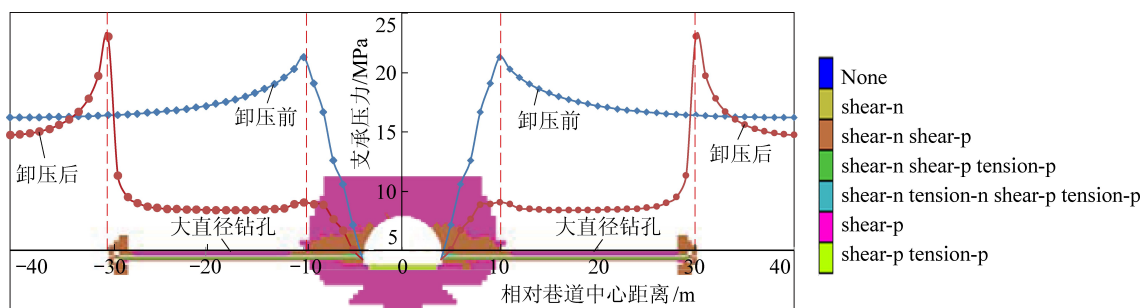


图4 卸压前后围岩塑性区和支承压力分布

Fig.4 Plastic zone and support pressure distribution of surrounding rock before and after pressure releasing

2) 钻孔卸压对围岩能量场的影响。动载扰动前,在钻孔壁上布置测线,图5为巷道埋深600 m,

2.1 深部卸压对锚固围岩稳定性的控制作用

卸压的对象是锚固范围外应力集中区域深部岩体,目的是减弱外载荷和能量对锚固围岩的作用。目前主要卸压方法包括卸压爆破、定向水力压裂、煤层高压注水、卸压槽、开卸压巷和大直径钻孔卸压等。大直径钻孔卸压措施适用深井高应力煤矿,而且工艺简单、经济效益好、效果明显、安全且适应性强。笔者采用数值模拟的方法,研究分析大直径钻孔卸压对巷道围岩稳定性的控制作用。动载荷采用界面震源,为便于分析,把动载应力波简化为正弦简谐波一段,施加在巷道正上方30 m处,震源宽度10 m,震动频率20 Hz,震动周期为0.05 s,动力计算时间为0.20 s。

1) 钻孔卸压对围岩应力场的影响。动载扰动前,在钻孔上壁布置测线,图4为巷道埋深600 m,钻孔直径150 mm,钻孔深度25 m时,钻孔卸压对巷道围岩塑性区和支承压力的影响。

由图4可得,由于钻孔的扰动作用,钻孔周边0.5 m范围内出现塑性区,当钻孔间排距足够小,塑性区相互连通,形成连续卸压带。在钻孔范围内,锚固承载区支承压力的显著降低,钻孔壁周边支承压力的峰值位置明显后移,由距巷道表面6 m左右转移至25 m左右。

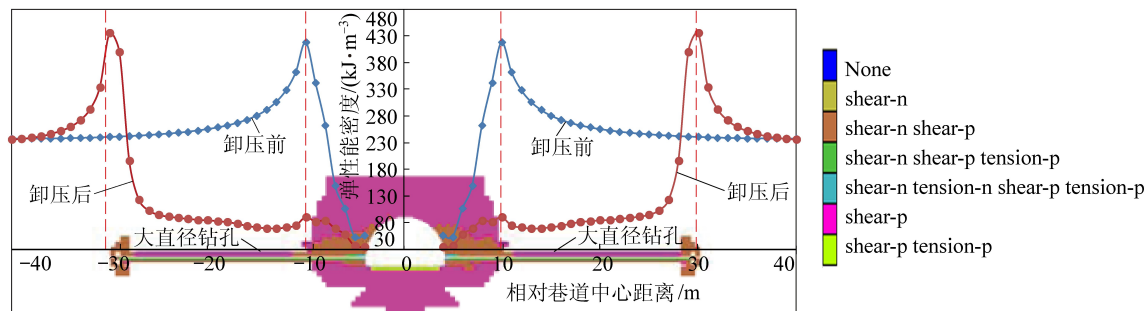


图5 卸压前后围岩弹性能分布

Fig.5 Elastic energy distribution of surrounding rock before and after pressure releasing

由图5可得,由于卸压区范围内能量释放,巷道周边弹性性能分布曲线特征由“陡而高”转向“缓而低”,能量峰值由巷道浅部(距巷道表面6 m)向深部(距巷道表面25 m)转移,减小了巷道释能区弹性性能释放大小,增大弹性性能的衰减距离,从而减弱了释能区能量释放对锚固围岩的作用。

3) 钻孔卸压对巷道质点振动速度的影响。图6为巷道埋深600 m,钻孔直径150 mm,钻孔深度25 m,动载强度为 10^7 J时,卸压前后巷道围岩质点振动速度对比。

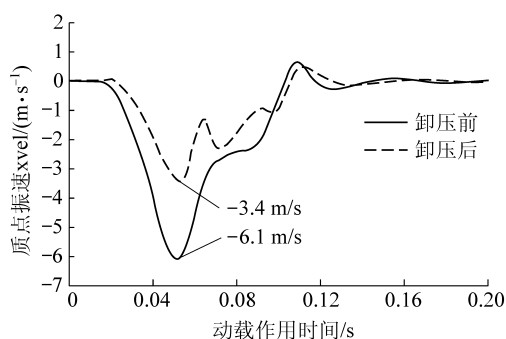


图6 卸压前后巷道围岩质点振动速度

Fig.6 Particle vibration velocity before and after pressure releasing

由图6可得,卸压后,巷道围岩质点振动速度由-6.1 m/s降低至-3.4 m/s(测点布置在巷道右帮表面,xvel代表水平方向的质点振动速度,正负值代表质点振动方向与x轴正方向一致或相反),降幅达44%,显著减小了强动载冲击地压巷道围岩冲击破坏的可能性。

4) 钻孔卸压对巷道围岩变形量的影响。图7为巷道埋深600 m,钻孔直径150 mm,钻孔深度25 m,动载强度为 10^7 J时,卸压前后巷道锚固围岩变形量(锚杆起始端和末端位移差)对比。

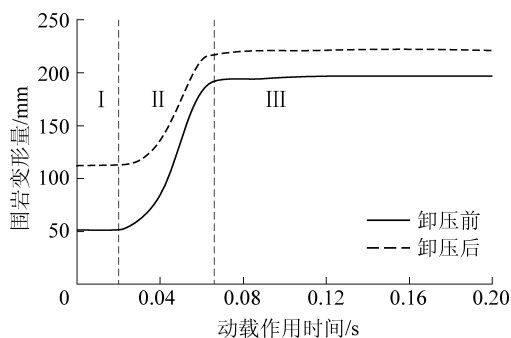


图7 卸压前后巷道锚固围岩形量

Fig.7 Deformation of anchorage surrounding rock before and after pressure releasing

由图7可得,由于钻孔卸压对围岩损伤作用降低了锚固围岩的承载强度,使得锚固围岩在静载压

缩变形阶段(第I阶段)变形量由51 mm增加为113 mm,增加量为62 mm。而动载变形稳定阶段(第III阶段)锚固围岩总变形量由194 mm增加为221 mm,增加量仅为27 mm,这说明卸压后在动载压缩变形阶段(第II阶段)锚固围岩变形量减小了35 mm,且此阶段变形曲线明显变缓。这表明,虽然卸压增加了静载压缩作用阶段锚固围岩的变形量,但由于泄压带对动载的缓冲作用,动载压缩阶段变形量显著减少,使得锚固围岩冲击破坏的可能性降低。

通过上述分析,钻孔卸压对强动载冲击地压巷道围岩的控制作用体现在以下3个方面:①降低应力集中程度和范围,降低冲击启动时能量释放的大小;②增大动载和能量传播的距离和衰减系数,减缓矿震动载对巷道围岩的扰动;③对围岩深部支承压力峰值区附近围岩改性,降低煤岩体冲击倾向性,减小巷道围岩发生冲击破坏的风险。

2.2 浅部支护对巷道围岩稳定性控制作用

“支”的对象是锚固范围内巷道浅部围岩,即锚杆主动支护稳固围岩,进行巷道锚杆支护材料、支护形式与参数优化,目的是提高巷道锚固范围内围岩稳定性,使之能适应冲击地压巷道围岩变形特征^[16]。

1) 锚固长度对巷道围岩稳定性的影响。图8—图9为端锚(锚固长度0.5 m)、加长锚(锚固长度1.5 m)、全长预应力锚固(锚固长度2.4 m)条件下巷道围岩质点振动、破坏特征。

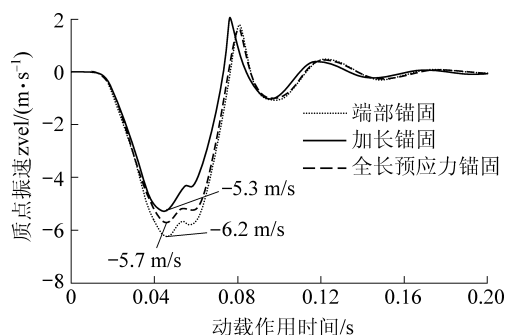


图8 不同锚固方式巷道围岩质点振动速度

Fig.8 Particle vibration velocity of surrounding rock with different anchoring type

由图8(测点布置在巷道底板表面,zvel代表垂直方向的质点振动速度,正负值代表质点振动方向与z轴正方向一致或相反)和图9可得,随着锚固长度的增加,锚固围岩质点振动速度逐渐减小,围岩塑性破坏范围也呈减小的趋势。最关键的一点是,加长锚固和全长预应力锚固可以有效解决锚固界面脱粘滑移破坏问题^[17]。这是由于随着锚固长度的增

加,锚杆与围岩的震动趋于一致,从而削弱了两者震动“时差效应”对锚固剂剪切的作用。

2) 支护材料对巷道围岩稳定性的影响。图 10 为普通锚杆+锚索支护和超高强锚杆+高预应力强力锚索支护条件下锚杆受力。

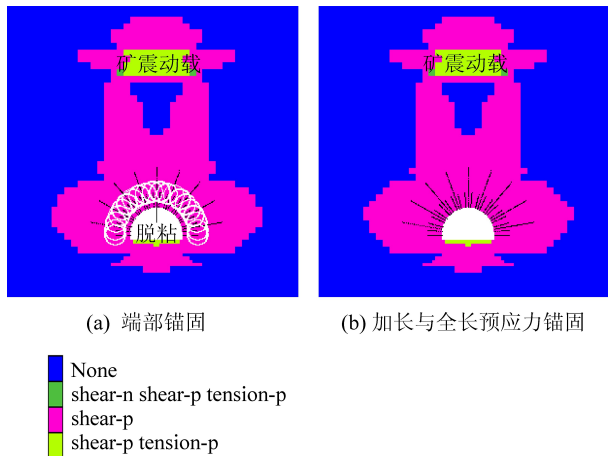


图 9 不同锚固方式巷道围岩破坏模式

Fig.9 Failure mode of surrounding rock with different anchoring type

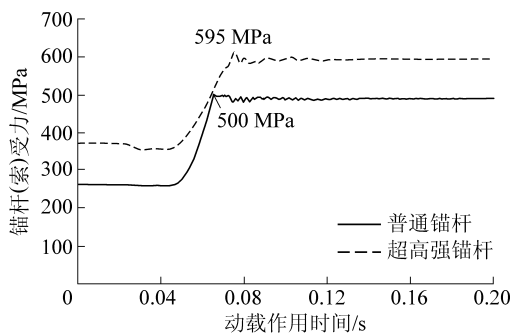


图 10 不同支护材料锚杆(索)受力

Fig.10 Different support material stress

由图 10 可得,普通锚杆在受力达到 500 MPa 后出现短暂屈服,当屈服变形量大于其最大伸长量,杆体产生破断。而超高强锚杆受力最大值为 595 MPa,小于其屈服强度 700 MPa。因此,在动静载联合作用下,超高强、高冲击韧性锚杆杆体更不容易破断。

3) 底板支护对巷道围岩稳定性的影响。图 11—图 13 为底板支护前后锚固围岩振动、变形、破坏特征。由图 11—图 13 可知,底板支护可以降低锚固围岩的质点振动速度、围岩位移量,减小巷道塑性破坏范围(尤其是底板),从而保证整个锚固围岩的稳定性。

通过上述对比分析,针对冲击地压巷道强支护的要求和锚固围岩破坏模式,提出以下锚固技术措施。①针对锚固脱粘带来的锚固围岩破坏,增加锚固界面的抗剪强度是提高锚固承载结构稳定性的重要手段。增加锚固长度,如采用加长或全长预紧力

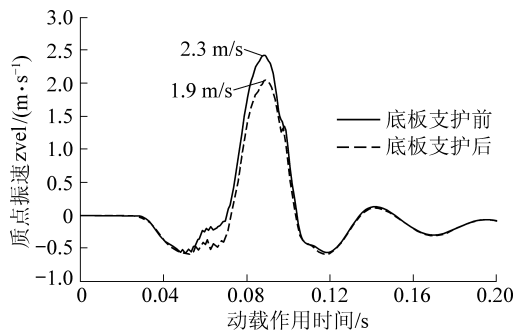


图 11 底板支护前后围岩质点振动速度

Fig.11 Particle vibration velocity of surrounding rock before and after floor support

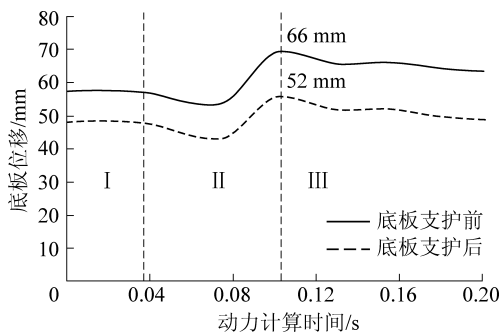


图 12 底板支护前后底板位移

Fig.12 Floor displacement before and after bolt support

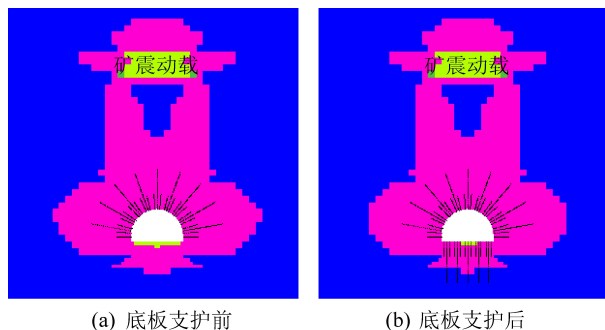


图 13 底板支护前后锚固围岩破坏特征

Fig.13 Failure characteristics of anchorage surrounding rock before and after floor support

锚固,避免或减少锚固界面存在的自由面,可以有效减缓动载扰动对锚固界面的损伤。②针对冲击地压巷道锚杆(索)破断带来的锚固围岩破坏,要求锚杆(索)支护材料能抵抗一定的冲击动能、提供适当的让压屈服变形,应优先选用高强度、高冲击韧性、高延伸率的热处理材质杆体材料,此类锚杆峰值强度和位移大,破断耗散能高,抗冲击能力强^[18-20]。③针对底板破坏引起的锚固围岩破坏,应加强底板支护和防护,采用全断面支护可以在巷道浅部形成更为稳定的锚固承载结构,提高锚固围岩的整体抗

冲击能力。④针对冲击地压巷道破碎松散的特点,大托板、钢带及金属网配合表面喷射混凝土,可以对表层裂隙岩提起到加固作用。喷射混凝与金属网配合使用有较好的抗弯刚度,可以使冲击荷载均匀地分配到锚杆中去,使锚杆结构的作用功能得到优化。

2.3 巷表防护对巷道围岩稳定性的控制作用

“强防护”即采用金属可缩支架被动支护配合锚杆支护,防护巷道空间。为了有效预防破碎煤巷局部地段可能出现的锚杆支护失效现象,更好地保证回采巷道的安全可靠,进一步提高支护结构的整体承载能力。根据现场生产实践,不同冲击危险冲击地压巷道选取的防护形式见表1。

表1 防护形式的选择

Table 1 Choice of protective structure

冲击破坏危险性	防护形式
无	无
弱	无
中	可缩性支架
强	可缩性支架+液压台棚

3 工程实践

3.1 工程概况

常村煤矿21采区回采巷道最大埋深约800 m,由于采掘活动集中,相互干扰大,所采煤层上覆巨厚砾岩层,随着开采深度和开采强度不断增加,原岩应力、采动应力叠加,造成局部应力高度集中,采掘活动中覆巨厚砾岩运动和煤体中聚集的高弹性能在释放过程中会造成巷道围岩破坏。回采巷道掘进期间,微震监测到多起能量在 10^5 J级别及以上微震事件,现场矿压显现明显,主要表现在巷道锚固围岩剧烈变形冒落,锚杆(索)脱粘和杆体、支护构件破断,锚固围岩失去承载能力,部分区域巷道两帮移近量3.0 m,底鼓超过1.5 m。

3.2 巷道围岩控制技术

对于强动载扰动冲击地压巷道,单一支护不能有效保证围岩的稳定性,必须配合使用围岩卸压以及其他防护措施。

1)深部围岩卸压。巷掘进期间,采用爆破、大直径钻孔和煤层注水进行联合卸压。掘进工作面布置2个爆破卸压钻孔,孔深20 m,孔径125 mm,孔口距底板1.0~1.5 m。帮部实体煤侧布置大直径卸压孔,孔间距1 m,孔径125 mm,孔深25 m,钻孔倾角不超过 $+3^\circ$,孔口距底板1.0~1.5 m。在实体煤侧每隔10 m布置1个注水孔,上下深浅交替布置,上排孔距底板1.5 m,孔深80 m,下排孔距底板1.2 m,孔深90 m,坡度 -11° ,钻孔直径75 mm,注水压力不小

于6.5 MPa,浅孔注水时间12 d,深孔注水时间14 d。巷道两帮底角每间隔1 m施工一个钻孔,与底板夹角为 45° ,钻孔施工完毕后间隔爆破,断底爆破完成后,将未爆破的钻孔连接清水管,实行静压注水。沿巷道走向每间隔20 m施工1组横向断底爆破,每组施工3个钻孔,垂直底板钻进。

2)加强浅部围岩支护。顶帮锚杆选用 $\phi 22$ mm $\times$ 2 400 mm左旋无纵筋高强度钢筋锚杆(钢号CRM600),间排距900 mm $\times$ 900 mm;顶锚索选用 $\phi 22$ mm $\times$ 6 300 mm锚索,帮锚索选用 $\phi 22$ mm $\times$ 4 300 mm锚索,间排距1 800 mm $\times$ 1 800 mm。锚杆设计转矩为400 N $\cdot$ m,锚索设计预紧力260 kN。针对巷道破碎松散的特点,提高锚杆(索)预紧力,配合使用面积大、强度高的大托板(250 mm $\times$ 250 mm $\times$ 12 mm)、W钢带及金属网等护表构件,实现预应力的有效扩散,保证锚固围岩的整体性。

3)巷表防护。经鉴定21采区回采巷道具有中等冲击危险,根据表1,采用36U型钢可缩性支架进行巷表防护,支架排距1.2 m。

3.3 矿压监测

在巷道掘进期间,布置矿压监测站,监测巷道表面位移、锚杆(索)受力。监测结果显示,掘进期间巷道顶板最大下沉量110 mm,两帮最大移近量为550 mm,底板最大位移为700 mm。大部分锚杆受力在40~140 kN,顶板锚索平均受力280 kN左右,帮部锚索平均受力144 kN左右,均在允许范围内。微震监测显示,受到能量 10^5 J及以上级别微震事件时,现场未出现锚杆、锚索破断和锚固围岩冲击破坏现象。

4 结 论

1)义马矿区动载扰动冲击地压巷道冲击破坏特征主要表现为:①巷道围岩瞬时变形量大;②巷道底鼓严重;③变形破坏程度和震源能量正相关;④冲击破坏之前,巷道围岩缓慢变形严重;⑤锚杆支护体系严重失效。

2)巷道冲击破坏的主要原因为:高原岩应力和采动应力叠加形成的高静载应力集中、坚硬顶板脆断形成的动载扰动、巷道围岩“外碎内脆”的结构特性以及锚杆支护参数不合理导致的巷道围岩承载能力低。

3)根据动载冲击地压巷道冲击破坏特征和破坏原因,提出了深部围压卸压,优化巷道浅部围岩支护以及加强巷表防护即“深部卸压-浅部强支-巷表防护”多层次控制技术。

4)开展了动载冲击地压巷道围岩稳定性控制现场实践,监测区域巷道围岩未发生冲击破坏,巷道

位移和锚杆(索)受力均在允许范围内,验证了控制技术的可行性。

参考文献(References):

- [1] 齐庆新, 窦林名. 冲击地压理论与技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2008: 1-8.
- [2] 姜耀东, 赵毅鑫. 我国煤矿冲击地压的研究现状: 机制、预警与控制[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(11): 2188-2204.
JIANG Yaodong, ZHAO Yixin. State of the art: investigation on mechanism forecast and control of coal bumps in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(11): 2188-2204.
- [3] 潘一山, 肖永惠, 李忠华, 等. 冲击地压矿井巷道支护理论及应用[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 222-228.
PAN Yishan, XIAO Yonghui, LI Zhonghua, et al. Study of tunnel support theory of rock burst in coal mine and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 222-228.
- [4] 窦林名, 白金正, 李许伟, 等. 基于动静载叠加原理的冲击矿压灾害防治技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2018, 46(10): 1-8.
DOU Linming, BAI Jinzheng, LI Xuwei, et al. Study on prevention and control technology of rockburst disaster based on theory of dynamic and static combined load[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(10): 1-8.
- [5] 潘俊锋, 王书文, 刘少虹, 等. 浅部矿井静载荷主导型冲击地压监测方法与实践[J]. 煤炭科学技术, 2016, 44(6): 64-70, 98.
PAN Junfeng, WANG Shuwen, LIU Shaohong, et al. Practices and monitoring method of static loading dominant type mine strata pressure bump in shallow depth mine[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(6): 64-70, 98.
- [6] 何江, 窦林名, 王崧玮, 等. 坚硬顶板诱发冲击矿压机理及类型研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2017, 34(6): 1122-1127.
HE Jiang, DOU Linming, WANG Songwei, et al. Study on mechanism and types of hard roof inducing rock burst[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2017, 34(6): 1122-1127.
- [7] 高明仕, 赵一超, 温颖远, 等. 震源扰动型巷道冲击矿压破坏力能准则及实践[J]. 煤炭学报, 2016, 41(4): 808-814.
GAO Mingshi, ZHAO Yichao, WEN Yingyuan, et al. Stress and energy criterion of the roadway destruction subjected to disturbance type rock burst and its practice[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(4): 808-814.
- [8] 王正义, 窦林名, 王桂峰. 动载作用下圆形巷道锚杆支护结构破坏机理研究[J]. 岩土工程学报, 2015, 37(10): 1901-1909.
WANG Zhengyi, DOU Linming, WANG Guifeng. Failure mechanism of anchored bolts supporting structure of circular roadway under dynamic load[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2015, 37(10): 1901-1909.
- [9] 康红普, 吴拥政, 何杰, 等. 深部冲击地压巷道锚杆支护作用研究与实践[J]. 煤炭学报, 2015, 40(10): 2225-2233.
KANG Hongpu, WU Yongzheng, HE Jie, et al. Rock bolting performance and field practice in deep roadway with rock burst[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(10): 2225-2233.
- [10] 吴拥政, 何杰, 王洋. 特大断面冲击地压巷道破坏机理及控制技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2018, 46(1): 61-67.
- WU Yongzheng, HE Jie, WANG Yang. Study on failure mechanism and control technology of large cross section rockburst roadway[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(1): 61-67.
- [11] 许胜铭, 李松营, 李德翔, 等. 义马煤田冲击地压发生的地质规律[J]. 煤炭学报, 2015, 40(9): 2015-2020.
XU Shengming, LI Songying, LI Dexiang, et al. Geological laws of rock burst occurrence in Yima coalfield[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(9): 2015-2020.
- [12] 吴拥政, 何杰, 司林坡, 等. 义马矿区深部矿井地应力分布规律研究[J]. 煤炭科学技术, 2018, 46(10): 16-21.
WU Yongzheng, HE Jie, SI Linpo, et al. Study on geostress distribution law of deep mine in Yima Mining Area[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(10): 16-21.
- [13] 姜福兴, 魏全德, 王存文, 等. 巨厚砾岩与逆冲断层控制型特厚煤层冲击地压机理分析[J]. 煤炭学报, 2014, 39(7): 1191-1196.
JIANG Fuxing, WEI Quande, WANG Cunwen, et al. Analysis of rock burst mechanism in extra-thick coal seam controlled by huge thick conglomerate and thrust fault[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(7): 1191-1196.
- [14] 焦建康. 动载扰动下巷道锚固承载结构冲击破坏机制及控制技术[D]. 北京: 煤炭科学研究总院, 2018: 15-20.
- [15] 何杰. 冲击地压矿井厚煤层沿空掘巷支护关键技术研究[J]. 煤炭工程, 2014, 46(12): 38-41.
HE Jie. Study on key technology of support for thick seam gateway retained along goaf in mine strata pressure bumping[J]. Coal Engineering, 2014, 46(12): 38-41.
- [16] 鞠文君. 冲击矿压巷道锚杆支护原理分析[J]. 煤矿开采, 2009, 14(3): 59-61.
JU Wenjun. Analysis of supporting principles of anchored-bolt in roadway with burst danger[J]. Coal Mining Technology, 2009, 14(3): 59-61.
- [17] 吴拥政, 陈金宇, 焦建康, 等. 冲击载荷作用下锚固围岩损伤破坏机制[J]. 煤炭学报, 2018, 43(9): 2389-2397.
WU Yongzheng, CHEN Jinyu, JIAO Jiankang, et al. Damage and failure mechanism of anchored surrounding rock with impact loading[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(9): 2389-2397.
- [18] 吴拥政, 康红普, 丁吉, 等. 超高热处理锚杆开发与实践[J]. 煤炭学报, 2015, 40(2): 308-313.
WU Yongzheng, KANG Hongpu, DING Ji, et al. Development and application of ultrahigh-heat processed rock bolts[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(2): 308-313.
- [19] 林健, 吴拥政, 丁吉, 等. 冲击矿压巷道支护锚杆杆体材料优选[J]. 煤炭学报, 2016, 41(3): 552-556.
LIN Jian, WU Yongzheng, DING Ji, et al. Optimization of bolt rod material used in rock-burst roadway bolting[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(3): 552-556.
- [20] 陈涛, 董合祥, 杨树新. 厚煤层邻空巷道动力冲击机理及控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2017, 45(8): 109-113.
CHEN Tao, DONG Hexiang, YANG Shuxin. Mechanism and control technology of dynamic impact in neargoaf roadway with thick coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(8): 109-113.