



您可能感兴趣的文章、专题：

“煤矿智能化综述及关键技术”专题

“我国煤矿瓦斯防治理论技术研究进展”专题

“煤地质与煤结构”专题

“煤矿安全+智能化”专题

“深部煤层瓦斯精准抽采”专题

“中国煤科首席科学家”专题

“矿井冲击地压灾害防治技术及工程实践”专题

2020 年度《煤炭科学技术》“领跑者 5000”论文

2021《煤炭科学技术》封面文章

煤炭行业青年科学家论坛(2021 年)



移动扫码阅读

曹耀华,李云婷.深部近距离下位煤层回采巷道围岩变形控制[J].煤炭科学技术,2021,49(9):76-81. doi:10.13199/j.cnki.cst.2021.09.011

CAO Yaohua,LI Yunting.Deformation control of surrounding rocks of mining roadway in deep and close lower coal seam[J].Coal Science and Technology,2021,49(9):76-81. doi:10.13199/j.cnki.cst.2021.09.011

深部近距离下位煤层回采巷道围岩变形控制

曹耀华¹,李云婷²

(1.中国平煤神马能源化工集团有限责任公司 总调度室,河南 平顶山 467099;

2.平顶山天安煤业有限公司 安全培训中心,河南 平顶山 467099)

摘 要:平顶山矿区戊组煤、己组煤均为(极)近距离煤层群,煤层层间距为 2~15 m,戊组煤层与己组煤层间距 180 m 左右,覆岩厚度为 700~1 000 m。因为埋深大、受上位煤层遗留煤柱集中应力和多次工作面采动影响,巷道围岩应力分布复杂、应力水平高、破碎且可锚性差,易发生大变形,投入维护成本高。为了解决深部近距离下位煤层回采巷道围岩应力分布复杂、多次采动影响造成巷道支护困难的问题,系统分析了己₁₅-31010 运输巷受采动影响的围岩应力分布及巷道变形特征,上煤层回采过程中,巷道围岩垂直应力峰值比下煤层回采时高出 18.72%,巷道表面位移增速显著,两帮塑性区范围最大 3 m,顶板塑性区范围最大 1.5 m。基于降低围岩应力、提升支护强度的原则,提出了以“卸-让-抗”为核心的动态立体支护对策,设计了巷道顶板采用超高强让压锚杆+钢筋网+M 型钢带+锚索,支护帮部采用等强树脂锚杆+钢筋网+钢筋梯梁+锚索支护,围岩应力集中区或关键部位进行卸压的总体方案,将锚索之间用单股钢绞线连接形成三维整体,对巷道围岩浅部和深部、横向和纵向进行全方位立体支护,爆破卸压释放围岩初期变形压力,局部高应力区钻孔将煤体较高的能量进行释放,让压锚杆缓解支护结构承受载荷。该方案有效地将巷道围岩集中应力从距巷道表面 2.5 m 转移到距巷道表面 8.0 m 的围岩深部,对该方案进行的工业性试验结果表明:上煤层开采时,巷道两帮最大移近量 240 mm,顶底板最大移近量 156 mm,下煤层开采时,巷道两帮最大移近量 335 mm,顶底板最大移近量 230 mm,巷道支护效果良好,能有效控制巷道围岩变形,可为类似条件的回采巷道围岩控制提供参考。

关键词:深部巷道;高应力;采动影响;围岩控制;煤层群

中图分类号:TD353 **文献标志码:**A **文章编号:**0253-2336(2021)09-0076-06

Deformation control of surrounding rocks of mining roadway in deep and close lower coal seam

CAO Yaohua¹,LI Yunting²

(1.Dispatching Command Center,China Pingmei Shenma Energy and Chemical Industry Group Co.,Ltd.,Pingdingshan 467099,China;

2.Safety Technology Training Center,Pingdingshan Tianan Coal Mining Co.,Ltd.,Pingdingshan 467099,China)

Abstract: Pingdingshan mining area Wu group coal and Ji group coal are (extremely) close coal seams, the distance between the seams is 2~15 m, the distance between the group Wu coal seam and the group Ji coal seam is about 180 m, and the thickness of the overburden is 700~1 000 m. Because of the large overburden depth, the concentrated stress of the coal pillars left over from the upper coal seam and the impact of multiple working face mining, the surrounding rock of the roadway has complex stress distribution, high stress level with poor anchorage, so it is prone to have large deformations, and the investment and maintenance costs are also quite high. In order to solve the problem that the stress distribution of surrounding rock of the mining roadway in the deep and close lower coal seam is complicated and the roadway support is difficult due to the influence of multiple mining, the stress distribution of the surrounding rock and the roadway deformation characteristics of the Ji₁₅-31010 transportation roadway affected by mining were systematically analyzed. During the upper coal seam mining process, the peak vertical stress of the surrounding rock of the roadway was 18.72% higher than that of the lower coal

收稿日期:2021-01-20;责任编辑:郭 鑫

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51304155)

作者简介:曹耀华(1982—),男,河南方城人,高级工程师,硕士。E-mail:hua820903@163.com

seam, and the roadway surface displacement increased significantly. The maximum range of the two sides of the plastic zone is 3 m, and the maximum range of the roof plastic zone is 1.5 m. Based on the principle of reducing the stress of the surrounding rock and increasing the strength of the support, a dynamic three-dimensional support strategy with "unloading-yielding-resisting" as the core was proposed, and the roof of the roadway was designed to use ultra-high-strength yieldable bolt + steel mesh + M-shaped steel belt + the anchor cable and the ribs adopted the combined support of the same strong resin anchor bolt + steel mesh + steel ladder beam + anchor cable with the overall plan of stress relief in the surrounding rock stress concentration area or key parts. The single strand steel was used between the anchor cables and the strands were connected to form a three-dimensional integrity, which supported the shallow and deep, horizontal and vertical parts of the surrounding rock of the roadway in all directions. The pressure relief of blasting released the initial deformation pressure of the surrounding rock to allow the compression anchor to relieve the load on the supporting structure. This scheme effectively transferred the concentrated stress of the surrounding rock of the roadway from 2.5 m away from the surface of the roadway to the depth of the surrounding rock at 8.0 m away from the surface of the roadway. The industrial test results of this scheme show that the two sides of the roadway move closer to each other when the upper seam is mined. The maximum distance between the roof and floor is 230 mm, and the maximum displacement of the roof and floor is 156 mm. When mining the lower coal seam, the maximum displacement of the two sides of the roadway is 335 mm, and the maximum displacement of the roof and floor is 230 mm. The support effect of the roadway is good, and the deformation of the surrounding rock of the roadway can be effectively controlled, which can provide reference for the surrounding rock control of mining roadway under similar conditions.

Key words: deep roadway; high stress; influence of mining; surrounding rock control; coal seam group

0 引言

近年来,煤炭开采逐渐向深部发展,应力增高趋势明显,动压影响下巷道变形更加严重,维护难度增加。深部高应力动压巷道的围岩控制是保证煤矿安全生产的主要任务之一,也是煤炭深部开采工程的重点与难点。近距离高瓦斯煤层开采时,常采用在邻近层中掘预抽巷的方法解决瓦斯超限的问题。预抽巷需承受多次采动影响,尤其是在高应力环境下,此类巷道的围岩变形剧烈,维护困难^[1]。国内外对于深部近距离煤层开采下部动压巷道支护的研究为本论文研究提供了有益借鉴,如:部分学者运用弹塑性力学对近距离煤层群开采时巷道围岩应力分布及破坏特征进行研究,总结分析覆岩活动规律,提出合理巷道支护理念;有学者分析近距离煤层开采时复杂的空区形态分布,提出锚杆+锚索+注浆的联合支护技术;文献[2-3]提出近距离煤层开采过程中动压巷道关键部位耦合支护等理论;围岩强度强化理论是锚杆对巷道围岩在开掘之后的松散范围进行锚固从而改善岩石峰后力学参数^[4-6]。上述不同的支护理论与方法在现场实践中均取得了很好效果,但对于近距离煤层群动压巷道围岩立体支护研究较少,相关实践成果有待于进一步丰富^[7-10]。

以平顶山矿区某矿己₁₅-31010运输巷为研究对象,针对高应力多次采动影响下巷道围岩控制的难题,通过模拟分析巷道围岩在动压影响下的应力分布及围岩变形特征,掌握巷道围岩塑性区变形规律,提出相应的围岩控制对策,设计支

护方案并进行现场工业性试验,并对支护方案实际效果进行检测,以期类似条件工程提供借鉴参考。

1 工程概况

某矿三水平开采己组煤,上下煤层分别为己₁₄、己₁₅煤层,属近距离煤层群开采,采用在己₁₄煤层中掘预抽巷的方法解决己₁₅煤层工作面瓦斯超限的问题。己₁₅-31010工作面地表最高标高为+430 m,工作面标高为-705~-775 m,埋深1 015~1 130 m,己₁₄、己₁₅煤层埋深较大。己₁₄煤层在己₁₅煤层上方12~14 m处,己₁₅-31010工作面为内错布置,水平错距47 m。己₁₅-31010运输巷在己₁₄煤层回采工作面下方,为梯形巷道,宽4.4 m,低帮高2.4 m,高帮高3.6 m。巷道布置如图1所示。

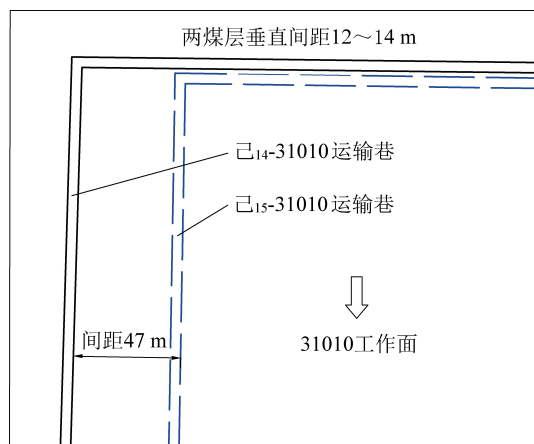


图1 巷道布置

Fig.1 Indication of roadway layout

2 巷道围岩变形机理

根据该矿三水平地应力观测结果,最大、最小主应力倾角接近水平,中间主应力接近垂直,应力场为水平构造应力场。为深入分析已₁₅煤层开采过程中已₁₅-31010运输巷的围岩应力变化特征,建立包含已₁₄和已₁₅煤层及回采巷道的三维计算模型,对巷道围岩应力分布及表面位移进行系统分析。模型尺寸400 m×400 m×200 m,测点布置在已₁₅-31010运输巷中点位置,测点布置在该巷道两帮及顶底板中。

2.1 巷道围岩垂直应力变化及变形分析

对已₁₄煤层回采过程中巷道围岩应力分布及表面位移进行分析。监测点围岩垂直应力变化如图2所示,横坐标负值部分表示工作面未推进至测点位置。

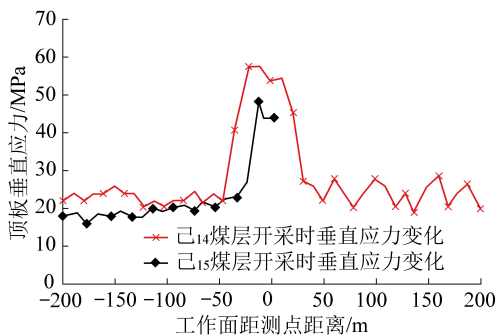


图2 已₁₅-31010运输巷垂直应力变化

Fig.2 Vertical stress change of Ji₁₅-31010 machine roadway

由图2可知,已₁₅-31010运输巷在上煤层开采过程中,距采面60 m范围内受到支承压力的影响,产生应力升高区,其中40 m范围内为支承压力显著影响区;采面推过后已₁₅-31010运输巷处于卸压区,围岩应力急剧下降。当采面推过40 m后,动压影响不显著。已₁₄煤层完成后,上部采空区垮落岩体处于逐渐压实过程,所以在未受二次采动影响前,围岩垂直应力呈现上升趋势。已₁₅-31010运输巷距已₁₅-31010工作面30 m时,受到超前支承压力影响。与首次采动影响时相比,二次采动支承压力峰值降低18.72%。已₁₅-31010运输巷收敛变形如图3所示。

由图3可知,已₁₅-31010运输巷在距上煤层采面40 m时开始发生收敛变形,巷道顶底及两帮收敛变形持续增大,当采面推过40 m时,收敛变形基本稳定。已₁₄采面开采之后,已₁₅-31010运输巷位于上煤层采空区下,下煤层工作面回采时,已₁₅-31010运输巷受到二次采动影响。已₁₅-31010运输巷在已₁₄采面开采之后未受二次采动之前,巷道表面发生位移,但变化量不大,距离已₁₅-31010工作面

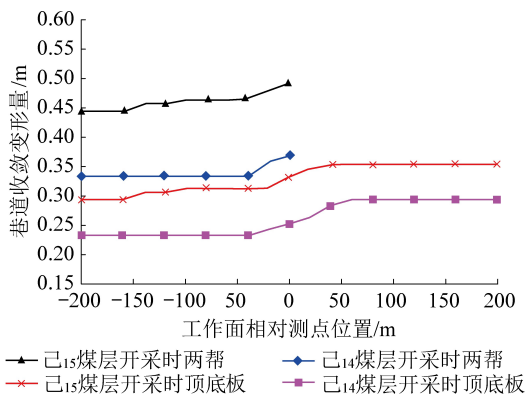


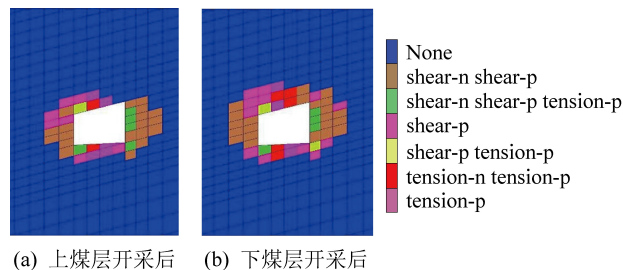
图3 已₁₅-31010运输巷收敛变形

Fig.3 Convergence deformation of Ji₁₅-31010 machine roadway

30 m时,巷道表面位移变化速率增加。

2.2 已₁₅-31010运输巷围岩塑性区变化

已₁₅-31010运输巷围岩经历了巷道开挖、上层保护层开采以及已₁₅-31010工作面开采的应力重新分布,围岩塑性区变化如图4所示。



(a) 上煤层开采后 (b) 下煤层开采后

图4 已₁₅-31010运输巷围岩塑性区变化

Fig.4 Plastic zone change of surrounding rock of Ji₁₅-31010 wad entry

已₁₅-31010运输巷顶板为岩层,两帮为煤层,顶板出现以水平应力为主的剪应力,巷道顶板中水平应力不能传到靠近邻空岩面的直接顶板附近,难以形成挤压作用,下部岩石受重力影响形成弯曲^[7-8]。当顶底板岩层应力超过岩石抗拉强度时,顶底板发生破坏。由图4可知,上煤层开采后,巷道围岩塑性区发生显著变化,两帮塑性区范围最大为3 m,顶板塑性区最大为1.5 m。下煤层工作面开采后,巷道围岩受二次采动应力影响,塑性区进一步增大,两帮塑性区范围增加不明显,顶板塑性区范围增大至2.5 m。

两帮的塑性区范围明显大于顶底板,两帮煤体强度相对较小,容易片帮,煤体对顶板的支护作用逐渐降低,导致顶板支护难度加大。

3 围岩控制对策与支护方案

3.1 围岩控制对策

针对该矿已₁₅-31010运输巷受重复采动影响

剧烈的特点,结合数值分析,提出以“卸-让-抗”为核心的动态立体支护对策。

1)局部围岩卸压,转移集中应力。在应力集中区或关键部位适时进行钻孔卸压,释放围岩变形能,减小初次支护形成结构所受的围岩压力,将围岩局部集中应力转移到围岩深部,达到卸压效果^[11-14]。掘进期间采用钻孔等方式对掘进工作面前方及两帮进行大范围卸压,降低围岩高应力保护围岩强度,降低支护难度和突出倾向性,保证高应力巷道在采动影响下的围岩稳定。对已₁₅-31010运输巷支护过程中卸压方案进行模拟分析,卸压前后帮部围岩应力分布如图5所示。

由图5可知,在卸压前,围岩集中荷载位于距巷道表面2.5 m处,卸压后,帮部集中荷载转移至8.0 m处,将此集中荷载转移至围岩深部,使支护范围内水平应力降低,减小支护结构破坏。

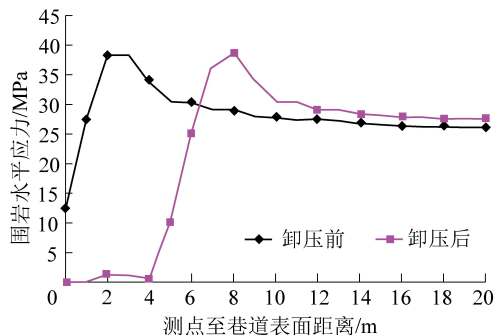


图5 卸压前后帮部围岩水平应力分布

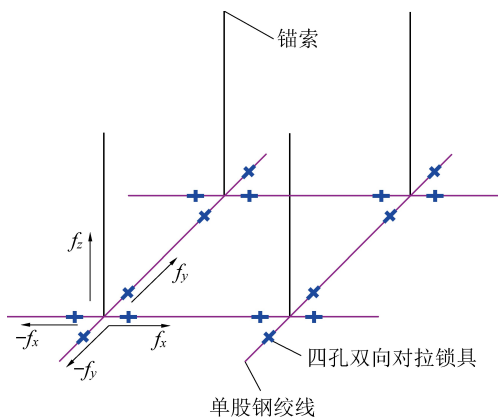
Fig.5 Horizontal stress distribution of surrounding rock before and after pressure relief

2)采用让压支护结构,缓解初期过大载荷。采用高强让压锚杆和大直径高延伸率三维锚索沿巷道横向和纵向对围岩深部与浅部进行耦合支护。让压锚杆能释放围岩初期变形压力,缓解支护结构承受的过大荷载。

3)“锚梁网+三维锚索”联合支护,提升围岩承载能力,控制围岩变形。“锚梁网”支护适用于围岩变形量较大的动压巷道,在压力显现明显和围岩比较破碎的复杂条件下,有利于改善围岩锚固层的应力状态^[15-16],提高锚杆支护的承载能力,防止顶板破坏,提升次生组合拱的承载能力,有效控制围岩持续变形。

“三维锚索”支护可在煤岩表面形成径向、切向、轴向三个方向的预应力^[17-18],是能在巷道顶板的水平及垂直方向同时提供挤压应力的主动支护方式,增强煤岩的整体抗压强度,缩短围岩达到平衡状态的时间,提高巷道煤岩的整体稳定性和承

载能力^[19]。“三维锚索”支护立体示意如图6所示。



f_x —切向预应力; f_y —径向预应力; f_z —轴向预应力

图6 “三维锚索”立体示意

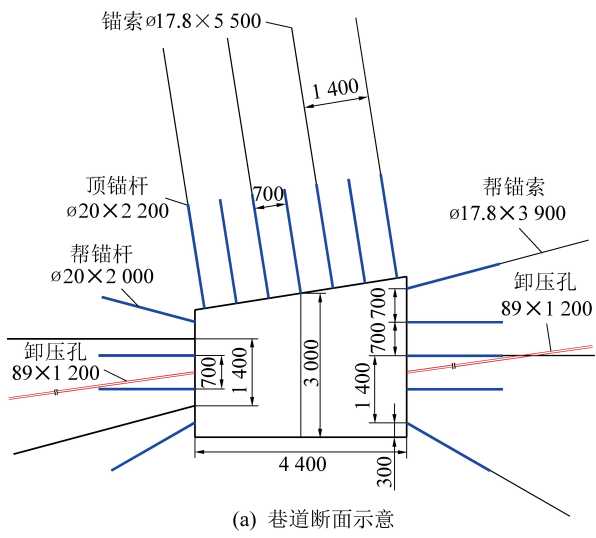
Fig.6 “Three-dimensional anchor cable” signature

顶板三维锚索采用高强度预应力钢绞线,每根锚索在锚孔外形成十字状单股钢绞线,与相邻的锚杆与锚索采用四孔双向对拉锁具锁紧。

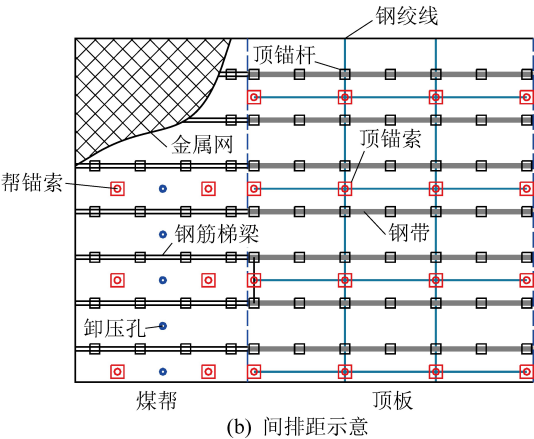
总之,高应力动压巷道围岩控制一方面要采用降压措施释放部分高应力,以降低支护难度,另一方面采用高强让压锚杆和三维锚索桁架对巷道围岩浅部和深部、横向和纵向进行全方位立体支护,使锚固范围内的围岩处于均一的三向应力状态,有效维护围岩强度,确保巷道围岩稳定。

3.2 巷道围岩支护方案

依据巷道围岩控制对策,提出已₁₅-31010运输巷顶板采用超高强让压锚杆+钢筋网+M型钢带+锚索、帮部采用等强树脂锚杆+钢筋网+钢筋梯梁+锚索的联合支护,并在应力集中区或关键部位进行钻孔卸压的支护方案。超高强让压锚杆参数为 $\phi 20$ mm \times 2 400 mm,采用 $\phi 20$ mm \times 50 mm让压管,锚杆排距700 mm;钢筋网180 mm \times 4 000 mm,直径为4 mm。顶板三维锚索规格 $\phi 17.8$ mm \times 5 500 mm,两帮锚索规格为 $\phi 17.8$ mm \times 3 900 mm,锚索排距1 400 mm。支护方案如图7所示。利用已₁₅运输巷高位瓦斯抽排巷向运输巷施工穿层钻孔,进行控制爆破,对煤体进行超前松动卸压,从而使原始煤体的能量提前释放,同时,在已经施工的巷道两帮施工卸压孔,间距0.7 m,卸压孔规格 $\phi 89$ mm \times 12 m。



(a) 巷道断面示意



(b) 间排距示意

图 7 支护方案示意

Fig.7 Schematic support scheme

4 工程实践

己₁₅-31010 运输巷按照设计方案实施后,巷道收敛变形如图 8 所示。

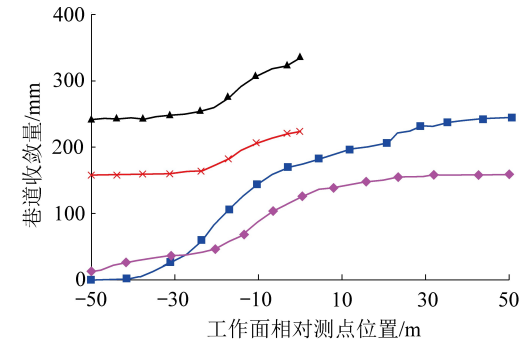


图 8 己₁₅-31010 运输巷实际收敛变形

Fig.8 Actual convergence deformation of Ji₁₅-31010 machine roadway

由图 8 可知,根据工业性试验观测结果,上煤层开采过程中,己₁₅-31010 运输巷两帮收敛最大为 240 mm,顶底收敛最大为 156 mm。下煤层回采过

程中,两帮收敛最大值为 335 mm,顶底收敛最大值 230 mm。巷道顶板采用超高强让压锚杆+钢筋网+M 型钢带+锚索、帮部采用等强树脂锚杆+钢筋网+



图 9 巷道支护效果

Fig.9 Support effect of roadway

钢筋梯梁+锚索的联合支护,并在应力集中区或关键部位进行钻孔卸压的支护技术,有效地维护了巷道的稳定性,取得了预期的效果,巷道支护效果如图 9 所示。

5 结 论

1) 数值模拟分析结果表明,己₁₅-31010 运输巷围岩表面位移及应力分布受采动影响显著。己₁₄煤层开采过程中,工作面距测点 30 m 时,巷道围岩垂直应力达到峰值;工作面推过后,两帮塑性区范围最大为 3 m,顶板塑性区最大为 1.5 m。己₁₅煤层开采时,工作面距测点 30 m 开始,巷道围岩受采动影响剧烈,工作面推过后,两帮塑性区范围增加不明显。卸压方案有效地将巷道围岩集中应力从距巷道表面 2.5 m 转移到 8.0 m 的围岩深部。

2) 提出以“卸-让-抗”为核心的巷道动态立体支护对策,设计巷道顶板采用超高强让压锚杆+钢筋网+M 型钢带+锚索、帮部采用等强树脂锚杆+钢筋网+钢筋梯梁+锚索的联合支护方案,并在局部高应力区域进行卸压,对设计方案进行工业性试验。

3) 现场试验结果表明,采用“卸-让-抗”试验方案后,己₁₅-31010 运输巷两帮最大变形量为 335 mm,顶底顶底最大变形量 230 mm,有效解决了巷道围岩变形严重的问题。

参考文献 (References):

[1] 袁 越,王卫军,袁 超,等.深部矿井动压回采巷道围岩大变形破坏机理[J].煤炭学报,2016,41(12):2940-2950.
YUAN Yue,WANG Weijun,YUAN Chao, et al. Large deformation failure mechanism of surrounding rock for gateroad under dynamic pressure in deep coal mine [J]. Journal of China Coal Society, 2016,41(12):2940-2950.

- [2] ABDUL-WAHED M K, HEIB M Al, SENFAUTE G. Mining-induced seismicity: seismic measurement using multiplet approach and numerical modeling[J]. *International Journal of Coal Geology*, 2005, 66(1): 137-147.
- [3] 张 炜, 张东升, 陈建本, 等. 极近距离煤层回采巷道合理位置确定[J]. *中国矿业大学学报*, 2012, 41(2): 182-188.
ZHANG Wei, ZHANG Dongsheng, CHEN Jianben, *et al.* Determining the optimum gateway location for extremely close coal seams [J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2012, 41(2): 182-188.
- [4] 祁和刚. 深部高应力巷道综合卸压技术研究与实践[J]. *采矿与安全工程学报*, 2016, 33(6): 1023-1029.
QI Hegang. Research and practice on integrated pressure releasing technology in deep coal mine rock roadway under high stress [J]. *Journal of Mining and Safety Engineering*, 2016, 33(6): 1023-1029.
- [5] BECK D A, BRADY B H G. Evaluation and application of controlling parameters for seismic events in hard-rock mines[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2002, 39(5): 633-642.
- [6] 崔 魏, 陈 威, 崔 峰. 深部高应力巷道底鼓大变形控制技术[J]. *煤炭工程*, 2013, 45(11): 37-39.
- [7] 肖忠党, 程士宜. 深部煤层底板软岩巷道支护方案研究及应用[J]. *煤炭科学技术*, 2017, 45(S1): 43-45.
XIAO Zhongdang, CHENG Shiyi. Reserch and application of soft rock floor roadway in deep coal seam support scheme[J]. *Coal Science and Technology*, 2017, 45(11): 37-39.
- [8] 王卫军, 袁 超, 余伟健, 等. 深部大变形巷道围岩稳定性控制方法研究[J]. *煤炭学报*, 2016, 41(12): 2921-2931.
WANG Weijun, YUAN Chao, YU Weijian, *et al.* Stability control method of surrounding rock in deep roadway with large deformation [J]. *Journal of China Coal Society*, 2016, 41(12): 2921-2931.
- [9] 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.* Study on deformation mechanism and support technology of dynamic pressurizer gateway in deep soft seam[J]. *Coal Science and Technology*, 2015, 43(11): 16-21.
- [10] 汪占领. 深部动压软岩巷道底鼓控制技术研究[J]. *煤炭工程*, 2017, 49(7): 55-57.
Wang Zhanling. Research on floor heave control technology for deep roadway with dynamic pressure soft rock[J]. *Coal Engineering*, 2017, 49(7): 55-57.
- [11] IVANOVICA, NEILSON R D, RODGER A A. Influence of pre-stress on the dynamic response of ground anchorages[J]. *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*, 2002, 128(3): 237-249.
- [12] 陈新年, 王景春. 矩形巷道围岩应力分布规律模拟试验研究[J]. *煤炭技术*, 2017, 36(9): 12-15.
- [13] 王 涛. 深部矩形巷道围岩瞬间卸荷动态响应数值模拟[D]. 邯郸: 河北工程大学, 2017.
- [14] BEARD M D, LOWE M J S. Non-destructive testing of rock bolts using guided ultrasonic waves[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2003, 40(4): 527-536.
- [15] 张随喜, 张东升, 王旭峰, 等. 曹村矿近距离煤层群下位煤层巷道布置分析[J]. *煤炭工程*, 2012(1): 46-48.
- [16] 张志康, 王连国, 单仁亮, 等. 深部动压巷道高阻让压支护技术研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2012, 29(1): 33-37.
ZHANG Zhikang, WANG Lianguo, SHAN Renliang *et al.* Support Technology of high resistant and yielding property for deep roadway under dynamic pressure[J]. *Journal of Mining and Safety Engineering*, 2012, 29(1): 33-37.
- [17] 毕业武, 蒲文龙. 深部高应力巷道大变形机理与控制对策[J]. *辽宁工程技术大学学报(自然科学版)*, 2014, 33(10): 1321-1325.
Bi Yewu, PU Wenlong. Large deformation mechanism and control countermeasure research of deep high stress roadway[J]. *Journal of Liaoning Technical University (Natural Science)*, 2014, 33(10): 1321-1325.
- [18] SEMBLAT J F, LOKMANE N, DRIAD-LEBEAU L. Local amplification of deep mining induced vibrations part.2: simulation of ground motion in a coal basin[J]. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 2010, 30(10): 947-957.
- [19] 刘 迅, 王卫军, 吴 海, 等. 矩形巷道围岩塑性区扩展规律分析[J]. *矿业工程研究*, 2017, 32(1): 14-18.