

文章编号: 1673-3363-(2015)04-0552-07

孤岛工作面动压回采巷道平移变形力学机制 及控制技术研究

陈晓祥, 王雷超, 付东辉

(河南理工大学能源科学与工程学院, 煤炭安全生产河南省协同创新中心, 河南 焦作 454000)

摘要 基于五阳煤矿 7603 孤岛工作面工程地质概况, 进行现场调研并分析了运输巷掘进过程中出现两帮“平移”大变形的机理, 得出巷道围岩变形机制是构造应力型(II_A)和重力型机制(II_B)+弱层走向型机制(III_{BA})+层理走向型机制(III_{CA})+随机节理型机制(III_E)的复合变形力学机制; 运用变形力学机制转化原理, 提出“携顶底, 控两帮”的支护思路, 进而提出了新的支护方案。运用 FLAC^{3D} 数值模拟对比分析了新方案与原方案的支护效果, 新方案塑性区发育较原方案少 106.5 m² 单位面积; 新方案顶底板移近量较原方案减少了 65.4%, 两帮移近量减少了 78.9%, 新方案可以有效控制围岩两帮平移大变形。工业性试验表明, 运输巷道的顶底板最大移近量约 250 mm, 两帮最大移近量仅有 350 mm, 分别比原支护方案减小 45.9%和 79.2%; 两帮锚杆受力在 110~160 kN 之间, 锚索受力值约为 300 kN, 均在 15 d 前后趋于稳定, 巷道围岩得到了有效控制, 能够满足通风和安全生产需要。

关键词 孤岛; 力学机制; 移近量; 平移

中图分类号 TD 353

文献标志码 A

DOI 10.13545/j.cnki.jmse.2015.04.005

A study on inward movement deformation mechanism and control technology of dynamic pressure gateway of island mining face

CHEN Xiaoxiang, WANG Leichao, FU Donghui

(School of Energy Science and Engineering, Collaborative Innovation Center of Coal Work Safety of Henan Province, Henan Polytechnic University, Jiaozuo, Henan 454000, China)

Abstract Based on engineering geological survey of Wuyang Coal Mine 7603 island mining face, researchers have done field investigation and analyzed the mechanism of large deformation in the process of “Inward movement” of two sides in the transportation tunneling, and have concluded that the roadway deformation mechanism is a compound deformation mechanism of Tectonic stress type and gravity deformation mechanism (II_{AB})+Structural deformation mechanism of weak layer effects (III_{BA})+Bedding to the impact of structural deformation mechanisms (III_{CA}) + Random jointed structural deformation mechanism (III_E). Using deformation mechanism transforming principle, this paper has proposed the supporting idea of “Relying on the top and bottom, controlling two sides”, and put forward a new support scheme. Using Numerical simulation FLAC^{3D} this paper has also made a comparative analysis of the supporting effect of the new program with the original program, and has drawn the con-

收稿日期: 2014-02-23

基金项目: 国家自然科学基金项目(51304068, 51174078); 中国煤炭工业协会指导性研究计划项目(MTKJ2010-379)

作者简介: 陈晓祥(1979—), 男, 江苏省涟水县人, 博士, 副教授, 从事巷道围岩控制与岩土特殊施工方面的研究。

E-mail: chenxxiang@163.com

Tel: 18603917949

clusion that the plastic zone development area of new program is 106.5 m² per unit less than that of original program. The roof-to-floor convergence of new plan is 65.4% less than the original plan, and the convergence of two sides has reduced by 78.9%. According to these findings, the study has shown that the new scheme can effectively control large deformation of the surrounding rock. The industrial test has shown that the largest roof-to-floor convergence of transportation roadway is about 250 mm, and the maximum amount of two sides convergence is only 350 mm, respectively, 45.9% and 79.2% less compared with the original support scheme; the force of two anchors between 110-160 kN, and the force of anchor wire about 300 kN, have all stabilized at around 15 d, and the roadway surrounding rock has been effectively controlled, so that it could ensure ventilation and safety to meet production needs.

Key words islands face; mechanical mechanism; the convergence; inward movement

由于工作面开采接替需要, 早在 20 世纪 70—80 年代, 我国各大矿区就陆续有了孤岛工作面的开采先例, 因为孤岛工作面周围均是采空区^[1-2], 就会在孤岛工作面煤层内形成应力集中区, 工作面垂直应力明显增大, 巷道支护难度显著增加, 如果此时顺序接替的上一个工作面还未开采完毕, 而下一个工作面回采巷道正在掘进, 就形成了孤岛动压巷道。郑柏生等^[3]根据付村煤矿 209 孤岛工作面具体工程实际, 提出了空间斜拉锚索控制巷道变形。臧龙等^[4]针对许疃煤矿孤岛面巷道变形破坏特征, 采用棚索协同支护+全断面注浆加固+底板高强锚网索支护的全断面联合支护技术有效控制了巷道变形。赵鹏等^[5]等通过数值计算指出煤壁受到了垂直应力以实体煤为支点的力矩作用, 提出巷道两帮的变形主要是剪切变形。华心祝等^[6]指出锚网索和注浆加固联合支护可有效地控制孤岛工作面沿空巷道围岩的变形。

回采巷道变形是孤岛工作面正常回采的主要问题之一, 尤其是在围岩较软弱、地质构造应力显著、邻近工作面存在动压问题时更为突出。对于巷道两帮大变形控制, 要在充分认识两帮变形机理的基础上, 提出具有针对性的控制措施, 才能达到控制两帮变形和保障良好经济效益并行的目的。

1 工程地质概况

五阳煤矿开采对象主要为山西组中下部 3[#]煤层。7603 工作面位于 76 采区, 7603 工作面上下相邻 7601 和 7605 工作面, 7601 工作面已经回采完毕, 7605 工作面即将回采结束, 而 7603 工作面运输巷正在掘进, 7603 工作面运输巷掘进头与 7605 回采面相距约 100 m, 工作面相对位置关系如图 1。7603 运输巷巷道断面为倒梯形, 巷宽 5.5 m, 下帮高 3.5 m, 上帮高约 4.2 m; 原支护形式为锚网喷+锚索支

护, 巷道顶板为 7 根锚杆, 间距 850 mm, 顶部锚杆规格 $\Phi 22$ mm \times L2400 mm, 锚杆垂直于顶板布置; 上帮 5 根锚杆, 间距 950 mm, 下帮 4 根锚杆, 间距为 1 000 mm, 帮部锚杆规格 $\Phi 22$ mm \times L2400 mm, 锚杆排距为 900 mm, 两帮锚杆均水平布置; 在原支护基础上巷道两帮发生严重的向巷内“平移”现象, 影响生产和安全。

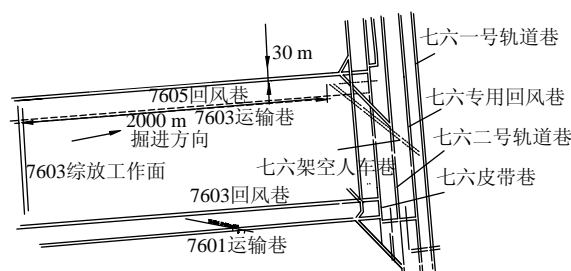


图1 7603 孤岛工作面位置关系图

Fig.1 Island coal face location relationship

工作面埋深 429~514 m, 最大水平主应力 15.16 MPa, 最小主应力 8.30 MPa, 垂直主应力 11.25 MPa; 煤层赋存稳定, 平均厚 6.2 m, 抗压强度 16.25 MPa; 伪顶为碳质泥岩, 厚 0.24 m, 抗压强度 22.25 MPa; 直接顶为泥岩, 厚 1.64 m, 抗压强度 15.6 MPa; 基本顶为泥砂岩互层, 厚 9.20 m, 抗压强度 54.2 MPa; 直接底为砂岩及泥岩, 厚 1.52 m, 抗压强度 16.25 MPa; 老底为砂岩及泥岩, 厚 11.00 m, 抗压强度 36.3 MPa。

2 巷道变形机制

2.1 巷道变形破坏特征

7603 运输巷在原支护形式下, 围岩两帮产生“平移”大变形破坏现象, 由现场实测数据分析后可知该巷道大变形有以下主要特征:

1) 两帮破坏范围大, 运输巷的左边是保护煤柱, 右边是实体煤, 左帮的变化量稍大于右帮的变

化量, 约为 0.9 m, 两帮的移近量最大可达 2 m 以上。

2) 顶板和底板变形较小, 底鼓量稍大于顶板下沉量仅为 0.3 m, 顶底板的移近量仅 0.5 m。

3) 两帮上角处出现明显挤压破坏现象, 帮部煤体在鼓出“平移”的同时, 帮部金属网的“网兜”现象严重并伴有脱皮掉渣的片帮现象。

4) 两帮锚杆受力变明显, 出现锚杆端部和托盘直接被拉入帮部煤体现象, 并且托盘出现不同程度的扭曲变形; 局部出现锚杆端部和托盘随帮部煤体鼓出现象, 表明锚杆锚固已经失效。

2.2 巷道变形机理分析

1) 垂直应力作用

最大水平应力理论^[7-8]认为: 深层矿井的水平应力常常大于垂直应力, 垂直应力的矿压显现主要体现在两帮的破坏, 而水平应力主要向顶板和底板转移, 体现为顶板下沉和底鼓。7603 工作面一侧的 7601 工作面已经回采完毕, 另一侧的 7605 工作面也即将回采结束, 2 个工作面均在 7603 工作面上方的岩层中形成了较高的应力集中现象, 使 7603 回采巷道区域的垂直应力迅速增加, 应力集中系数达到了 1.5 左右, 造成巷道两帮变形量增大, 出现两帮“平移”的大变形现象。

2) 采动动压扰动作用

由于 7603 运输巷一侧为 7605 回采工作面, 且 7605 回采工作面仍在回采中, 采空区上覆岩层运移仍未停止, 且 2 个工作面之间区段煤柱留设较小, 7603 运输巷必定受到邻近工作面的动压影响^[9-12], 巷道围岩稳定性降低, 巷道围岩变形明显增大。

3) 大断面效应

大断面巷道^[13-15]与常规巷道相比支护难度明显增大, 巷道变形破坏主要表现为严重片帮、底鼓量明显加大和冒顶严重, 围岩控制参数要求明显提高。不同的埋深、不同矿区地质条件, 大断面的界定标准也不尽相同, 基本上断面面积达 16.5 m² 以上即为大断面。五阳煤矿 7603 工作面运输巷断面面积为 21.175 m², 远大于 16.5 m², 故五阳煤矿 7603 运输巷为大断面巷道, 大断面效应明显。

4) “两硬一软”岩层作用

根据地质报告中提供的巷道围岩力学参数可知, 基本顶泥砂岩互层和老底砂岩及泥岩的抗压强度均明显大于煤层的抗压强度, 是明显的“两硬一软”岩层, “两硬一软”岩层作用明显。“两硬一

软”巷道, 由于煤层为软岩, 在巷道掘进过程中, 顶板下沉和底鼓均不明显, 巷道变形主要体现在两帮的大变形, 在应力作用下煤层受到顶底板的挤压, 两帮出现鼓出大变形、两帮上顶角和下底角明显破坏、片帮和网兜现象严重、锚杆端部与托盘直接被拉入煤体形成凹陷等破坏特征^[16-17]。

3 巷道稳定性控制对策

3.1 变形力学机制转化

巷道围岩变形、破坏和失稳的原因是多方面的, 根本原因是其具有复杂的变形力学机制^[18]。基于 7603 工作面运输巷两帮围岩特点和采区环境, 首先, 邻近 7605 工作面即将回采结束, 采动影响使其上覆岩层大结构回转破断运移, 巷道围岩的小结构构造及重力环境发生转变, 因此造成巷道局部围岩体小结构变形的力学机制是构造应力机制(Π_A)和重力机制(Π_B); 其次, 巷道围岩是明显的“两硬一软”岩层, 两帮是软煤岩, 顶板为泥砂岩互层, 其层理性明显, 受层理走向影响大, 同时由于岩性泊松比的不同, 在应力作用下, 软煤层的破碎区和塑性区与顶底板硬岩层之间形成破碎弱面层结构, 并产生滑移, 因而造成巷道两帮平移大变形的力学机制包括弱层走向型变形机制(III_{BA})和层理走向变形机制(III_{CA}); 再者, 巷道属于大断面巷道, 断面面积达到了 21.175 m², 巷道围岩塑性区明显增大, 裂隙随机节理发育明显, 使得塑性区发育进一步扩散, 围岩体随机节理化加剧, 巷道大变形还存在随机节理型变形机制(III_E)。因此, 巷道大变形主要是由于垂直应力增加(CZ)、采动动压扰动(DY)、“两硬一软”岩层(YR)和大断面效应(DX)交错综合作用导致了巷道受到了构造应力机制(Π_A)和重力机制(Π_B)+弱层走向型变形机制(III_{BA})+层理走向变形机制(III_{CA})+随机节理结构变形机制(III_E)的复合变形力学机制^[18]的作用。因此, 对每一种变形力学机制进行力学转化, 将复合型变形力学机制转化成单一的变形力学机制后即可控制巷道变形。

对于 III_{BA} 型和 III_{CA} 型变形机制, 采用增加高预应力帮锚索, 强化帮部煤岩体黏聚力, 减弱围岩体塑性区滑移面滑移效应, 同时变动相应锚杆锚索的角度, 使锚索锚入顶底板, 增强帮部塑性区与顶底板间弱面抗剪能力^[18], 削弱巷道的软岩与顶底硬岩的层理性; 对于 Π_A , Π_B 型和 III_E 型变形力学机制, 采用锚网索联合支护^[19-20], 提高围岩的整体性, 使得受力均布化, 削弱围岩体局部应力集中程度。

通过以上2种转化过程, 将不稳定的复合型变形力学机制转化为稳定的单一重力型力学机制。其力学机制转化过程如图2所示。

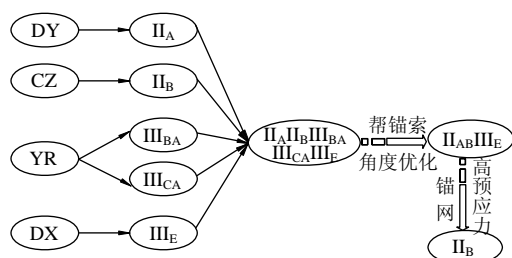


图2 复合型变形力学机制转化过程

Fig.2 Complex deformation mechanism transformation process

3.2 巷道控制支护方案

利用锚杆锚索有沿锚杆轴向约束岩层膨胀和在垂直锚杆轴向方向约束岩层剪切错动的性能, 提出“携顶底, 控两帮”的支护思想, 即采用增加帮锚索的高预应力锚网索支护形式。具体支护材料及设计参数如下:

1) 巷道顶板。顶板锚杆采用7根 $\Phi 22$ mm \times L2400 mm左旋无纵筋螺纹钢高强锚杆, 间排距850 mm \times 800 mm, 平行布置, 预紧力扭矩不小于400 N \cdot m; 顶板锚索采用3根 $\Phi 22$ mm \times L7500 mm的1 \times 19股高强度低松弛钢绞线锚索, 间排距1600 mm \times 1800 mm, 垂直于顶板布置, 预紧力不小于300 kN。

2) 巷道上帮。采用5根 $\Phi 22$ mm \times L2400 mm左旋无纵筋螺纹钢高强锚杆, 间排距950 mm \times 800 mm, 平行布置, 最上面一根锚杆仰角10°, 中间锚杆垂直于巷帮, 最下面一根锚杆水平向下10°, 预紧力扭矩不小于400 N \cdot m。上帮锚索采用2根 $\Phi 22$ mm \times L5300 mm的1 \times 19股高强度低松弛钢绞线锚索, 间排距1800 mm \times 1800 mm。上部锚索距顶板1000 mm, 向上倾斜10°布置, 锚索约有1900 mm锚固在巷道顶板岩层内; 下部锚索距底板700 mm, 向下倾斜10°布置, 锚索约有1269 mm锚固在巷道底板煤层内, 预紧力不小于250 kN。

3) 巷道下帮。采用4根 $\Phi 22$ mm \times L2400 mm左旋无纵筋螺纹钢高强锚杆, 间排距950 mm \times 800 mm, 平行布置, 最上面一根锚杆仰角10°, 中间锚杆垂直于巷帮, 最下面一根锚杆水平向下10°, 预紧力扭矩不小于400 N \cdot m。下帮锚索采用2根 $\Phi 22$ mm \times L5300 mm的1 \times 19股高强度低松弛钢绞线锚索, 间排距1800 mm \times 1800 mm。上部锚索距顶板

1000 mm, 向上倾斜10°布置, 锚索约有1900 mm锚固在巷道顶板岩层内; 下部锚索距底板700 mm, 向下倾斜10°布置, 锚索约有1269 mm锚固在巷道底板煤层内, 预紧力不小于250 kN。支护设计如图3所示。

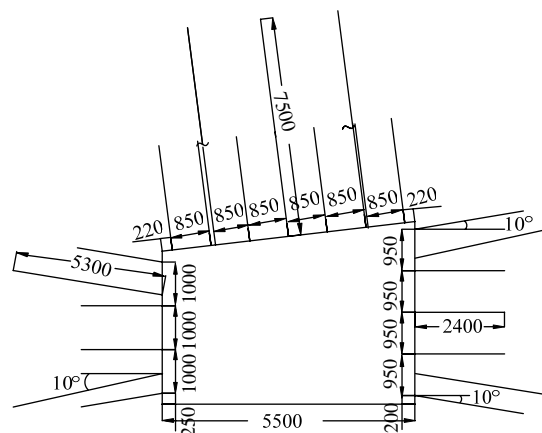


图3 新支护断面设计图 (mm)

Fig.3 New support section design diagram

4 数值模拟对比分析

4.1 模型建立

根据五阳煤矿7603孤岛工作面运输巷工程地质概况, 煤厚度约6.2 m, 运输巷沿煤层顶板掘进, 巷道形状为倒梯形, 巷道宽度5.5 m, 左侧高度3.5 m、右侧高度4.2 m。巷道基本沿煤层走向布置, 煤、岩层坡度较平缓, 倾角约7°。

模拟埋深约460 m, 模型长 \times 宽 \times 高=312 m \times 120 m \times 92 m, 模型4个侧面为水平移动边界, 底部为固定边界, 模型共划分了308 100个单元和324 694个节点。其中两边采空区模拟尺寸长 \times 宽 \times 高=50 m \times 120 m \times 6.2 m; 运输巷道左侧距采空区有26 m宽煤柱, 巷道右侧有59.5 m边界。由于巷道是深埋巷道, 模型上方施加11.25 MPa的地层压力, 左右两边界同样施加15.16 MPa侧向压力, 模型底边界采用零位移边界条件。

模型建立后, 利用原支护方案和本文提出的“携顶底, 控两帮”新支护方案分别对7603运输巷进行支护, 并对7605工作面进行回采, 从而对2种支护方案的效果进行对比分析。

4.2 模拟结果分析

4.2.1 塑性区对比分析

新方案和原方案2种支护条件下的巷道围岩塑性区如图4所示。

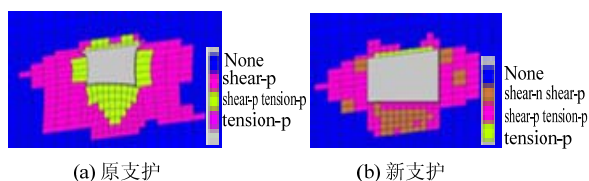


图 4 巷道塑性区域图

Fig.4 Roadway plastic zone

从图 4 可看出, 2 种支护方案下巷道围岩塑性区的发育都很明显: 原方案支护下的巷道围岩塑性破坏区域面积约为 236 m^2 , 范围较大; 新方案在原有基础上在两帮上分别增加了 2 根倾斜设置的锚索, 明显改善了支护效果, 塑性区面积仅有 129.5 m^2 , 约为原支护方案的 45.1%, 相比之下塑性范围明显减小。

4.2.2 巷道围岩位移对比分析

新方案和原方案 2 种支护条件下的巷道变形量如图 5 所示。

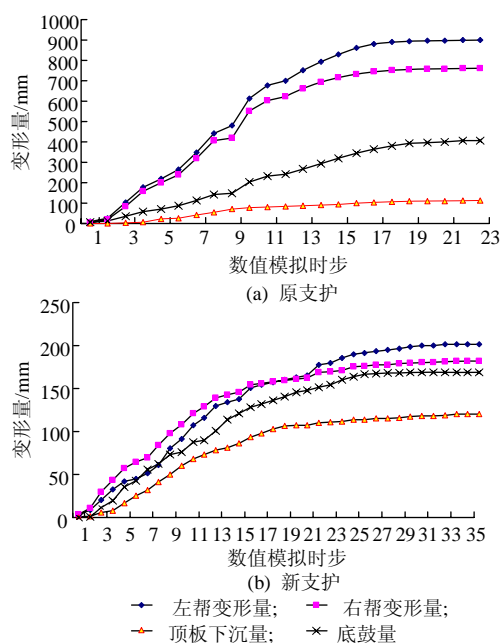


图 5 巷道变形图

Fig.5 Roadway supporting deformation

从图 5 可以看出: 随着数值模拟时步的推移, 巷道围岩变形量逐渐变大, 变化幅度为先快后慢, 最终趋于稳定; 两帮的变形量均明显大于顶底板的变形量。原方案中围岩变形均在 16 步时前后趋于稳定, 左帮平移量最终稳定在 910 mm 左右, 右帮平移量则达到了 780 mm ; 同时, 底鼓量大约 410 mm , 顶板下沉量约为 110 mm , 顶底板的移近量约 500 mm 之多。图 5b 中新方案支护下的围岩变形在 29 时步前后趋于稳定, 两帮的变形量明显变小, 左

帮只有 200 mm , 右帮仅有 176 mm ; 顶底板的移近量不足 180 mm 。新方案较原方案两帮移近量减少 78.9%, 顶底板移近量减少 65.4%, 巷道的“平移”大变形得到有效控制, 完全能满足服务期内巷道正常的通风和生产需要。

5 工业性试验

5.1 测站布置

在 7603 运输巷道掘进过程中, 为了监测巷道变形情况, 进而优化改进支护方案, 分别在 7603 工作面运输巷开口往里 100 m 和 150 m 处设置了 2 个测站, 对巷道顶底板移近量、两帮移近量、锚杆锚索的受力进行了监测。

5.2 监测数据分析

5.2.1 巷道变形量分析

测站 1, 2 的巷道表面位移量如图 6 所示。

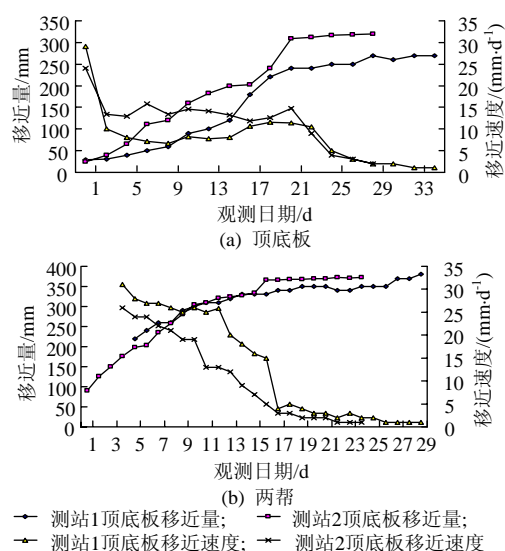


图 6 巷道围岩变形

Fig.6 Surrounding rock deformation of roadway

从图 6 可以看出: 测站 1 顶底板移近量在 12 d 后趋于稳定, 稳定在 310 mm 左右; 测站 2 顶底板移近量在 22 d 后趋于稳定, 稳定在 276 mm 左右; 随着时间的推移, 巷道顶底板变形速度均是由大到小, 并逐渐趋于零。测站 1 两帮移近量在 18 d 后趋于稳定, 约为 350 mm ; 测站 2 两帮移近量在 15 d 后趋于稳定, 约为 360 mm ; 随着时间推移, 巷道两帮移近量变化速度先快后慢, 最终趋于零。结合图 6 可以看出: 巷道两帮移近量比顶底板移近量大, 巷道两帮仍有一定程度的平移变形, 但较原支护方案两帮移近量 1.8 m 来说, 两帮平移变形减少了约 80%, 且巷道围岩变形均在 30 d 内趋于稳定, 围岩

变形得到了有效控制, 能够满足工作面安全回采的要求。

5.2.2 锚杆、锚索受力分析

巷道从掘进到稳定过程中, 测站 1, 2 的锚杆受力如图 7 所示, 锚索受力如图 8 所示。

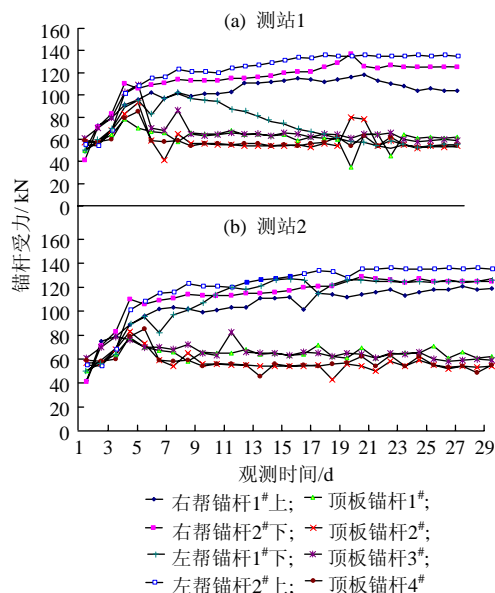


图7 锚杆受力图

Fig.7 The bolt stress

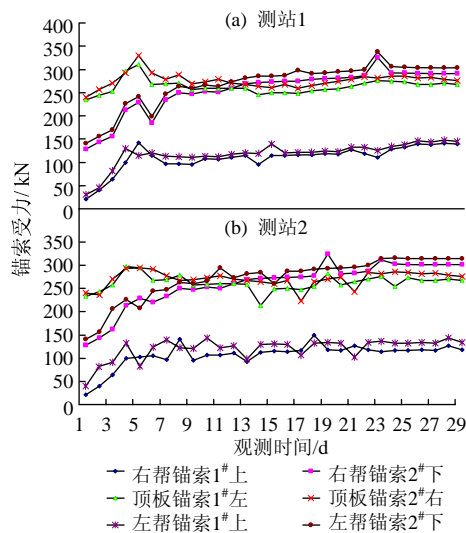


图8 锚索受力图

Fig.8 The anchor stress

从图 7 可以看出: 巷道顶板锚杆受力在 1~7 d 内受力急剧增大, 最大达 85 kN, 9~11 d 逐渐减小, 12~29 d 内逐渐稳定, 稳定在 60 kN 左右并有小范围震荡; 巷道两帮锚杆受力在 1~8 d 内受力急剧增大, 最大达 120 kN, 9~29 d 内逐渐稳定, 稳定在 125 kN 上下并有小范围震荡。巷道两帮锚杆受力明显大于顶底板, 这与巷道两帮移近量大于顶底板移

近量相对应, 且锚杆受力良好, 锚杆承载能力还存在一定的富余。

从图 8 可以看出: 巷道顶板锚索受力在 1~5 d 内受力急剧增大, 最大达 300 kN, 9~11 d 逐渐减小, 12~29 d 内逐渐稳定, 稳定在 280 kN 左右并有小范围震荡; 巷道两帮上部锚索与下部锚索受力不同, 上部锚索受力在 1~5 d 内受力急剧增大, 最大达 140 kN, 6~8 d 逐渐减小, 9~29 d 内逐渐稳定, 稳定在 125 kN 上下并有小范围震荡。下部锚索受力在 1~5 d 内受力急剧增大, 9~29 d 内逐渐稳定, 稳定在 270 kN 上下并有小范围震荡; 两帮上下锚索受力不同, 下帮锚索受力明显大于上帮锚索; 分析认为, 由于巷道沿煤层顶板掘进, 巷道直接底板为煤体, 煤体受力后的膨胀变形大于顶板岩层, 因此, 下帮锚索受力稍大于上帮。另外, 锚索受力稳定, 承载能力还有较大富余, 能够在相邻工作面开采的动压影响下较好地控制巷道围岩两帮平移变形, 满足安全生产的需要。

6 结 论

1) 7603 运输巷围岩变形机制是构造应力型(II_A)和重力型机制(II_B)+弱层走向型机制(III_{BA})+层理走向型机制(III_{CA})+随机节理型机制(III_E)的复合变形力学机制。

2) 采用锚网索联合支护, 提高围岩的整体性, 使得受力均布化, 削弱围岩体局部应力集中程度, 将 7603 运输巷不稳定的复合型变形力学机制转化为稳定的单一重力型力学机制, 提出“携顶底, 控两帮”的支护思路, 进而提出了新的支护方案。

3) 通过 FLAC^{3D} 数值模拟对比, 新支护方案下运输巷围岩较原方案塑性区面积减少了 45.1%, 两帮移近量为 376 mm, 减少了 78.9%, 顶底板移近量为 180 mm, 减少了 65.4%, 巷道的“平移”大变形得到有效控制, 完全能满足服务期内巷道正常的通风和生产需要。

4) 工业性试验表明: 运输巷道的顶底板最大移近量约 250 mm, 两帮最大移近量仅有 350 mm, 分别比原支护方案减小 45.9% 和 79.2%; 并且两帮锚杆受力在 110~160 kN 之间, 而锚索受力值大约 300 kN, 均在 15 d 前后趋于稳定, 巷道围岩得到有效控制, 能够满足通风和安全生产的需要。

参考文献:

- [1] 刘淑. 孤岛工作面沿空掘巷矿压特征及围岩控制技术

- 研究[D]. 淮南: 安徽理工大学, 2010.
- [2] 王者鹏. 金源煤矿首采孤岛工作面沿空小煤柱变形机理与控制对策研究[D]. 青岛: 山东科技大学, 2005.
- [3] 郑柏生, 谢文兵, 窦林名, 等. 近距离孤岛工作面动压影响巷道围岩控制[J]. 中国矿业大学学报, 2006, 35(4): 483-487.
ZHENG Baisheng, XIE Wenbing, DOU Linming, et al. A surrounding rock controlling technique of road-way affected by dynamic stress in "island face" of adjacent coal seam[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2006, 35(4): 483-487.
- [4] 臧龙, 谢文兵, 荆升国, 等. 孤岛煤柱下破碎软岩巷道支护技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2014, 42(3): 8-12.
ZANG Long, XIE Wenbing, JING Shengguo, et al. Study on support technology of broken soft rock roadway under isolated coal pillar[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(3): 8-12.
- [5] 赵鹏, 马占国, 张帆, 等. 孤岛小煤柱沿空巷道稳定性研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(3): 354-357.
ZHAO Peng, MA Zhanguo, ZHANG Fan, et al. Research on stability of gob-side entry with small coal pillar on insular face[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(3): 354-357.
- [6] 华心祝, 刘淑, 刘增辉, 等. 孤岛工作面沿空掘巷矿压特征研究及工程应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2011, 30(8): 1646-1651.
HUA Xinzhu, LIU Shu, LIU Zenghui, et al. Research on strata pressure characteristic of gob-side entry driving in island mining face and its engineering application [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2011, 30(8): 1646-1651.
- [7] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003: 21-46.
- [8] 康红普, 王金华. 煤巷锚杆支护理论与成套技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007: 70-94.
- [9] 唐芙蓉, 王连国, 张华磊, 等. 动压软岩巷道破坏机理及控制技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2010, 27(4): 537-542.
TANG Furong, WANG Lianguo, ZHANG Hualei, et al. Failure mechanism of dynamically-pressured soft rock roadway and control technology[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(4): 537-542.
- [10] 马元, 靖洪文, 陈玉桦. 动压巷道围岩破坏机理及支护的数值模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2007, 24(1): 109-113.
MA Yuan, JING Hongwen, CHEN Yuhua. Numerical simulation of failure mechanism of surrounding rocks in mining induced roadway and its support[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2007, 24(1): 109-113.
- [11] 惠功领, 牛双建, 靖洪文, 等. 动压沿空巷道围岩变形演化规律的物理模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2010, 27(1): 77-86.
HUI Gongling, NIU Shuangjian, JING Hongwen, et al. Physical simulation on deformation rules of god-side roadway subjected to dynamic pressure[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(1): 77-86.
- [12] 张向阳, 常聚才, 王磊. 深井动压巷道群围岩应力分析及煤柱留设研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2010, 27(1): 72-76.
ZHANG Xiangyang, CHANG Jucai, WANG Lei. Study on surrounding rock stress and reasonable pillar of mining induced roadway groups in deep well[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(1): 72-76.
- [13] 闫少宏, 尹希文. 大采高综放开采几个理论问题的研究[J]. 煤炭学报, 2008, 33(5): 481-484.
YAN Shaohong, YIN Xiwen. Discussing about the main theoretical problems of long wall with top coal caving[J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(5): 481-484.
- [14] 赵洪亮, 姚精明, 何富连, 等. 大断面煤巷预应力桁架锚索的理论与实践[J]. 煤炭学报, 2007, 32(10): 1061-1065.
ZHAO Hongliang, YAO Jingming, HE Fulian, et al. Application of prestress truss cable in large cross section coal roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(10): 1061-1065.
- [15] 柴肇云, 康天合, 李义宝, 等. 特厚煤层大断面切眼锚索支护的作用[J]. 煤炭学报, 2008, 33(7): 732-737.
CHAI Zhaoyun, KANG Tianhe, LI Yibao, et al. Anchoring effect of extremely thick coal seam section roadway for cable bolts supporting[J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(7): 732-737.
- [16] 彭苏萍, 王希良, 刘咸卫, 等. "三软"煤层巷道围岩流变特性试验研究[J]. 煤炭学报, 2001, 26(2): 149-152.
PENG Suping, WANG Xiliang, LIU Xianwei, et al. Experimental study on the rheological properties of the surrounding rock of "three soft" coal seam roadway [J]. Journal of China Coal Society, 2001, 26(2): 149-152.
- [17] 张少杰, 王金安, 吴豪伟, 等. 综放开采合理护巷煤柱宽度研究[J]. 中国矿业, 2012, 21(3): 52-57.
ZHANG Shaojie, WANG Jin'an, WU Haowei, et al. Study on rational width of gateway protecting coal pillar in fully mechanized top caving mining face[J]. China Mining Magazine, 2012, 21(3): 52-57.
- [18] 何满潮, 景海河, 孙晓明. 软岩工程力学[M]. 北京: 科学出版社, 2002: 14-30.
- [19] 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 Hongpu, LIN Jian, WU Yongzheng. High pretensioned stress and intensive cable bolting technology set in full section and application in entry affected by dynamic pressure [J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(9): 1153-1159.
- [20] 刘传孝, 王同旭, 杨永杰. 高应力区巷道围岩破碎范围的数值模拟及现场测定的方法研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(14): 2413-2416.
LIU Chuanxiao, WANG Tongxu, YANG Yongjie. Numerical simulation on fractured zone of roadway in high stress area by 3DEC and its GPR verification in site[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(14): 2413-2416.