



移动扫码阅读

段振雄,苏学贵,张 斌,等.特厚松软煤层巷道顶板拱-梁耦合承载作用机理[J].煤炭科学技术,2021,49(12):38-48. doi:10.13199/j.cnki.cst.2021.12.005

DUAN Zhenxiong, SU Xuegui, ZHANG Bin, et al. Coupling bearing mechanism of roof arch-beam of roadway in deep and extra-thick and soft coal seam [J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(12): 38-48. doi: 10.13199/j.cnki.cst.2021.12.005

特厚松软煤层巷道顶板拱-梁耦合承载作用机理

段振雄,苏学贵,张 斌,刘 强,郝 佩

(太原理工大学 矿业工程学院,山西 太原 030024)

摘 要:由于特厚松软煤层巷道顶煤层理裂隙发育严重、黏聚力小、强度低,为解决此类巷道围岩破碎变形不易控制及其支护结构失稳的技术难题,综合采用理论分析、相似材料模拟试验、数值模拟分析的研究方法,提出了特厚煤层巷道拱-梁耦合主动承载结构支护体系,阐述了组合梁、承载拱的形成与作用及拱-梁耦合作用机理;并以金地煤业回采巷道为研究对象,运用数值模拟详细研究了锚索关键参数(长度、预紧力、间排距)对拱-梁承载结构稳定性的影响;同时建立了拱-梁承载结构稳定性评价体系,以加权平均的计算方法对关键参数影响因次做出排序。研究结果表明:拱-梁耦合承载结构是巷道支护结构的主体,此结构的存在有效提高了特厚松软煤层巷道的围岩强度及稳定性,改善了围岩破碎变形,控制了巷道失稳;采用形态参数评价拱-梁承载结构稳定性具有一定的客观性,得到结构形态参数贡献系数分别为:拱体积 0.3,拱心压应力 0.3,弧长 0.2,梁体积 0.1,梁心压应力 0.1;锚索关键参数对拱-梁承载结构稳定性的贡献率依次为:间排距贡献率 365.21%,预紧力贡献率 80.34%,长度贡献率 30.98%,影响作用为间排距>预紧力>长度;针对金地煤业回采巷道,优化支护参数(锚索间排距 1 m×1.6 m、预紧力 150 kN、锚索长度 8 m、锚杆间排距 0.8 m×0.8 m)后的拱-梁承载结构可保持巷道稳定,满足生产要求。

关键词:特厚松软煤层;拱-梁耦合;主动支护;巷道失稳;支护参数

中图分类号:TD353

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2021)12-0038-11

Coupling bearing mechanism of roof arch-beam of roadway in deep and extra-thick and soft coal seam

DUAN Zhenxiong, SU Xuegui, ZHANG Bin, LIU Qiang, HAO Pei

(School of Mining Engineering, Taiyuan University of Technology, Taiyuan 030024, China)

Abstract: Due to the serious development of cleavage and fracture, low cohesion and low strength in the top coal of the extra thick and soft coal seam roadway, in order to solve the technical problems of difficult control of crushing and deformation of surrounding rock of such roadway and the instability of supporting structure, theoretical analysis and similar material simulation tests and numerical simulation analysis were adopted comprehensively, an arch-beam coupling active bearing structure support system for extra-thick coal roof roadways was proposed. The formation and function of composite beams and load-bearing arches and the mechanism of arch-beam coupling were elaborated. The mining roadway of Jindi Coal Industry was used as the object, the influence of key parameters of anchor cable (length, pre-tightening force and row spacing) on the stability of arch-beam bearing structure was studied in detail by numerical simulation. At the same time, the stability evaluation system of the arch-beam bearing structure was established, and the influence factors of key parameters were calculated by weighted average method. The results show that the arch-beam coupling bearing structure is the main part of the roadway supporting structure, which effectively improves the strength and stability of the surrounding rock in extra-thick soft seam roadway, improves the crushing deformation of surrounding rock and prevents the instability of roadway. Applying morphological parameters to evaluate the stability of the arch-beam bearing structure has certain degree of objectivity, and the contribution coefficients of structural morpho

收稿日期:2021-03-20;责任编辑:黄小雨

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51274145);山西省自然科学基金资助项目(2015011066);国家重点实验室开放基金资助项目(SKLGDEK1820)

作者简介:段振雄(1994—),男,山西晋中人,硕士研究生。E-mail: tyutdzx666@163.com

logical parameters are as follows: arch volume 0.3, arch core compressive stress 0.3, arc length 0.2, beam volume 0.1 and beam core compressive stress 0.1. The contribution rates of key parameters of anchor cables to the stability of arch-beam bearing structure are as follows: the row spacing contributes 365.21%, the pre-tightening force contributes 80.34%, and the length contributes 30.98%. That is, the effect of the inter-row distance > the effect of the pre-tightening force > the effect of the length. For the mining roadway in Jindi Coal Industry, the support parameters are optimized (the row spacing between anchor cables is 1 m×1.6 m, the pre-tightening force is 150 kN, the length is 8 m and the row spacing between anchors is 0.8 m×0.8 m), which can maintain the stability of the roadway and meet the production requirements.

Key words: extra-thick and soft coal seam; arch-beam coupling; active support; roadway instability; support parameters

0 引 言

我国煤炭资源储量丰富,其中厚煤层与特厚煤层地质储量占全国煤炭总储量的40%,主要分布于我国西北部地区,如山西、内蒙古等地,每年开采量十分巨大。因煤体强度低、黏聚力小、抗剪能力差,特厚煤层开采中回采巷道支护结构稳定性较差,顶板煤岩离层和煤体碎胀变形导致围岩破坏变形严重且不易控制,严重危及生产安全^[1-4]。

针对松软特厚煤层巷道所面临的支护难题,国内外专家及学者做了众多研究。王汉鹏等^[5]通过地质雷达探测了深部厚煤层巷道围岩破坏模式及规律;方刚等^[6]采用离散元中三角形单元块体集合模型研究了深部厚煤层巷道开挖后的失稳破裂演化规律;CHEN等^[7]针对急倾斜特厚煤层巷道非对称变形破坏揭示了其破坏机理,并提出了可缩性U型钢与预应力锚杆支护的加固方案;孟庆彬等^[8-9]针对深部软弱破碎复合顶板煤巷易冒顶、大变形、难支护的特点,提出了兼具组合梁和组合拱承载效应的梁-拱锚固承载结构;LAN等^[10]对强采动下特厚煤层顶板剧烈变形提出了顶板全锚索控制系统,有效改善了顶板煤岩离层及稳定性;于斌等^[11]对特厚煤层巷道提出并实施顶板水压致裂控制技术,实现了围岩高应力转移,保证了临空巷超前支护段的稳定性与可用性;严红等^[12-14]详细比较了有限元与离散元中特厚煤层顶板离层的模拟方法,得出了离层影响因素程度序列图;苏学贵等^[15]结合典型工程实例分析了特厚复合顶板的结构形态与破坏特征,得出增加锚索密度可使巷道支护结构稳定性显著增加;单仁亮等^[16]指出抑制肩角处围岩剪切裂隙的产生和发育、增强顶帮围岩在空间上的相互支撑作用,可有效提高围岩自承能力;唐建新等^[17]指出松软煤层回采巷道支护失效机制为高应力条件下软弱围岩在流变作用下松动破坏扩展剧烈,致使锚网索联合支护结构失效;马鑫民等^[18]在解决大变形煤巷工程问题中提出帮部深孔锚索支护、护表加强的锚注支护一体化技术;郝登云等^[19]认为进行顶板离层观测的同

时还必须开展巷道顶板下沉观测,如此才能准确和客观地评价巷道锚杆锚索支护效果以及巷道的稳定性;李中伟等^[20]在解决深部松软煤层动压巷道维护的问题中提出减少空顶空帮距离、加强帮部支护体强度及护表能力的支护技术;张辉等^[21]采用锚固孔孔底倒楔形扩孔锚固提高锚杆锚固性能的方式为松软煤层巷道锚杆支护的应用提供了支持;程卫民等^[22]通过低强度正交配比试验得出特厚煤层相似材料配比方案,为特厚煤层相关问题的研究提供了支持。综合以上研究发现,基于结构形态研究巷道支护结构主动承载作用机理及其关键支护参数对承载结构稳定及围岩稳定的影响因次分析较少。

因此,笔者以支护结构主动承载作用为切入点,综合运用理论分析与相似模拟试验提出特厚煤层巷道“拱-梁耦合”结构支护体系,阐述了其结构组成与作用机理,并对结构稳定性做了详细分析与优化,且明确了锚索各关键参数对结构稳定性的影响因次,为特厚煤层巷道支护设计提供了可靠依据。

1 工程背景

1.1 研究区概况

金地煤业13号可采煤层埋深约400 m,平均厚度11.8 m,含夹矸3~6层,夹矸总厚度1.02~3.71 m,煤层节理裂隙十分发育,属复杂结构特厚煤层,为不丢底煤,回采巷道需沿煤层底板布置,13205工作面运输巷断面净宽5 m,净高4 m,顶底板煤岩赋存情况及巷道断面布置如图1所示。巷道原支护方案为:顶板锚杆($\phi 20$ mm左旋螺纹锚杆)间排距0.8 m×1 m,长度2.4 m,配2支CK2360树脂锚固剂;顶板锚索($\phi 17.8$ mm鸟窝锚索)采用“3-2-3布置”,间排距分别为1.6 m×2 m、2 m×2 m,长度12 m,配3支CK2360树脂锚固剂;顶板同时采用WD280-3.0钢带协同支护;两帮锚杆($\phi 18$ mm普强蛇形扭矩预应力锚杆)间排距1 m×1 m,长度2.1 m,配一支CK2360树脂锚固剂。

巷道在原支护方案下,部分顶板锚索发生拉裂断裂(图2),造成部分索体悬于空中,顶板弯曲变形

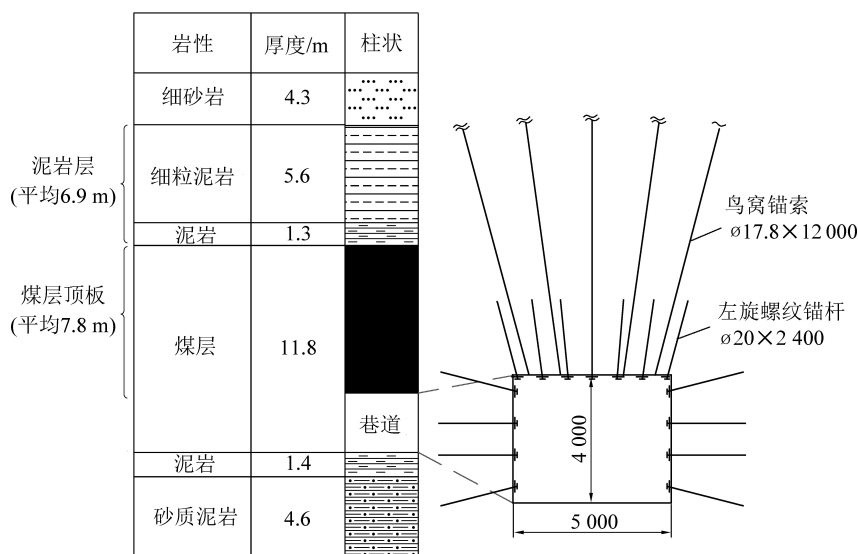


图 1 煤层柱状及巷道断面图

Fig. 1 Coal seam column and roadway section



图 2 断裂锚索

Fig. 2 Broken anchor cable

甚至出现范围垮落、两帮片帮、金属网撕裂等围岩破坏现象,巷道难以保持稳定,严重危及安全。

1.2 围岩原位特性

为全面掌握巷道顶板煤岩赋存及其层理、裂隙发育情况,采用 TYGD10 钻孔探测窥视仪进行顶板窥视,在巷道顶板破碎严重处垂直顶板设立 2 个钻孔测试站,两孔间隔 10 m,孔深 12 m。截取 1 号钻孔部分窥视成像如图 3 所示,孔深 0~2 m:破碎严重,多道明显裂隙,1 处夹层;孔深 2~5 m:轻微破碎,2 处薄夹层,整体较完整;孔深 5~8 m:2 处夹层,1 条明显纵向裂隙,接近 8 m 时破碎较严重;孔深 8~12 m:8.80 m 处为煤岩分界线,上层为泥岩及细粒泥岩层,岩性较为松软且含水较多;本钻孔有效窥视深度为 11.89 m。

结合图 1 煤层柱状图可知,巷道顶板由近 8 m 厚的较破碎、含多夹层、含多裂隙的软弱煤层和近 7 m 厚的松散泥岩组成,不稳定煤岩总厚度达 14 m 以上,此时传统的锚索悬吊理论已不再适用。

实际支护中盲目增加锚索长度,不仅没有改善围岩稳定性,反而出现了锚索断裂等更加严重的现象。因此,针对特厚煤层巷道支护承载结构及其关键影响参数的研究至关重要。

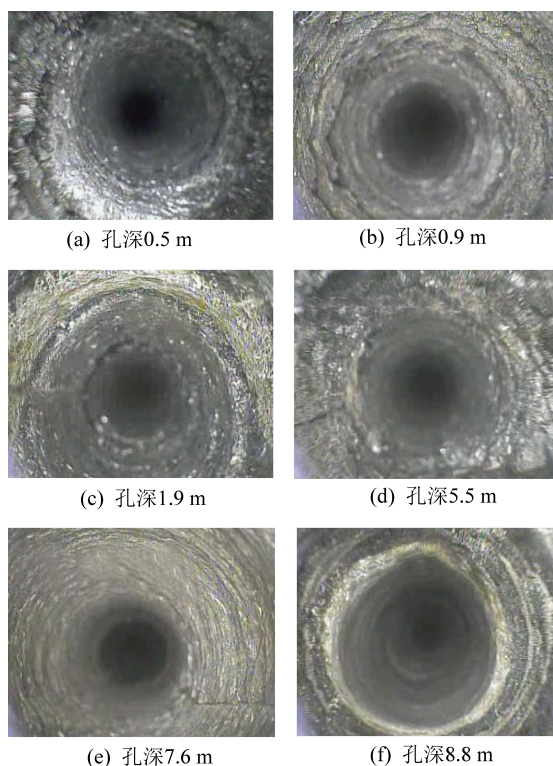


图 3 1 号钻孔窥视图

Fig. 3 No.1 bored view

2 拱-梁结构主动承载机理

巷道支护结构是维持巷道稳定的关键,其由不同的支护构件所共同形成。为探明锚杆、锚索关键构件在支护巷道过程中所发挥的作用,将对其各自作用及二者间相互作用关系进行分别研究。

2.1 组合梁的形成与作用

由图 4 可知,顶板浅部煤岩在锚杆轴向力作用下紧密地连合在一起,组合为有一定厚度的“梁”

结构;由于锚固力的存在,煤岩层间正应力增大,黏结力增加,同时锚杆对煤岩有着强化作用,提高了其抗剪、抗弯强度。因此,浅部煤岩在锚杆作用下可形成一个具有较高强度和一定厚度的“锚杆组合梁”结构,对浅部松动区起着明显的支护加固作用。

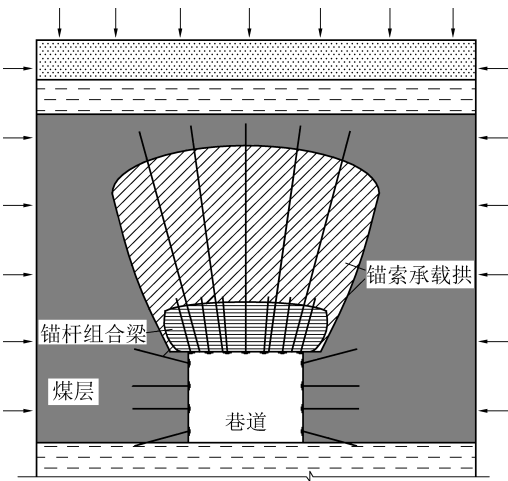


图 4 拱-梁耦合承载结构示意图

Fig. 4 Schematic of arch-beam coupling bearing structure

2.2 承载拱的形成与作用

锚索在高预应力作用下使锚固区内煤体产生弹性压缩,从而达到三向应力平衡状态,承受破坏区上部围岩载荷;若锚索密度足够小,则每根锚索产生的单独压缩体彼此叠加连合,在围岩深部形成较大范围的“锚索承载拱”结构,如图 4 所示。此结构形成后,其影响范围内的煤岩力学参数有明显提高,如黏聚力增加、抗剪抗弯强度增加等,均可有效改善煤体碎胀变形,抑制裂隙发育。

2.3 拱-梁耦合作用机理

如图 4 所示,锚索将浅部锚杆组合梁悬吊于深部承载拱之中,一方面,减小了浅部组合梁所受的水平垂直应力,即对梁有减压作用;另一方面,大幅折减了梁的实际受力跨度,减小了梁所承受的最大拉应力,即对梁有减跨作用。同时,组合梁可一定程度促进深部压缩拱的形成,改善拱的应力状态,提高拱的承载能力。于是拱、梁二者相互依托,相互匹配,融为一体,形成了完整的“拱-梁耦合”承载结构。

拱-梁结构形成后,其结构范围内的煤岩应力状态由二向应力转变为三向应力状态,内摩擦角减小,黏聚力增加,抗剪、抗弯强度明显提升,有效抑制了围岩弹塑性变形,大幅提高了锚固区围岩稳定性。此外,拱-梁结构形成后,即形成了一个能力较强的

承载体,其可有效的承受来自结构周围及顶板更深部围岩的压应力,从而体现了拱-梁结构的“主动承载”作用,降低了顶板深部围岩破坏对巷道的直接威胁。

3 拱-梁承载结构相似模拟验证

3.1 试验模型建立

为验证巷道拱-梁耦合结构承载作用,以金地煤业 13205 运输巷为试验原型,在大尺度二维相似材料模拟系统上进行相似模拟试验,试验过程严格遵守相似原理准则。巷道围岩物理力学参数见表 1。

表 1 巷道围岩物理力学参数
Table 1 Physical and mechanical parameters of surrounding rock of roadway

岩性	密度/ ($\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$)	层厚/ m	弹性模 量/GPa	抗压强 度/MPa	内摩擦 角/($^{\circ}$)	泊松比
细砂岩	2.61	4.2	5.12	28	25.7	0.34
细粒砂岩	2.59	5.7	4.62	30	18.2	0.35
泥岩	2.49	1.4	3.08	23	21.0	0.23
13 号煤	1.30	11.8	1.44	17	26.7	0.17
泥岩	2.59	1.3	4.49	14	20.8	0.30
砂质泥岩	2.55	4.7	6.67	27	21.8	0.31
细砂岩	2.60	5.9	5.21	32	25.9	0.33

据围岩条件及试验模拟架尺寸 1 600 mm×160 mm×1 400 mm(长×宽×高),确定模型几何相似比 $C_1=1:25$,即模型巷道断面尺寸为 200 mm×160 mm,容重相似比 $C_\gamma=1:1.5$,应力相似比 $C_\sigma=C_\gamma C_1=1:37.5$,外力相似比 $C_F=C_E=C_\gamma C_1=1:37.5$, C_E 为模拟材料与实际材料弹性模量相似比,时间相似比 $C_t=\sqrt{C_1}=1:5$ 。

3.2 试验方案与加载

结合锚杆(索)实际材料弹性模量值与以上相似比例,选用相近弹性模量 $E=1.7 \times 10^4$ MPa 铅丝制作锚杆、锚索,厚 0.1 mm 铝片双层折叠粘结制作钢带,材料参数见表 2。

表 2 巷道支护材料参数
Table 2 Roadway support material parameter

巷道 类型	锚杆 直径	锚杆 长度	锚索 直径	锚索 长度	钢带 厚度	钢带 宽度
原型巷道	20	2 400	17.8	8 000	3.0	280
模型巷道	0.8	96	0.8	320	0.12	11.2

试验采用分级加载的方式,先加垂压,再加侧压,为研究更大埋深下巷道围岩变形规律,本次模拟

加载埋深至 1 600 m,加载数值为 0~40 MPa,加载过程见表 3(表 3 中仅列出了到埋深 600 m 处所对应的参数)。

表 3 试验模型分级加载承载参数

Table 3 Test model hierarchical loading bearing parameter

埋深/m	实际载荷/MPa	垂直载荷 /MPa	侧向(水平) 载荷/MPa
100	2.50	0.75	0.94
200	5.00	1.70	2.13
300	7.50	2.65	3.31
400	10.00	3.61	4.51
500	12.50	4.56	5.70
600	15.00	5.52	6.90

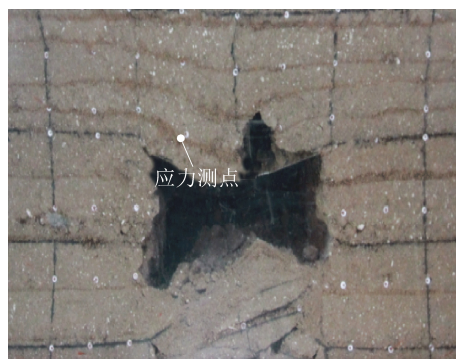
试验方案如下:方案 I 顶帮锚杆支护:帮锚杆间排距 1 m×1 m(模型中 40 mm×40 mm),顶锚杆间排距 0.8 m×1 m(模型中 32 mm×40 mm);方案 II 锚杆-锚索支护:方案 I 加顶锚索间排距 1 m×2 m(模型中 40 mm×80 mm),每隔 1 排锚杆布置 1 排锚索,锚索单排位置在两排锚杆中心。

3.3 拱-梁结构承载特性

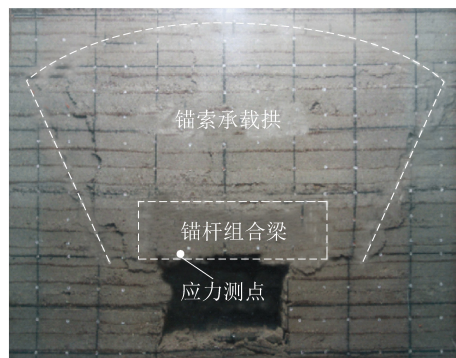
图 5 为模拟埋深 600 m 时巷道围岩破坏情况,仅组合梁结构存在时,巷道顶板下沉垮落严重,两帮收缩明显,底臃明显;当拱-梁承载结构形成时,巷道整体较为完整,围岩得到良好控制,与仅组合梁存在时形成鲜明对比。

图 6 为巷道浅部组合梁某应力测点实测应力-载荷(σ - p)变化曲线,仅组合梁存在时,该测点承受最大应力 σ_{\max} 为 15.89 MPa,之后加载中应力下降较大,加载至 23.75 MPa 时应力下降为 0,此时顶板已完全垮落。有拱-梁承载结构存在时,该测点承受最大应力 σ_{\max} 为 28.44 MPa,较仅组合梁存在时增加了 78.98%,煤岩强度得到明显提高,巷道顶板稳定性大幅提升。

图 7 为巷道断面收缩率-载荷(f - p)变化曲线图,仅组合梁结构存在与拱-梁结构存在时曲线均呈线性增长,增长率分别为 $K_1 = 3.362$, $K_2 = 1.598$,当加载至 22.5 MPa 时巷道断面收缩率分别为 $f_1 = 67.68\%$, $f_2 = 33.01\%$ 。由此可知,拱-梁承载结构的存在对巷道围岩变形有着明显的控制效果。



(a) 方案1



(b) 方案2

图 5 巷道(加载 15 MPa)破坏特征对比
Fig. 5 Comparison of damage characteristics of roadway (loading 15 MPa)

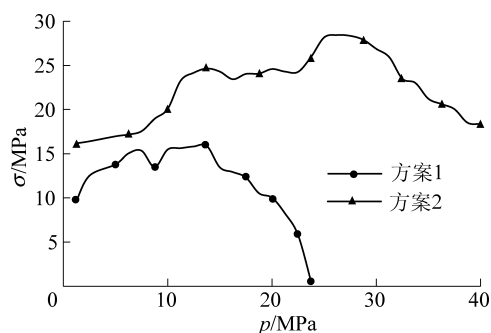


图 6 实测应力变化对比

Fig. 6 Comparison of measured stress changes

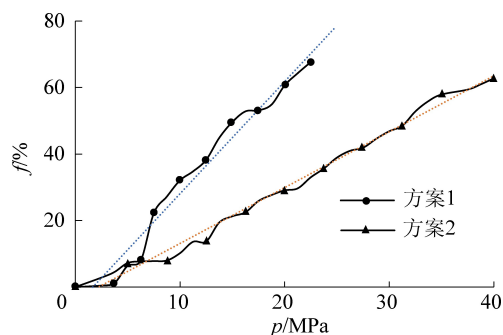


图 7 实测断面收缩对比

Fig. 7 Measured cross-sectional shrinkage contrast

4 拱-梁承载结构稳定性数值分析与优化

4.1 拱-梁承载结构数值模拟

现通过数值模拟对拱-梁承载结构进一步分析验证。以 13205 回采运输巷为研究对象,运用 FLAC^{3D} 建立尺寸长×宽×高=40 m×10 m×35 m 各向同性弹性模型,限制水平垂直方向位移,上边界施加 10 MPa 载荷,为更清楚得观察围岩应力场变化,本模拟不考虑原岩应力作用。图 8 为巷道开挖后,仅组合梁存在时与拱-梁结构形成时的围岩最小主应力云图对比。

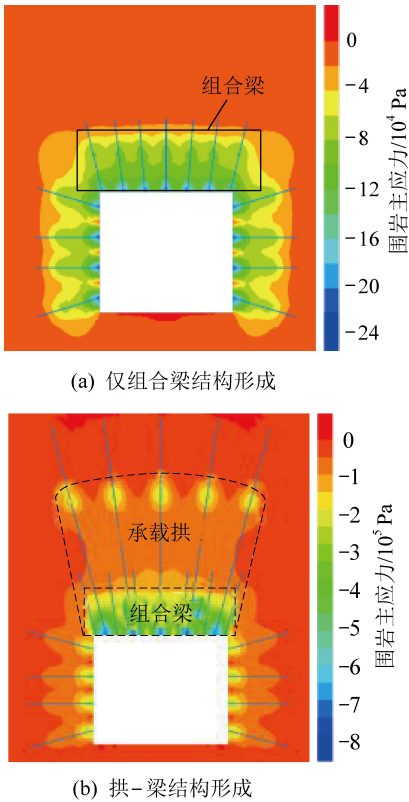


图 8 围岩最小主应力

Fig. 8 Minimum principal stress of surrounding rock

由图 8b 可知,巷道顶板上方围岩形成了一个较大范围的拱-梁耦合承载结构,体现为一个完整的应力场轮廓;且由图 8a、图 8b 对比可见,拱-梁结构形成后,顶板浅部围岩最小主应力明显提高,这正验证了上文“拱-梁耦合”作用机理;同时,拱-梁结构的存在使得顶板上方深部围岩应力值明显提高,起到了主动承载的作用。

4.2 拱-梁承载结构参数优化

4.2.1 拱-梁承载结构优化方案

支护结构中锚杆的作用机理与组合梁的形成已得到验证。但是以上研究表明,拱-梁结构的形成中锚索的作用最为关键,下面结合工程实际中锚索

布置不合理等问题,采用数值模拟方法分析锚索布置参数对拱-梁承载结构稳定性的影响。

由于金地煤业特厚煤层巷道支护密度较小,单个锚索需承受的上覆围岩载荷较大,且锚索长度较大,故锚索在较高轴向压力与侧向剪切力影响下易发生断裂。针对这一问题,依据以上建立的模型,在其余支护参数不变的基础上分别研究锚索长度、锚索预紧力、锚索间排距对拱-梁承载结构稳定性的影响关系,稳定性评价参数见表 4,评价参数形态示意如图 9 所示。

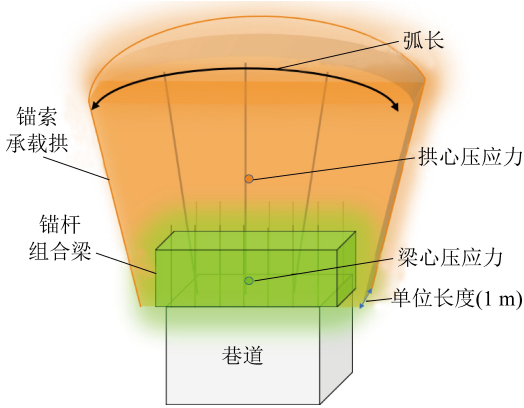


图 9 评价参数形态示意

Fig. 9 Schematic of evaluation parameters

表 4 结构稳定性评价参数

Table 4 Structural stability evaluation parameter

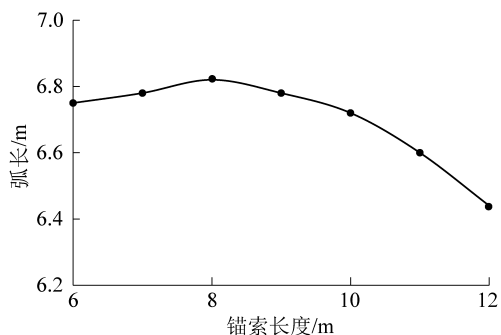
评价参数	定义	与稳定性关系
弧长	承载拱弧形长度	正相关
拱体积	单位长度承载拱体积	正相关
拱心压应力	承载拱中心点压应力	正相关
梁体积	单位长度组合梁体积	正相关
梁心压应力	组合梁中心点压应力	正相关

模拟方案如下:①原支护方案下,模拟锚索长度 6~12 m,梯度为 1 m;②锚索长度确定,模拟预紧力 90~180 kN,梯度为 30 kN;③锚索长度与预紧力确定,模拟间排距 1 m×1.6 m、1 m×2 m、1.2 m×1.6 m、1.2 m×2 m、1.5 m×1.6 m、1.5 m×2 m。

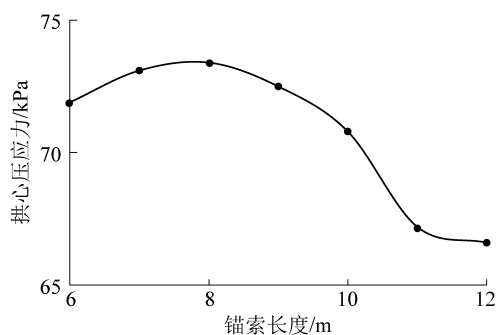
4.2.2 锚索长度优化

如图 10 所示,弧长及拱心压应力均随锚索长度增加先增后减且峰值都出现在锚索长为 8 m 处,锚索长度超过 8 m 时两项值均下降明显,弧长峰值 6.82 m(锚索长度 8 m 时)较最小值 6.44 m(锚索长度 12 m 时)增加 6%,压应力峰值 73.4 kPa(锚索长度 8 m 时)较最小值 66.6 kPa(锚索长度 12 m 时)增加 10.21%。由此可知,当锚索长 8 m 时,拱-梁结构承载跨度及承载能力均达到最大值,锚索过短则锚索对深部煤岩稳定性控制较差,锚索过长则承载结

构强度下降、承载跨度减小,且锚索长度为8 m时锚固段刚好位于煤岩分界线以下煤体破碎严重处,使得锚固剂能够一定程度渗透至破碎煤体当中充当填充,增加了破断面抗剪强度及破碎区煤层黏聚力,从而提高了煤层整体强度与稳定性。因此,锚索合理长度为8 m。



(a) 弧长随锚索长度变化



(b) 拱心压应力随锚索长度变化

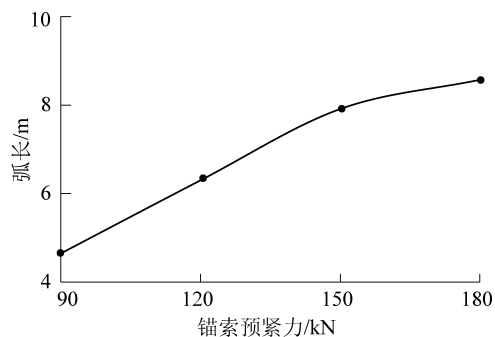
图10 承载结构参数

Fig. 10 Load structure parameters

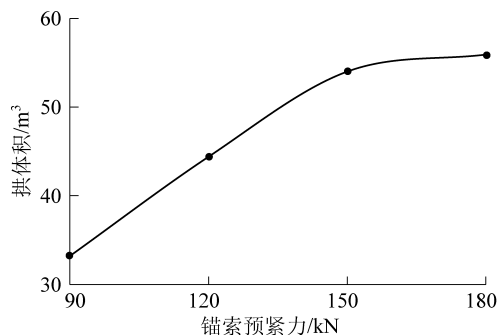
4.2.3 锚索预紧力优化

如图11所示,弧长及拱体积随预紧力增加变化明显,预紧力在150~180 kN,弧长增长速度为0.022 m/kN,较预紧力在90~150 kN弧长增长速度(0.055 m/kN)降低了60%,增幅拐点150 kN时弧长

为7.91 m;预紧力在150~180 kN,拱体积增长速度为0.06 m³/kN,较预紧力在90~150 kN拱体积增长速度(0.345 m³/kN)降低了82.6%,增幅拐点150 kN时拱体积为54.001 m³。由此可知,合理的预紧力应为150 kN,预紧力超出此值时弧长及拱体积增加不再明显,预紧力过大易导致锚索锚固段与围岩产生相对滑移造成锚固失效,小于此值时预应力向煤岩深部传递不明显,结构强度及承载范围不足。图12分别为预紧力为90、180 kN时的围岩应力场图,明显看出预紧力较小时拱-梁耦合应力场结构形成不完整,尤其锚索中上部预应力叠加效果较差。因此,锚索合理预紧力为150 kN。



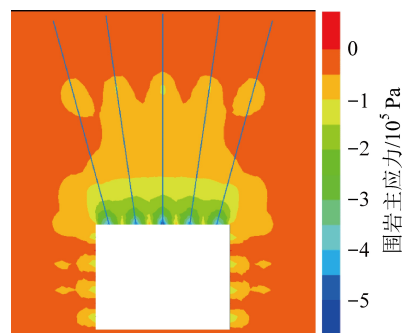
(a) 弧长随锚索预紧力变化



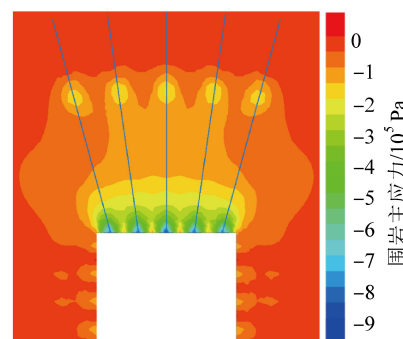
(b) 拱体积随锚索预紧力变化

图11 承载结构参数

Fig. 11 Load structure parameters



(a) 预紧力90 kN



(b) 预紧力180 kN

图12 不同预紧力围岩最小主应力

Fig. 12 Minimum principal stress of surrounding rock with different preload forces

4.2.4 锚索间排距优化

图13所示,随锚索间排距变化,拱-梁承载结构多项稳定性评价参数值起伏变化明显;间排距1

$1\text{ m}\times 1.6\text{ m}$ 时各项参数值均达到最大。其中此时弧长(7.91 m)较间排距 $1\text{ m}\times 2\text{ m}$ 时弧长增加 24.57%,较间排距 $1.2\text{ m}\times 1.6\text{ m}$ 时弧长增加 23.79%;拱体积(50.001 m^3)较间排距 $1\text{ m}\times 2\text{ m}$ 时增加 15.53%,较间排距 $1.2\text{ m}\times 1.6\text{ m}$ 时增加 12.66%;拱心压应力(93.74 kPa)较间排距 $1\text{ m}\times 2\text{ m}$ 时增加 29.58%,较间排距 $1.2\text{ m}\times 1.6\text{ m}$ 时增加 21.65%;而当锚索间排距为 $1.5\text{ m}\times 2\text{ m}$ 时,拱-梁承载结构各项参数值出现断崖式下跌,说明当锚索以此间排距布置时其支护范围内无法形成完整的拱-梁结构。由此

可知,当锚索布置间排距为 $1\text{ m}\times 1.6\text{ m}$ 时拱-梁承载结构稳定性明显高于其它间排距方案,另外可知锚索排距对支护结构稳定性影响程度大于间距影响。

图 14 中,由于锚索呈外扩角度布置,锚索与锚索间隔较大时,承载拱中上部各锚索预应力无法有效叠加,易出现类似于图 14c 中凹凸状应力场形态,此时的不完整拱-梁结构已不能够为巷道围岩提供良好的强化及控制作用效果。因此,锚索合理间排距为 $1\text{ m}\times 1.6\text{ m}$ 。

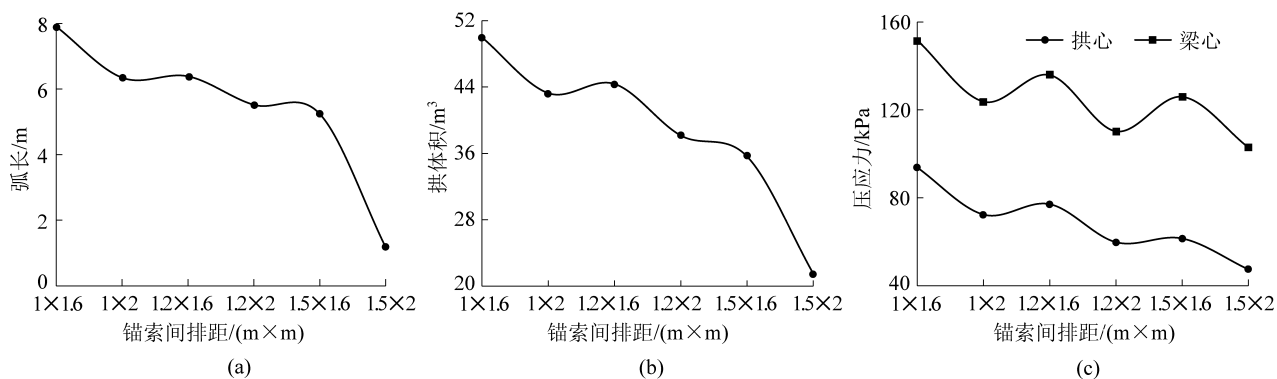


图 13 承载结构参数

Fig. 13 Load structure parameters

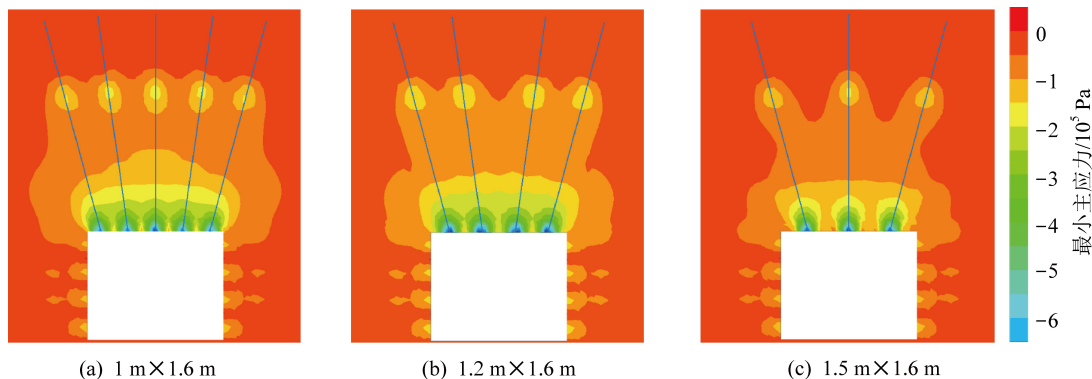


图 14 不同间排距围岩最小主应力

Fig. 14 Minimum principal stress of surrounding rock with different spacing

综上所述,巷道优化支护参数为:锚索间排距 $1\text{ m}\times 1.6\text{ m}$ (每排 5 根)、预紧力 150 kN、锚索长度 8 m,锚杆间排距 $0.8\text{ m}\times 0.8\text{ m}$ 。

5 拱-梁承载结构关键参数影响因次

上述研究表明,锚索的布置参数(长度、间排距、预紧力)的合理与否直接决定巷道拱-梁承载结构的稳定性。但是,在实际工程中需提高支护结构强度或进行结构优化时,优先提高哪个参数仍存在盲目性。因此,对关键参数进行影响因次分析排序具有重要的工程指导意义。

据实验与数值分析表明,拱-梁承载结构是巷道支护结构的主体,即表明拱-梁结构的形态大小直接决定巷道的稳定性,而表 3 中的结构稳定性评价参数客观反映了拱-梁结构的形态大小。依据拱-梁承载力学机理,巷道顶板浅部组合梁的存在仅可对顶板低位煤层形成一定程度的锚固,而对顶板深部煤层的整体控制作用较小;反观承载拱的存在是拱-梁承载结构形成的关键,在浅部组合梁存在的基础上,承载拱的形成即代表着拱-梁耦合承载结构的有效形成,且其形态大小即可大体反映出拱-梁结构的形态大小。因此,综合考虑将 5 个评

价参数对结构稳定性的贡献程度分别用对应贡献系数表达,见表 5。

表 5 稳定性贡献体系

Table 5 Stability contribution system table

评价参数	拱体积	拱心压应力	弧长	梁体积	梁心压应力
贡献系数	0.3	0.3	0.2	0.1	0.1

依据拱-梁承载结构稳定性数值分析结果,各关键参数(间排距、预紧力、锚索长度)对各项稳定性评价参数(拱体积、拱心压应力、弧长、梁体积、梁心压应力)的影响率(形态参数最大值较最小值的增长率)如图 15 所示。

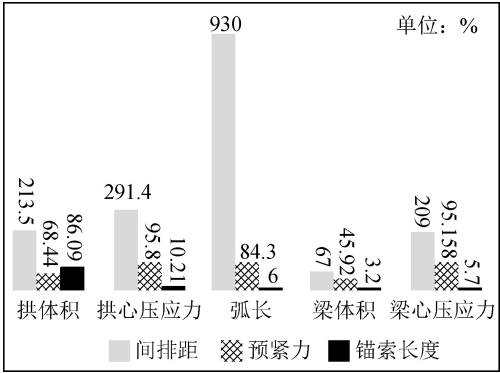


图 15 形态参数增长率

Fig. 15 Morphological parameter growth percentage

以表 5 中的贡献系数为权重,分别对各项稳定性评价参数增长率进行加权平均统计,得到关键参数对拱-梁承载结构稳定性加权贡献率结果,见表 6,表中横列各项(支护参数)为影响拱-梁承载结构稳定性的关键因变参数,即为本次影响关系分析中的影响因子,纵列各项为拱-梁承载结构形态参数,直接反映拱-梁结构的稳定性,其受影响因子影响,为自变量。

表 6 锚索关键支护参数对拱-梁结构稳定性贡献率

Table 6 Contribution rate of key support parameters of anchor cable to stability of arch-beam structure

形态参数	贡献率/%		
	间排距	预紧力	长度
拱体积	213.50	68.44	86.09
拱心压应力	291.40	95.80	10.21
弧长	930.00	84.30	6.00
梁体积	67.48	45.92	3.20
梁心压应力	209.92	96.158	5.70
加权贡献率	365.21	80.34	30.98

由表 6 可知,锚索关键参数对拱-梁耦合承载结构稳定性加权贡献率依次为:间排距贡献率 365.21%,预紧力贡献率 80.34%,长度贡献率

30.98%。即表明,通常情况下提高支护结构强度或进行结构优化时,首先需增加锚索间排距,其次再考虑提高锚索预紧力或增加锚索长度。

6 工程应用

为验证优化参数后的拱-梁承载结构在实际中的应用效果,在试验段巷道采用优化支护方案后,利用 MCJ-20 型锚杆测力计、MCJ-30 型锚索测力计、DW-4 型多点位移计、防爆式激光测距仪等工具进行持续 1 个月的巷道围岩变形及锚杆索受力监测,共设立 2 个测站,1 号测站位于试验段起始 20 m 处,2 号测站位于试验段起始 40 m 处,两测站布置相同,如图 16 所示。

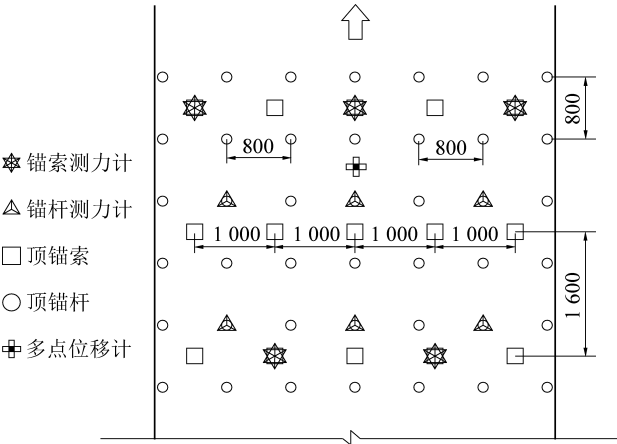


图 16 顶板测站布置

Fig. 16 Top plate station layout

详细分析锚索工作载荷监测结果如图 17 所示,由于预应力施加各锚索载荷在监测前 2 d 急剧上升,之后呈微小幅度稳定上升,最终在监测 34 d 时分别稳定至 132.4 kN(中心锚索)、105.2 kN(靠左帮锚索)、90.8 kN(靠右帮锚索),其值均远小于锚索屈服载荷 260 kN,说明锚索受力较小,承载结构较稳定。在监测末期锚索工作载荷有上升趋势,但是由于残余载荷较大,所以不会破坏结构的稳定性。

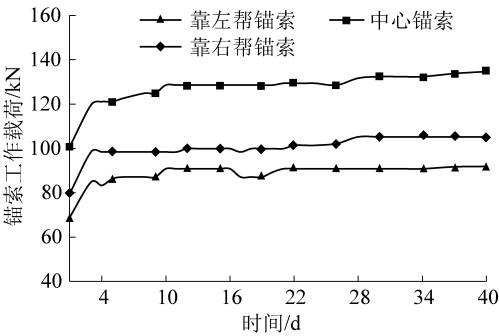


图 17 锚索工作载荷监测曲线

Fig. 17 Anchor cable working load monitoring curve

分析巷道顶板累积下沉量如图 18 所示,1 号测点在监测一周内顶板下沉比较明显,之后顶板基本保持稳定,监测 29 d 累积下沉量为 61 mm,2 号测点顶板下沉变形规律与 1 号测点相似,监测 29 d 累积下沉量为 74 mm,两测点处巷道顶板累积下沉量值均较小。

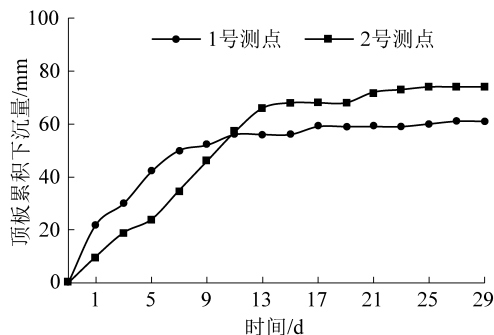


图 18 顶板下沉量监测曲线

Fig. 18 Roof plate sinking monitoring curve

综上监测结果可知,优化支护方案对巷道围岩变形起到了良好的控制效果,保证了巷道安全稳定。

7 结 论

1) 特厚松软煤层巷道支护体系中锚杆组合梁与锚索承载拱相互依托、互为影响,形成拱-梁耦合主动承载结构,有效提高了围岩力学强度及稳定性,改善了围岩破碎变形。

2) 拱-梁承载结构稳定性采用形态参数评价具有客观性,形态评价参数合理贡献系数为:拱体积 0.3,拱心压应力 0.3,弧长 0.2,梁体积 0.1,梁心压应力 0.1。

3) 锚索关键参数对拱-梁承载结构稳定性加权贡献率依次为:间排距贡献率 365.21%,预紧力贡献率 80.34%,长度贡献率 30.98%,即提高支护结构强度时应首先增加锚索间排距,其次再考虑提高预紧力或长度。

4) 针对金地煤业特厚煤层巷道,结合影响因次对关键参数优化后形成的拱-梁承载结构可保持巷道稳定,满足生产要求。

参考文献 (References):

[1] 高明仕,赵一超,高晓君,等.近直立特厚煤层组中间岩板诱发冲击矿压机理及其防治[J].采矿与安全工程学报,2019,36(2):298-305.

GAO Mingshi, ZHAO Yichao, GAO Xiaojun, *et al.* The mechanism and prevention of rock burst induced by the middle rock slab of the near-upright extra-thick coal seam group[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2019, 36(2): 298-305.

[2] 郭金刚,王伟光,岳帅帅,等.特厚煤层综放沿空掘巷围岩控制机理及其应用[J].煤炭学报,2017,42(04):825-832.

GUO Jingang, WANG Weiguang, YUE Shuaishuai, *et al.* Control mechanism and application of surrounding rock in gateway driving along goaf in ultra-thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(4): 825-832.

[3] 鞠文君,郑建伟,魏东,等.急倾斜特厚煤层多分层同采巷道冲击地压成因及控制技术研究[J].采矿与安全工程学报,2019,36(2):280-289.

JU Wenjun, ZHENG Jianwei, WEI Dong, *et al.* Research on the cause and control technology of rock burst in multi-slice and simultaneous mining roadways in steeply inclined and extra-thick coal seams[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2019, 36(2): 280-289.

[4] 朱斯陶,姜福兴,刘金海,等.深井厚煤层冲击地压与大变形协调控制机制研究[J].岩石力学与工程学报,2015,34(S2):4262-4268.

ZHU Shitao, JIANG Fuxing, LIU Jinhai, *et al.* Study on coordinated control mechanism of rockburst and large deformation in deep coal seam[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(S2): 4262-4268.

[5] 王汉鹏,李术才,李为腾.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.

WANG Hanpeng, LI Shucan, LI Weiteng. Failure mechanism and support optimization of surrounding rock in mining roadway in deep thick seam[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2012, 29(5): 631-636.

[6] 方刚,杨圣奇,孙建中,等.深部厚煤层巷道失稳破裂演化过程离散元模拟研究[J].采矿与安全工程学报,2016,33(4):676-683.

FANG Gang, YANG Shengqi, SUN Jianzhong, *et al.* Discrete element simulation of the instability and failure evolution process of deep thick coal roadway[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2016, 33(4): 676-683.

[7] 陈建强,闫瑞兵,刘昆轮.急倾斜特厚煤层巷道非对称变形机理[J].煤炭学报,2018,43(11):3007-3015.

CHEN Jianqiang, YAN Ruibing, LIU Kunlun. Asymmetric deformation mechanism of roadway with steep slope and thick seam[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(11): 3007-3015.

[8] 孟庆彬,孔令辉,韩立军,等.深部软弱破碎复合顶板煤巷稳定控制技术[J].煤炭学报,2017,42(10):2554-2564.

MENG Qingbin, KONG Linghui, HAN Lijun, *et al.* Stability control technology of deep and weak broken composite roof coal roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(10): 2554-2564.

[9] 孟庆彬,韩立军,乔卫国,等.极弱胶结地层煤巷锚网索耦合支护效应研究及应用[J].采矿与安全工程学报,2016,33(5):770-778.

MENG Qingbin, HAN Lijun, QIAO Weiguo, *et al.* Research and application of anchorage and cable-coupling support effect in contiguous weakly cemented stratum coal roadway[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2016, 33(5): 770-778.

[10] 兰奕文,严红,邢鹏飞,等.特厚煤层强采动巷道顶板全锚索控制系统研究[J].采矿与安全工程学报,2018,35(2):276-

- 282.
- LAN Yiwen, YAN Hong, XING Pengfei, *et al.* Research on the full anchor cable control system for the roof of strong mining roadway in extra-thick coal seams[J]. *Journal of Mining and Safety Engineering*, 2018, 35(2): 276-282.
- [11] 于 斌, 刘长友, 刘锦荣. 大同矿区特厚煤层综放回采巷道强矿压显现机制及控制技术[J]. *岩石力学与工程学报*, 2014, 33(9): 1863-1872.
- YU Bin, LIU Changyou, LIU Jinrong. Strong mining pressure behavior mechanism and control technology of fully mechanized caving mining roadway in extra-thick coal seam of Datong mining area[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2014, 33(9): 1863-1872.
- [12] YAN Hong, ZHANG Jixiong. A Method for judging the upper limit of the extra-thick coal seam along the roof of the roadway [J]. *Journal of Central South University*, 2018, 25(2): 448-460.
- [13] 严 红, 张吉雄, 王思贵, 等. 特厚煤层巷道顶板离层关键影响因素模拟研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2014, 31(5): 681-686.
- YAN Hong, ZHANG Jixiong, WANG Sigui, *et al.* Simulation of key factors affecting the roof separation of extra-thick coal seam roadway[J]. *Journal of Mining and Safety Engineering*, 2014, 31(5): 681-686.
- [14] 严 红. 特厚煤层巷道顶板变形机理与控制技术[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2013.
- YAN Hong. Deformation mechanism and control technology of roof in extra-thick coal seam roadway [D]. Beijing: China University of Mining and Technology (Beijing), 2013.
- [15] 苏学贵, 宋选民, 李浩春, 等. 特厚松软复合顶板巷道拱-梁耦合支护结构的构建及应用研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2014, 33(9): 1828-1836.
- SU Xuegui, SONG Xuanmin, LI Haochun, *et al.* Construction and application of arch-beam coupling support structure for extra-thick soft composite roof roadway [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2014, 33(9): 1828-1836.
- [16] 单仁亮, 鲍永生, 原鸿鹄. 厚顶煤巷道顶帮整体锚固支护体系研究与应用[J]. *煤炭科学技术*, 2018, 46(4): 93-99.
- SHAN Renliang, BAO Yongsheng, YUAN Honghu. Research and application of integral anchoring support system for thick roof coal roadway[J]. *Coal Science and Technology*, 2018, 46(4): 93-99.
- [17] 唐建新, 王艳磊, 舒国钧, 等. 高应力“三软”煤层回采巷道围岩破坏机制及控制研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2018, 35(3): 449-456.
- TANG Jianxin, WANG Yanlei, SHU Guozhen, *et al.* Study on surrounding rock failure mechanism and control of high-stress “three soft” coal seam mining roadway[J]. *Journal of Mining and Safety Engineering*, 2018, 35(3): 449-456.
- [18] 马鑫民, 雷尹嘉, 林天舒, 等. 大变形煤巷锚注支护一体化技术及应用[J]. *采矿与安全工程学报*, 2017, 34(5): 940-947.
- MA Xinmin, LEI Yinjia, LIN Tianshu, *et al.* Integration technology and application of bolting and injection support for large deformation coal roadway[J]. *Journal of Mining and Safety Engineering*, 2017, 34(5): 940-947.
- [19] 郝登云, 崔千里, 何 杰, 等. 锚杆锚索支护巷顶层状顶板变形特征及离层监测研究[J]. *煤炭学报*, 2017, 42(S1): 43-50.
- HAO Dengyun, CUI Qianli, HE Jie, *et al.* Deformation characteristics and separation monitoring of layered roof in anchor bolt support roadway[J]. *Journal of China Coal Society*, 2017, 42(S1): 43-50.
- [20] 李中伟, 张 剑, 王 挺, 等. 深部松软煤层动压巷道变形机理与支护技术研究[J]. *煤炭科学技术*, 2015, 43(11): 16-21.
- LI Zhongwei, ZHANG Jian, WANG Ting, *et al.* Research on deformation mechanism and support technology of dynamic pressure roadway in deep soft coal seam[J]. *Coal Science and Technology*, 2015, 43(11): 16-21.
- [21] 张 辉, 程利兴. 松软煤层锚固孔底扩孔锚固机理及锚固性能研究[J]. *煤炭科学技术*, 2016, 44(3): 18-21.
- ZHANG Hui, CHENG Lixing. Research on anchorage mechanism and anchoring performance of anchoring hole bottom in soft coal seam[J]. *Coal Science and Technology*, 2016, 44(3): 18-21.
- [22] 程卫民, 孙路路, 王 刚, 等. 急倾斜特厚煤层开采相似材料模拟试验研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2016, 33(3): 387-392.
- CHENG Weimin, SUN Lulu, WANG Gang, *et al.* Simulation test of similar materials in steep inclined thick seam mining[J]. *Journal of Mining and Safety Engineering*, 2016, 33(3): 387-392.