



煤层群采动下围岩应力演化规律及协同控制技术研究

吴少康 张俊文 徐佑林 宋治祥 张杨 范文兵 董续凯 张际涛 陈志松

引用本文:

吴少康, 张俊文, 徐佑林, 等. 煤层群采动下围岩应力演化规律及协同控制技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(3): 24–37.
WU Shaokang, ZHANG Junwen, XU Youlin. Study on the stress evolution law of surrounding rock and cooperative control technology in coal seam group mining[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(3): 24–37.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/cst.2023-0515>

您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

强动压“三软”煤层巷道“卸-转-固”围岩控制技术

Surrounding rock control technology by pressure relief stress transfer reinforce in three-soft coal seam under strong dynamic pressure
煤炭科学技术. 2021, 49(2): 30–37 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2021.02.004>

采动巷道矿压显现特征及力构协同防控技术研究

Study on mine pressure characteristics and force-structure cooperative prevention and control on mining roadway with deep thick hard roof
煤炭科学技术. 2021, 49(6): 61–71 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/e685db61-a8d2-4806-83b4-f7b20dc2cdcb>

特厚煤层超前采动原位应力演化规律研究

Study on in-situ stress evolution law of ultra-thick coal seam in advance mining
煤炭科学技术. 2020, 48(2) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/b5d42fa0-72dc-484b-bc4a-2fea3f2d595e>

深部特厚煤层对采对掘巷道围岩综合应力场演化研究

Research on evolution of integrated stress field of surrounding rock of mining while digging opposite roadway in deep and ultra-thick coal seam
煤炭科学技术. 2020, 48(8): 26–36 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/2682323f-8632-419a-8455-4505a7c4eeb1>

极近距离煤层错层位巷道布置方式及围岩控制技术研究

Study on the layout of staggered roadway and surrounding rock control technology for extremely close coal seams
煤炭科学技术. 2021, 49(8): 88–95 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/83f316a6-8928-4cce-b93a-5de59f9352b2>

煤层群开采遗留煤柱效应及跨掘巷道围岩控制研究

Study on effect of residual coal pillar in coal seam group mining and surrounding rock control of cross-excavation roadway
煤炭科学技术. 2022, 50(9): 1–9 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/f3bf0d28-b4e1-4b45-98a3-e22a15270846>



关注微信公众号, 获得更多资讯信息



移动扫码阅读

吴少康, 张俊文, 徐佑林, 等. 煤层群采动下围岩应力演化规律及协同控制技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(3): 24–37.

WU Shaokang, ZHANG Junwen, XU Youlin, *et al.* Study on the stress evolution law of surrounding rock and cooperative control technology in coal seam group mining[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(3): 24–37.

煤层群采动下围岩应力演化规律及协同控制技术研究

吴少康¹, 张俊文¹, 徐佑林², 宋治祥¹, 张 杨¹, 范文兵¹, 董续凯¹, 张际涛^{3,4}, 陈志松⁵

(1. 中国矿业大学(北京) 能源与矿业学院, 北京 100083; 2. 贵州理工学院 矿业工程学院, 贵州 贵阳 550003; 3. 贵州黔诚力锦科技有限公司, 贵州 贵阳 550081; 4. 湖南科技大学 资源环境与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201; 5. 贵州大学 矿业学院, 贵州 贵阳 550003)

摘 要: 针对煤层群开采过程中巷道支护困难问题, 以贵州土城矿 212 回风石门为工程背景。综合采用现场调研、数值模拟、相似模拟及现场试验等手段, 揭示了 212 回风石门应力演化规律, 并提出了“卸-转-固”协同控制技术。研究表明: 212 回风石门遭受破坏的主要原因是煤层群采动过程中存在的地质力学问题导致了围岩失稳。巷道底板及两帮在采动过程中产生不同程度的应力集中。当遭受垂直应力挤压时, 巷道底部承受的挤压力较大, 而顶部围岩承受的拉伸力较大, 由于力学不平衡导致围岩的破坏。基于此提出了“卸-转-固”协同控制技术。通过爆破卸压的方式, 利用爆破产生的冲击波引起围岩的震动和应力波动, 使表层围岩中原本集中的应力分散到更深的围岩区域, 降低表层围岩的应力集中程度。同时, 利用爆轰和封孔工艺进一步加固卸压孔周围的围岩, 形成两个承载结构。即由巷道支护体形成的内承载体和由深部围岩形成的外承载体。两者相互作用有效承受巷道浅部及深部围岩的应力, 并转移到支护结构, 起到保护和稳定围岩的作用。利用该技术在 212 回风石门现场试验, 结果显示: 使用该技术区域应力长期趋于稳定甚至缓慢降低, 巷道顶底板及两帮移近速率分别降低了 74.49% 及 47.67%, 底鼓量降低了 77.2%。而未使用该技术区域应力出现不同程度的上升, 表面位移收敛严重。由此可得, 围岩控制效果显著。该技术已成功推广到贵州其他不同地质环境的煤矿, 均取得了显著效果。

关键词: 煤层群; 采动应力; 底鼓; 巷道支护; “卸-转-固”协同控制技术

中图分类号: TD315

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2024)03-0024-14

Study on the stress evolution law of surrounding rock and cooperative control technology in coal seam group mining

WU Shaokang¹, ZHANG Junwen¹, XU Youlin², SONG Zhixiang¹, ZHANG Yang¹, FAN Wenbing¹,
DONG Xukai¹, ZHANG Jitao^{3,4}, CHEN Zhisong⁵

(1. School of Energy and Mining, China University of Mining and Technology - Beijing, Beijing 100083, China; 2. School of Mining Engineering, Guizhou Institute of Technology, Guiyang 550003, China; 3. Guizhou Qianchenglijin Technology Co., Ltd., Guiyang 550081, China; 4. School of Resource & Environment and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China; 5. School of Mining, Guizhou University, Guiyang 550025, China)

Abstract: Aiming at addressing the challenges encountered in roadway support during coal seam group mining, this project focuses on the 212 main return-air cross-cut in Tucheng Mine, Guizhou Province. Through field investigation, numerical simulation, analog simulation, and field tests, the study reveals the stress evolution pattern of the 212 main return-air cross-cut and proposes the collaborative control technology of “unloading-rotating-fixing”. The findings indicate that the main cause of failure in the 212 main return-air cross-cut is the instability of the surrounding rock resulting from geomechanical issues during coal seam group mining. The floor and two sides of roadway produce different degree of stress concentration during mining. When the tunnel experiences vertical stress compression, the compressive

收稿日期: 2023-04-10

责任编辑: 朱恩光

DOI: 10.12438/cst.2023-0515

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(52034009, 51974319); 越崎杰出学者资助项目(2020JCB01)

作者简介: 吴少康(1996—), 男, 安徽安庆人, 博士研究生。E-mail: wsk13037896248@126.com

通讯作者: 张俊文(1977—), 男, 内蒙古凉城人, 教授, 博士生导师。E-mail: zhangjw@cumtb.edu.cn

force at the tunnel's bottom is greater and the tensile force in the surrounding rock at the top is larger, leading to failure of the surrounding rock due to mechanical imbalance. Consequently, the “unloading-rotating-fixing” cooperative control technology is proposed. The shock waves generated by blasting induce vibration and stress fluctuations in the surrounding rock, dispersing the initially concentrated stress in the surface rock to deeper areas and reducing the stress concentration levels on the surface. Additionally, the surrounding rock around pressure relief holes is further reinforced using blasting and sealing techniques to form two load-bearing structures: the inner carrier composed of the roadway support system and the outer carrier formed by the deep surrounding rock. The interaction between these two components enables them to effectively withstand the stress from both shallow and deep surrounding rock of the roadway, transferring it to the supporting structure and playing a crucial role in protecting and stabilizing the surrounding rock. This technology was utilized during the field test at the 212 main return-air cross-cut with great success. The results demonstrate that the stress levels in the area tend to remain stable or even slightly decrease over time. The convergence speed of the roof, floor, and sides of the roadway is reduced by 74.49% and 47.67%, respectively, while the floor heave volume is decreased by 77.2%. However, in areas where this technique is not applied, the stress levels increase to varying degrees, leading to significant surface displacement convergence. It can be concluded that the control effect on surrounding rock is remarkable. This technology has been successfully implemented in other coal mines located in diverse geological environments in Guizhou Province, yielding remarkable outcomes.

Key words: coal seam group; mining stress; bottom drum; roadway support; collaborative control technology of “unloading-rotating-fixing”

0 引言

随着煤炭开采向深部转移,传统的浅部矿井支护技术已无法解决高应力软岩巷道围岩控制难题^[1-2]。常见的支护形式如锚索破坏、U型钢扭曲及断裂等现象时有发生。即使经过反复维修加固,巷道变形仍然严重。根本无法从本质上彻底解决巷道变形破坏问题^[3-5]。导致在巷修时浪费大量人力物力,且生产成本不断增加^[6-7]。因此,对高应力软岩巷道围岩控制技术研究十分必要^[8-11]。

现阶段,针对高应力软岩巷道难题主要采取主动支护及卸压等手段进行围岩控制。康红普^[12]提出了锚注-喷浆协同控制技术,成功解决了千米深井松软煤帮大变形问题。徐佑林等^[13]根据巷道破坏特征,通过理论计算精确得出巷道破坏的具体位置,提出了相应的锚注加固支护技术,有效控制了高应力软岩巷道的变形。闫小卫^[14]针对软岩巷道持续变形问题,提出了“注浆+预应力锚杆+锚索+表层喷浆”技术,使顶底板及两帮的移近量减少了81.83%及61.45%。杨仁树等^[15]提出了“强力锚杆+高预应力锚索+槽钢梁式桁架锚索+喷射混凝土层+架设U型钢”技术控制深部高应力软岩巷道。王羽扬等^[16]设计出“锚杆锚索+灌浆+钢管混凝土支架”的复合支护方案,通过建立模型计算出支护方案的极限承载能力,并在现场取得了显著效果。陈宝宝等^[17]通过对路边应力分区、数值模拟优化爆破参数,采用卸压方式对深部巷道进行支护,取得了很好的效果。谢生荣^[18]等通过分析围岩变形原因,采用外锚-内卸协同控制技术解决了大断面煤巷持续大变形问题。以上

研究成果解决了高应力软岩巷道遭遇的众多工程问题,但由于成本及复杂地质条件对围岩控制问题的约束,高应力软岩巷道支护体系仍需进一步完善^[19-21]。

贵州土城矿21采区212回风石门采用“锚杆+钢筋网+U型钢”联合支护形式仍无法避免巷道持续大变形。受采动高应力影响,造成每年巷修2~3次,仅维修费用就在几百万左右。严重制约矿井的安全高效生产。鉴于此,笔者提出“卸-转-固”协同控制技术制约软岩巷道大变形,为完善高应力软岩巷道支护提供一定的理论依据。

1 工程背景

土城矿位于贵州省盘县,矿井工程地质条件较好,构造简单,工作面掘进范围无采空区。现采煤层为212回风石门左侧12号煤层,依次开采13-2、15、17号煤层,属于穿煤层巷道。图1为212回风石门及周边煤层的剖面图。为明确巷道变形特征,取212回风石门穿过13-2及15号煤层区域作为试验地点,地质柱状如图2所示。

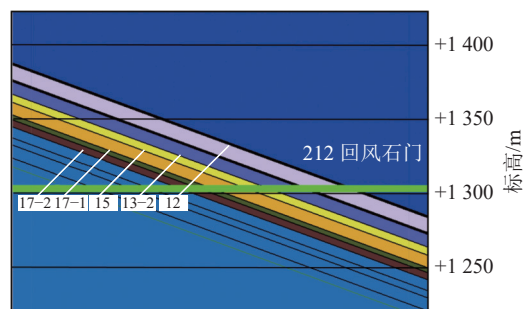


图1 212回风石门与煤层位置剖面图

Fig.1 Section of 212 main return-air cross-cut and coal seam

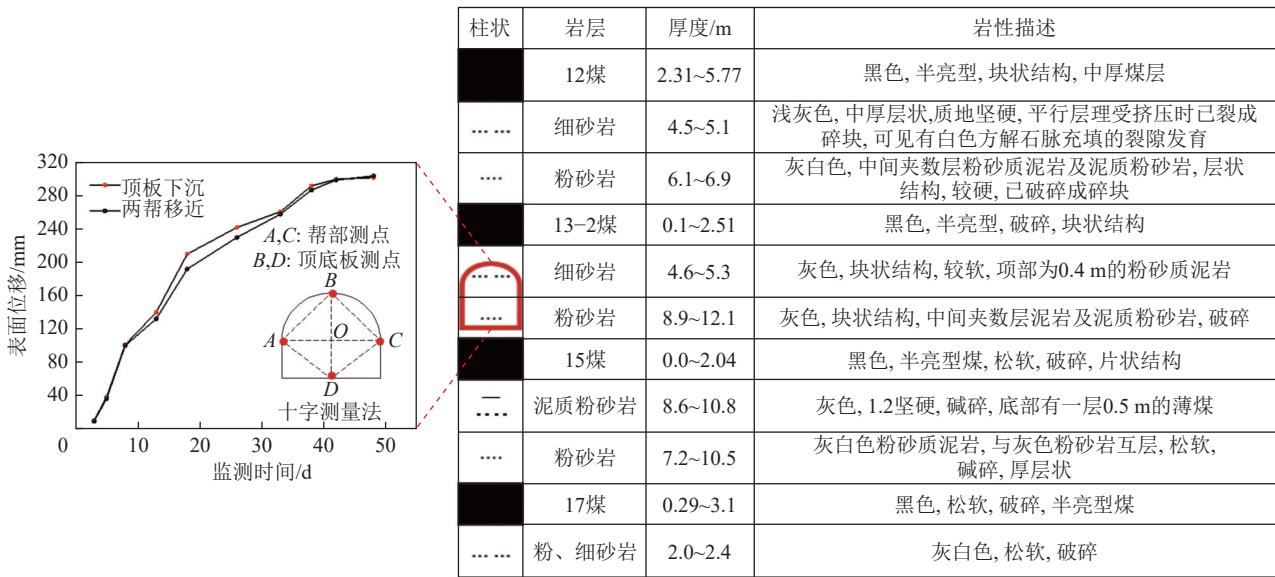


图 2 回风石门与煤层位置剖面图及变形情况

Fig.2 Profile and deformation of return air stone gate and coal seam

2 巷道围岩变形破坏特征分析

2.1 巷道支护现状

巷道埋深约为 580 m, 断面形状为三心拱巷道 (宽 5.066 m×高 3.2 m)。采用“锚杆+钢筋网+U 型钢”联合支护形式。长时间以来, 巷道先后出现底鼓(最

高达 1 000 mm)、两帮及顶底板收敛 (均超过 1 000 mm), 甚至底板出现开裂, 严重危及矿工安全。现场实拍照片如图 3 所示。

2.2 巷道变形破坏原因分析

通过对回风石门区域进行现场调研, 归纳出变形原因有以下几点:



图 3 现场变形破坏

Fig.3 Site deformation and damage

1)高应力区域: 212 回风石门埋深约 580 m, 围岩以细砂岩及粉砂岩为主, 中间夹数层泥岩, 岩性较为松软破碎, 属于典型的高应力软岩巷道。根据现场矿压监测数据, 212 回风石门最大应力为 37 MPa (取现场试验段与未试验段之间多处测量, 见下文), 如图 4 所示。石门处于高应力区, 具有流变效应。现有支护形式满足不了支护需求, 必须经常返修才能勉强维护巷道的正常使用。

2)采动应力影响: 212 回风石门在采动应力的作用下, 由于地质力学问题导致了围岩失稳。巷道底板及两帮在采动过程中发生了不同程度的拉伸破坏, 顶底板围岩应力得到释放并向两帮转移。这种应力卸载和转移过程导致底角及肩角水平位移增大, 两

帮围岩承受较大荷载。当遭受垂直应力挤压时, 巷道底部承受的挤压力较大, 而顶部围岩承受的拉伸力较大, 由于力学不平衡导致围岩的破坏。

3)巷道大断面影响: 212 回风石门为大断面三心拱巷道 (宽 5.066 m×高 3.2 m)。已有研究表明^[22-23]: 巷道断面增大时, 围岩受力范围也相应增大, 而巷道变形所需要的抗弯刚度和抗剪强度也随之增大。此外, 巷道断面增加还会导致浅部锚杆锚索锚固力得不到保证。主要是由于较大的巷道断面, 锚杆锚索通常需要较长的锚固长度才能保证足够的锚固力。然而浅层的围岩通常没有足够的承载能力来提供必要的支撑。因此, 在大断面巷道中进行围岩控制变得更加困难, 巷道变形破坏加剧。

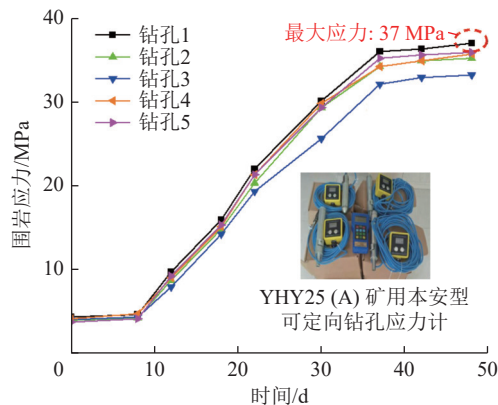


图 4 212 回风石门围岩应力

Fig.4 212 surrounding rock stress of main return-air cross-cut

3 巷道破坏机理研究

3.1 建立数值模型

为更好理解现场变形难题的根本原因，考察可能的实际影响因素。通过对 212 回风石门现场地质概况及各因素影响，建立了相应的数值模拟和物理模型进行研究，详细地探究问题的本质。建立的 3DEC 离散元数值模型如图 5 所示。在 212 回风两侧主要开采煤层各留宽 30 m 保护煤柱，分析各主要影响煤层工作面开采完成后，采动应力对 212 回风石门巷道的的影响，煤层开采顺序为 12 号→13-2 号→15 号→17 号。

数值模拟中，巷道两侧边界(Y方向边界)、巷道底部边界(Z方向边界)及巷道长度方向边界(X方向边界)都是以固定位移方式进行边界条件约束，以此来模拟无限岩体对巷道围岩的作用，由于巷道埋深

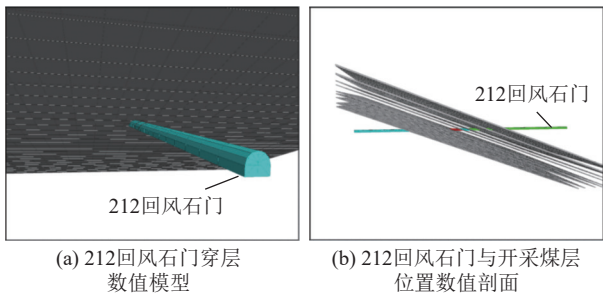


图 5 数值模型建立

Fig.5 Establishment of numerical model

较大，模型如要建立至地表，尺寸会过大，因而将上覆岩层的自重应力以等效应力的方式施加于模型上部边界(Z方向边界)。建立模型尺寸为 500 m×100 m×100 m，共划分网格约 120 万个，采用摩尔-库伦本构模型，巷道尺寸(宽×高)为 5 m×3 m。表 1 为物理力学参数表。模型边界条件为：上表面施加 12.5 MPa 的垂直载荷，其他界面均为固定边界。当模型初始平衡后，煤层位置初始垂直应力约为 15 MPa，水平应力约为 20 MPa，方向与岩层走向垂直。巷道开挖后，为更直观显现采动应力演化规律，巷道不施加任何支护。

3.2 监测方案

为分析煤层开采对 212 回风石门巷道围岩影响。分别对 212 回风石门的轴向和径向方向作剖面，轴向剖面为沿 212 回风石门中线作剖面，沿煤层走向方向。径向剖面为在 13-2 煤与 212 回风石门的交叉点处(x=242)，沿煤层倾向方向。径向剖面与煤柱平行，轴向剖面与煤柱垂直相切，如图 6 所示。

表 1 数值模拟力学参数

Table 1 Numerical simulation mechanical parameters

岩性	弹性模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa	密度/(kg·m ⁻³)
煤	1.66	1.25	1.32	25	1.50	1 500
泥岩	3.73	2.24	2.37	27	3.36	2 315
粉砂质泥岩	5.21	3.32	3.12	30	4.52	2 400
泥质粉砂岩	5.92	4.09	4.05	30	5.38	2 550

3.3 径向垂直应力及水平应力演化规律

如图 7 为巷道径向方向水平应力演化规律。由图 7 可知，煤柱中间的径向水平应力集中是由于煤层开采引起。具体的水平应力集中位置主要受到地质条件、岩层性质以及矿井开采方式等因素的影响，而与工作面和巷道的相对位置并无直接关系。因此，在模拟研究中未进行工作面与巷道相对位置的研究。随着煤层的不断开挖，靠近 212 回风石门段采空区

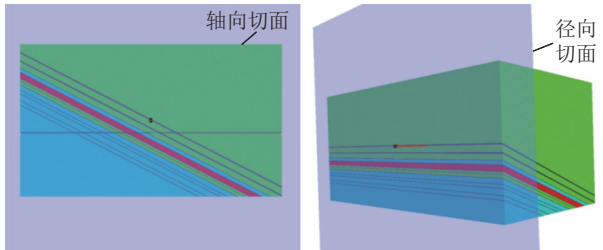


图 6 数值模型剖面方案

Fig.6 Numerical model profile scheme

(在巷道无支护状态下,煤层开采后,巷道围岩会发生塑性变形,并向巷道内侧产生应力集中现象,主要是由于煤层开采致使煤柱收缩及岩层失稳,使巷道两侧围岩产生应力集中,导致峰值应力达

到围岩峰值抗压强度产生破坏。而巷道两侧保留的煤柱在煤层停采后,承受着来自两侧围岩的较大应力,且无支护措施分散应力,煤柱所处区域应力较高,存在较大应力集中效应)。

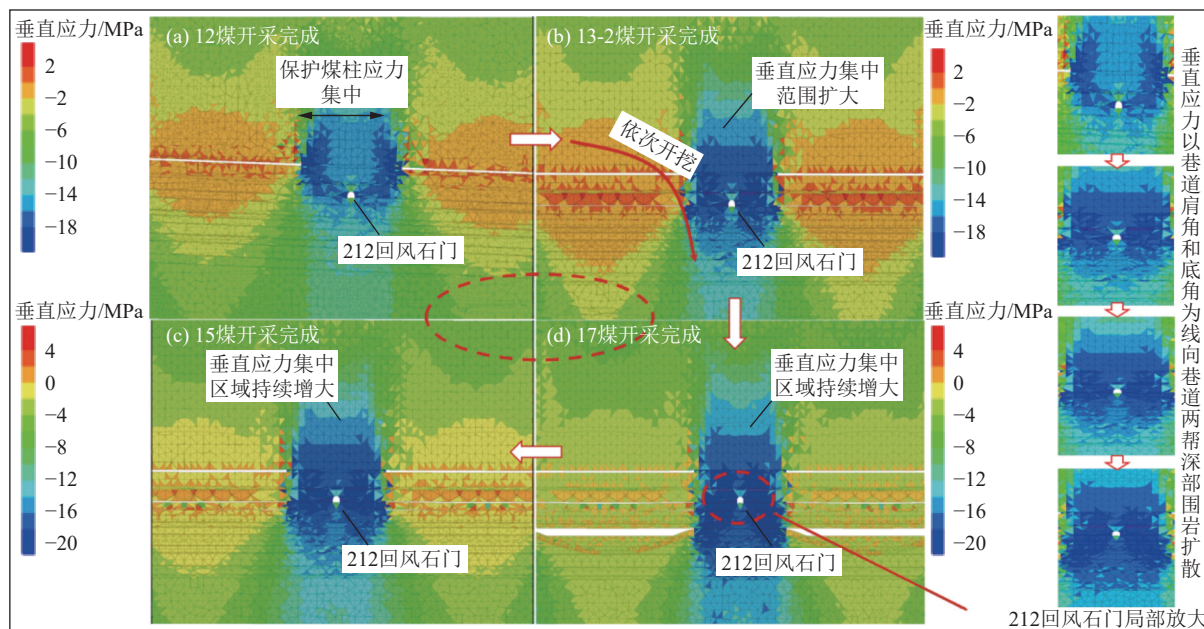


图8 212回风石门径向垂直应力演化规律

Fig.8 Evolution law of vertical stress in radial direction of 212 main return-air cross-cut

3.4 巷道轴向方向采动应力演化规律

图9为212回风石门轴向方向水平应力演化规律。

由图9可知,在煤层开采过程中,随着采空区的不断扩展,原本位于煤层内部的应力重新分布,导致周围巷道受到更多的水平应力影响。同时,采空区中的高应力区域通过应力传递作用,影响到周围巷

道。特别是煤柱和采空区之间的过渡区域,应力集中更为明显。除此之外,由于采空区的存在,巷道围岩在轴向方向上受到煤柱和采空区的挤压作用。这种挤压会导致巷道围岩产生一定的变形和应力集中,尤其是位于巷道围岩顶、底板区域。由于受到限制而承受更大的水平应力,最终导致巷道围岩的变形

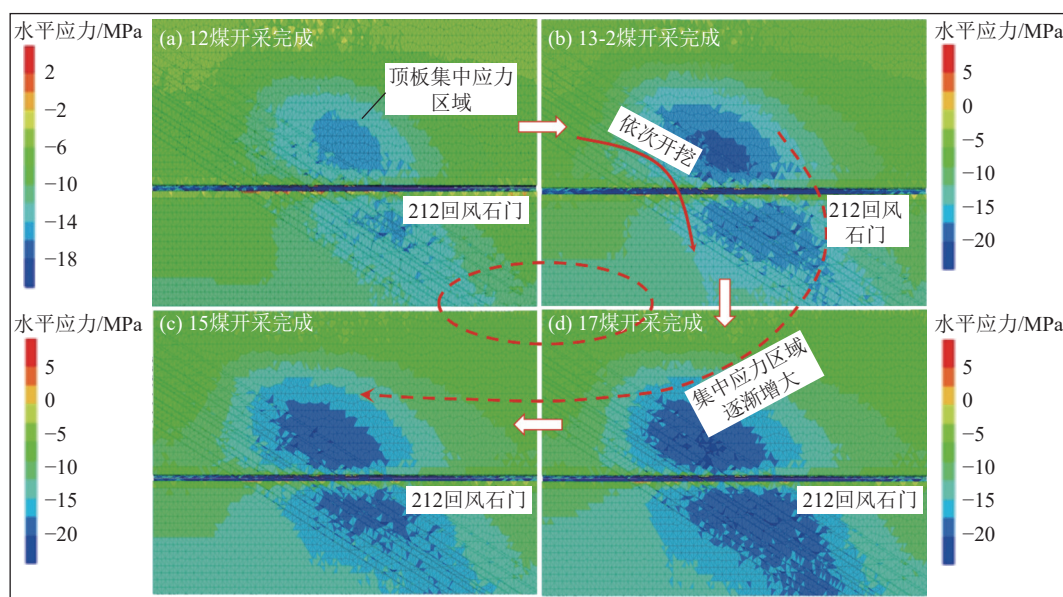


图9 212回风石门轴向水平应力演化规律

Fig.9 Evolution law of horizontal stress in the axial direction of 212 main return-air cross-cut

和失稳现象。

图 10 为 212 回风石门轴向方向上垂直应力演化规律。由图 10 可知。巷道轴向距离受采动影响逐渐增加。分析原因可知：该区域主要与煤层开采过程中应力分布的变化有关。在煤层开采初期，采空区周围的围岩处于较为紧密的状态，受到的应力主要是轴向应力，与采空区的大小相当。随着采空区的扩大，巷道周围的围岩开始发生塑性变形，垂直应力逐渐增加，轴向应力减小，导致巷道轴向距离受

采动影响逐渐增加。同时可以发现垂直应力多集中在采空区顶板上方。主要原因是由于采空区下方的围岩会受到采空区上方煤柱的挤压，产生向上的反作用力，导致垂直应力在采空区顶板上方集中。当 17 号开采完成后，212 回风石门两帮处的垂直应力集中现象最为明显，主要是由于采空区的扩张导致围岩受到更大的垂直应力影响。因此，在采煤过程中，需要加强帮部的支护和监测，及时进行加固措施，以保证工作面的安全稳定。

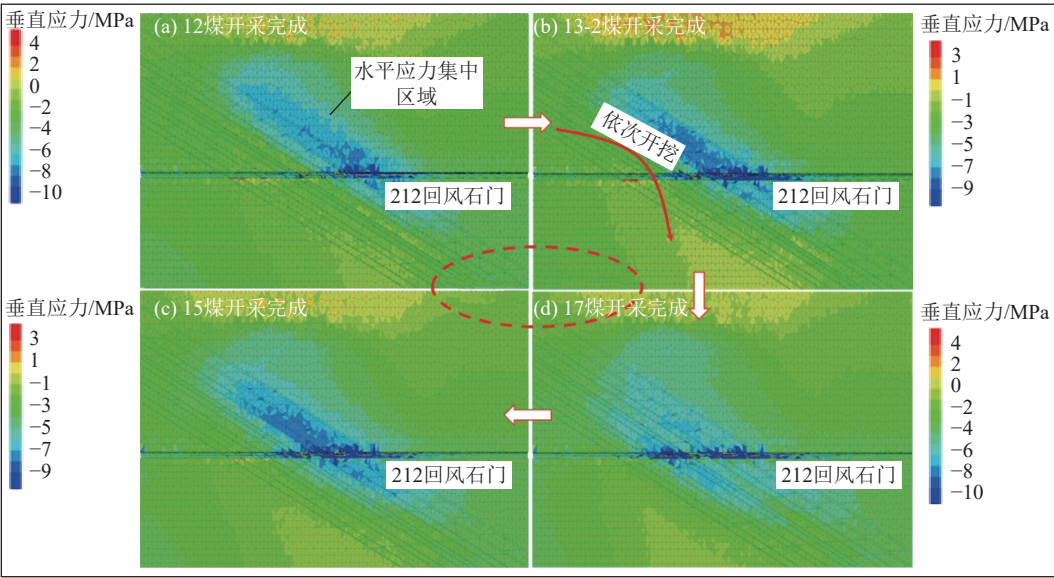


图 10 212 回风石门轴向垂直应力演化规律

Fig.10 Evolution law of vertical stress in the axial direction of 212 main return-air cross-cut

4 相似模拟试验研究

为验证数值模拟对 212 回风石门围岩破坏分析的准确性，建立相似模拟试验平台，对数值分析的结论进行验证与补充。通过不同剖面(水平)建立了相

似材料物理模拟模型。煤岩层力学性能参数见表 2。试验模型为自主搭建。规格为：1.3 m×0.15 m×1.3 m (长×宽×高)。试验运用相似理论三定律对模型的相似系数进行确定，主要如下：几何比 $\alpha_l=100$ ；容重比 $\alpha_r=1.67$ ；时间比 $\alpha_t=10$ ；材料强度相似比为 $\alpha_R=\alpha \times \alpha_l$ 。

表 2 煤岩层覆岩力学性能参数

Table 2 Mechanical property parameters of coal overburden

编号	岩性	厚度/m	弹性模量/GPa	密度/(t·m ⁻³)	抗压强度/MPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)
1	10煤	1.1	13.0	1.5	18.3	1.54	30.0
2	泥质粉砂岩	4.0	17.6	1.9	34.9	12.60	39.0
3	细砂岩	19.6	19.2	2.4	50.0	4.50	40.0
4	煤	2.7	13.0	1.5	18.3	1.54	30.0
5	泥岩	2.5	10.8	1.7	25.7	1.60	38.5
6	12煤	2.8	13.0	1.5	18.3	1.54	30.0
7	泥岩	13.0	10.8	1.7	25.7	1.60	38.5
8	13-2煤	3.0	13.0	1.5	18.3	1.54	30.0
9	泥质粉砂岩	1.0	17.6	1.9	34.9	12.6	39.0
10	粉砂质泥岩	4.5	15.5	2.5	23.0	3.50	32.0
11	15煤	2.0	13.0	1.5	18.3	1.54	30.0
12	下三角	4.5	17.6	1.9	34.9	12.6	39.0

两端留设 10 cm 边界煤柱,煤层开采依次为 12 号→13-2 号→15 号。每次开挖长度 5 cm,即工作面推进距离 5 m。

4.1 相似材料配比确定

试验以水泥、 C_aCO_3 、河沙、石灰及石膏作为原料。强度相似为 $\alpha_R=167$ 。方案见表 3。

表 3 物理模拟配比
Table 3 Physical simulation ratio

编号	岩性	材料质量/kg			
		砂子	碳酸钙	石膏	水
1	10煤	1.1	2.97	0.21	0.21
2	泥质粉砂岩	4.0	10.80	1.80	1.80
3	细砂岩	19.6	52.92	12.35	5.29
4	煤	2.7	7.29	0.52	0.52
5	泥岩	2.5	6.75	0.84	0.84
6	12煤	2.8	7.56	0.54	0.54
7	泥岩	13.0	35.1	4.39	4.39
8	13-2煤	3.0	8.10	0.58	0.58
9	泥质粉砂岩	1.0	2.70	0.45	0.45
10	粉砂质泥岩	4.5	12.15	1.22	0.52
11	15煤	2.0	5.40	0.39	0.39
12	下三角	4.5	12.15	2.03	2.03

4.2 监测点布置方案

在模型内,共设计布置 6 个应力监测点(212 回风石门四周)。另外布置 12 条位移监测线。模型中应力监测点、位移监测线及具体布置方位如图 11 所示。试验数据采集与分析设备主要由数码相机、压力盒、高速静态应变仪等组成。模型内敷设压力盒,利用高速静态应变仪间接测量压力盒压力变化数据。

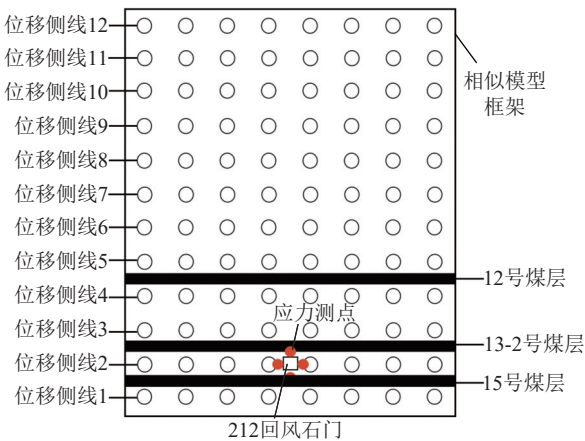


图 11 试验应力及位移监测点布置

Fig.11 Test stress and displacement monitoring point layout

具体数据采集设备及布置如图 12 所示。

4.3 岩层运动规律分析

图 13 为工作面依次推进后 (12 号煤→13-2 号煤→15 号煤), 212 回风石门岩层运动规律。

随着煤层的依次开挖, 212 回风石门依次出现以下特征。直接顶垮落→上覆岩层大面积垮塌→基本顶悬露面积逐渐扩大→基本顶垮落→工作面初次来压→开切眼侧裂隙基本不再发育→工作面方向覆岩裂隙随工作面推进不断增大→覆岩裂隙向覆岩垮落角方向将采空区上方岩层切割成“上窄下宽”的梯形。如图 13 局部放大所示。基本顶初次破断时, AB 和 CD 两个岩块出现一定形变。CD 岩块向下沿着拱形路径发生下沉和收缩, 而 AB 岩块则向上升起。这种形变使得 AB 和 CD 两个岩块在顶部形成了一个三角形的拱状结构。拱状结构形成后, 在 CD 岩块的上表面, 会有向下的垂直压应力, 而 AB 岩块的下表面, 会有向上的垂直拉应力。这种应力分布可以支撑 AB 和 CD 岩块, 形成了三角拱式铰接稳定结构。造成 212 回风石门依次出现上述特征的原因主要有以下 3 个方面: ①巷道中存在高地应力区: 212 回风石门地应力较大, 导致岩层受到更大的压力。当开挖距离达到一定长度时, 岩层无法承受来自采空区和两帮的压力, 从而发生直接顶垮落。②覆岩层裂隙发育: 在开挖过程中, 由于地应力的重新分布, 覆岩层中的裂隙逐渐发育, 增加了岩层的不稳定性。随着工作面的推进, 覆岩裂隙向垮落角方向发展, 逐渐切割采空区上方岩层, 形成“上窄下宽”的梯形结构。③岩层力学性质差异: 煤层和覆岩层的力学性质存在差异, 如岩石的强度、延展性等。当开挖煤层时, 由于煤层的力学性质较差, 容易发生垮塌和断裂。同时, 覆岩层的强度相对较高, 随着煤层采空区的不断扩大, 覆岩层无法有效支撑, 导致覆岩层的垮塌。综上所述, 212 回风石门主要由于高地应力区、裂隙发育及岩层力学性质差异等多种因素共同作用的结果。与上述数值模拟阶段分析的破坏原因具有一定的共性。在实际工程中, 应进行合理的支护设计和措施, 以确保工作面的安全稳定推进。

图 14a ~ 14f 为各煤层依次开采后回风石门顶底板及两帮应力演化规律。

由图可知, 随着煤层的不断开采 (0 ~ 20 m 范围内), 212 回风石门顶底板及两帮的应力 (垂直应力和水平应力) 几乎无变化, 呈稳定趋势。表明在该范围内工作面推进对巷道几乎无影响; 随着推进范围的增加 (20 ~ 30 m)。工作面上覆岩层发生来压, 顶底



图 12 应变数据采集分析系统
Fig.12 Strain data acquisition and analysis system

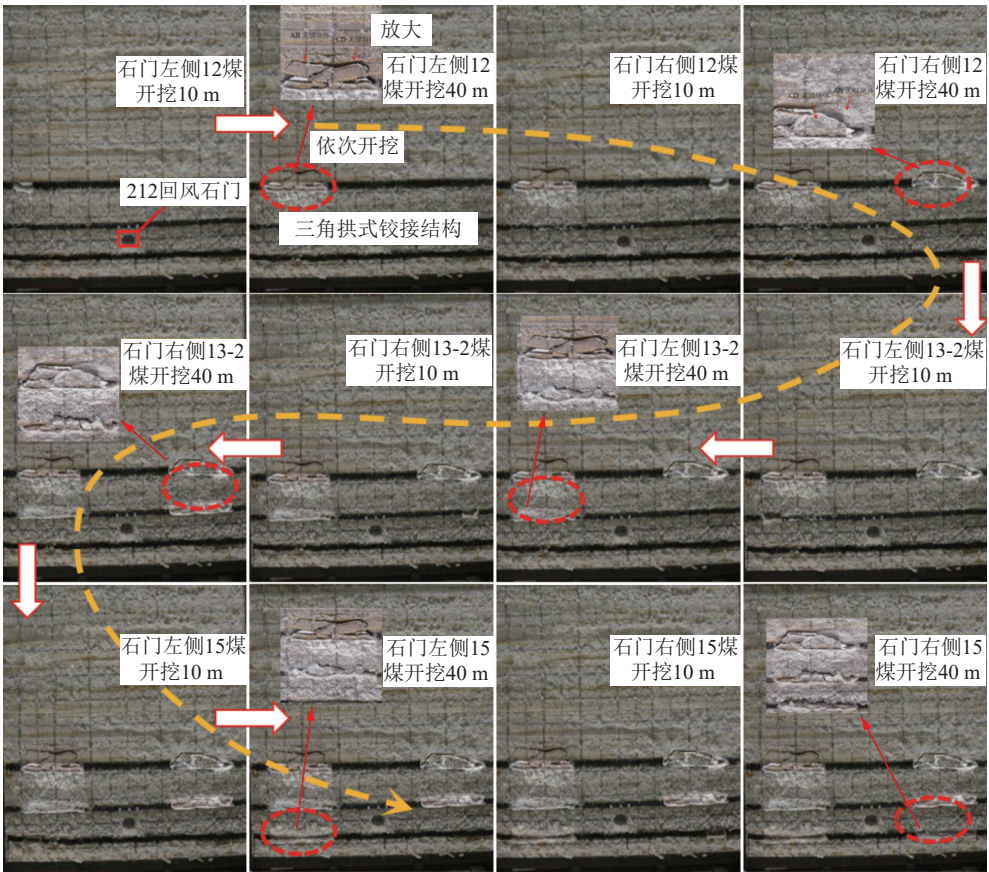


图 13 工作面推进对 212 回风石门影响
Fig.13 Influence of working face advance on 212 main return-air cross-cut

板和两帮水平应力及垂直应力稳定上升。关键层开始断裂。上覆岩层压力逐渐传递至 212 回风石门，对巷道破坏逐渐起增加作用；工作面推进至 30 ~ 40 m 范围时，即逐渐贴近 212 回风石门，顶底板及两帮垂直应力与水平应力上升趋势更加明显。该阶段内造成应力急剧上升的主要原因是由于工作面距 212 回风石门越来越小造成。对于整个阶段，随着各煤层按原定顺序的开挖，212 回风石门围岩应力均逐渐增加，且越靠近其增加幅度越大。这一规律与上文中数值模拟中应力不断增加造成 212 回风石门破坏相符合。

5 “卸-转-固”协同控制技术

由上文数值模拟及相似模拟分析得出。212 回风石门由于煤层群采动过程中存在的地质力学问题导致了围岩失稳。巷道底板及两帮在采动过程中产生不同程度的应力集中。当遭受垂直应力挤压时，巷道底部承受的挤压力较大，而顶部围岩承受的拉伸力较大，由于力学不平衡导致围岩的破坏。如何有效对 212 回风石门两帮及底角处形成的集中应力卸压是现场亟待解决的问题。针对 212 回风石门维护成本高、修复困难等特点，采用提出的“卸-转-固”协同控制技术对该目标巷道进行治理。

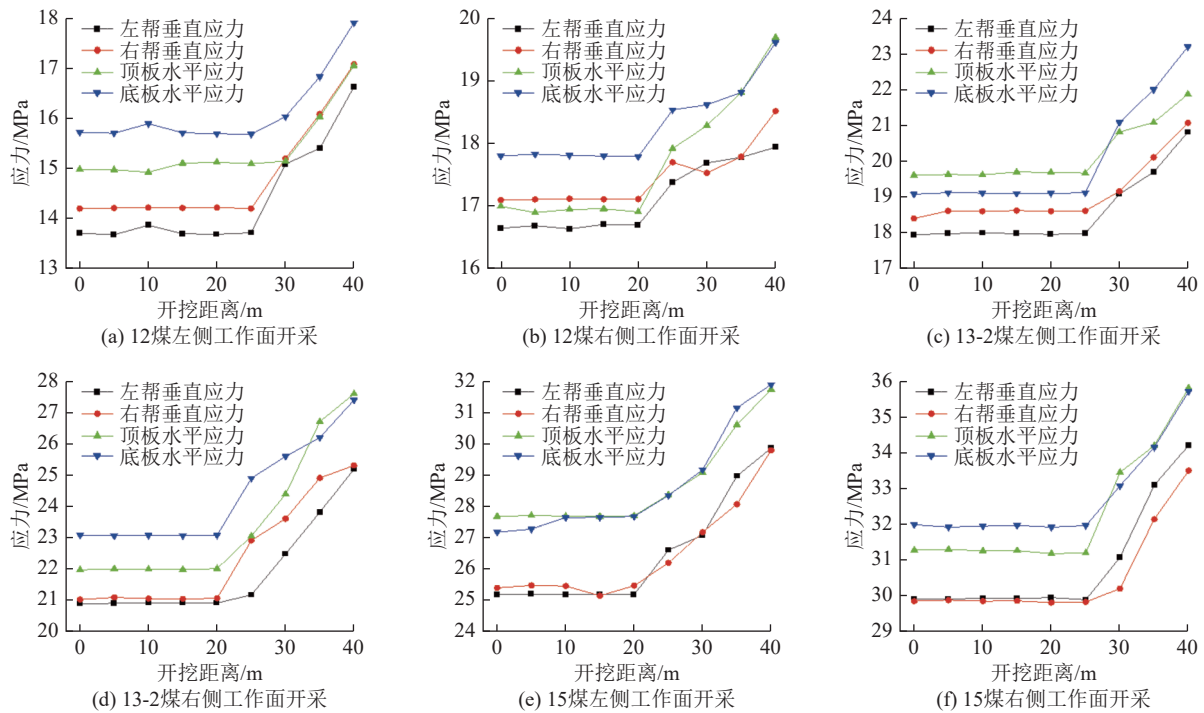


图 14 212 回风石门受煤层开采后应力演化规律

Fig.14 Stress evolution law of 212 main return-air cross-cut after coal seam mining

5.1 “卸-转-固”协同控制技术原理

“卸-转-固”协同控制技术主要原理是通过深孔爆破将巷道两帮形成的集中应力充分释放,形成一定的卸压区范围,使应力重新分布并向深部转移。与此同时,在实施爆破卸压措施前通过现场收集水泥、黄砂等材料对钻孔进行封孔加固。通过爆破卸压的方式,利用爆破产生的冲击波引起围岩的震动和应力波动,使表层围岩中原本集中的应力分散到更深的围岩区域,从而降低表层围岩的应力集中程度。同时,利用爆轰和封孔工艺进一步加固卸压孔周围的围岩,形成两个承载结构—内承载体和深部围岩形成的外承载体。图 15 为“卸-转-固”协同控制技术原理图。

5.2 巷道围岩支护技术工艺

根据对现场的调查以及结合 212 回风石门现场变形情况,提出应用“卸-转-固”协同控制技术对目标巷道治理,图 16 为巷道钻孔布置三视图。

现场实施前,设计的技术方案为:通过 U 型钢拱型支架提供强大的支撑力,有效地分散和承载采动应力造成的荷载作用,保持巷道的稳定。其次在巷道基脚通过“钻孔+爆破”进行卸压。最后通过添加锚索以及混凝土对巷帮进行加固。其具体工艺为:打钻→PVC 管下放→下放锚索→装药→装料(水泥、黄砂等材料)→气压封孔→连线使用雷管爆破。

6 应用效果分析

6.1 监测方案

取 212 回风石门 30 m 巷道对提出的方案进行现场对比试验。将采用“卸-转-固”协同控制技术段命名为采取该技术区域。在未实施“卸-转-固”协同控制技术命名为未采取该技术区域。具体现场参数设计如图 17 所示。

6.2 矿压观测结果及分析

为验证“卸-转-固”协同控制技术的应用效果,对采取该技术区域与未采取该技术区域的矿压显现规律进行分析:

1) 围岩应力监测。通过在石门处进行工业性试验。其中,4、5、6 号孔为未采取该技术区域,1、2、3 号为采取该技术区域。围岩应力监测结果如图 18 所示:对采取该技术区域与未采取该技术区域的围岩应力进行分析,由监测结果可知。1 号孔深 9 m,自安装钻孔应力计开始对其初始应力值监测,初始值为 4.71 MPa。57 d 后,对钻孔应力计读取数值。此时围岩应为 5.71 MPa,增长幅度为 17.51%,应力增长速率约为 0.02 MPa/d,几乎呈稳定趋势;2 号孔深 7 m,在 57 d 后,由初始应力 4.12 MPa 增长到 4.74 MPa,增长幅度为 13.08%,应力增长速率约为 0.01 MPa/d,相对于 1 号增幅更小,围岩更加稳定。主要是由于 2 号钻孔相对较浅,对应的应力较小;

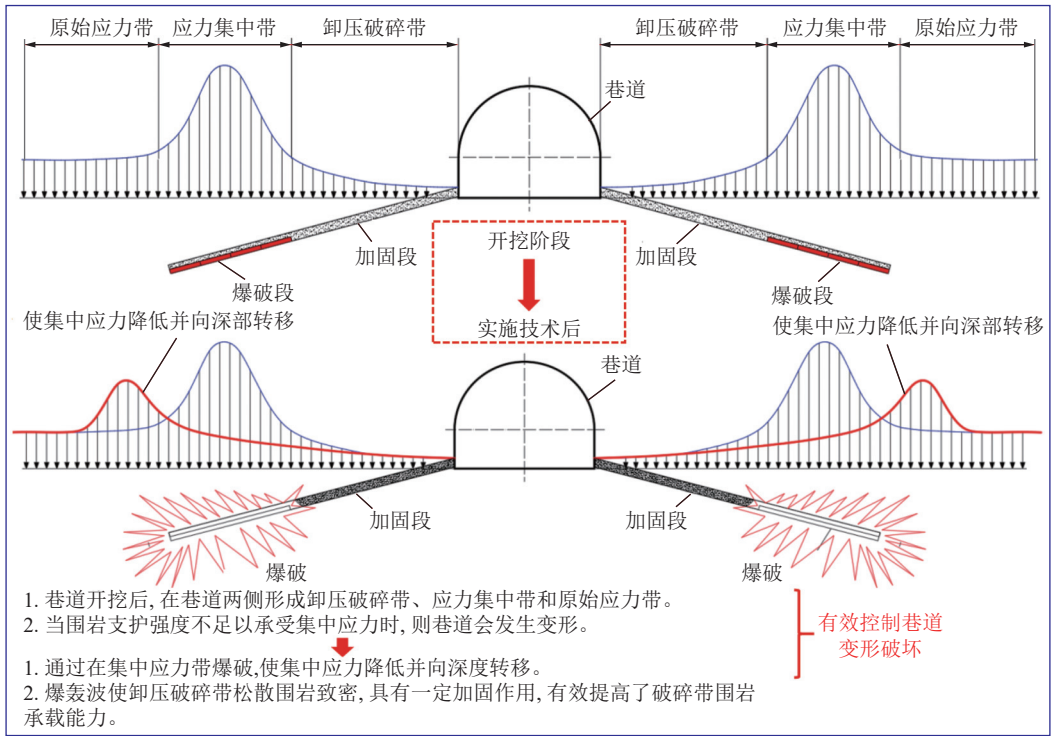


图 15 “卸-转-固”协同控制技术原理

Fig.15 Schematic of “unloading-rotating-fixing” collaborative control technology

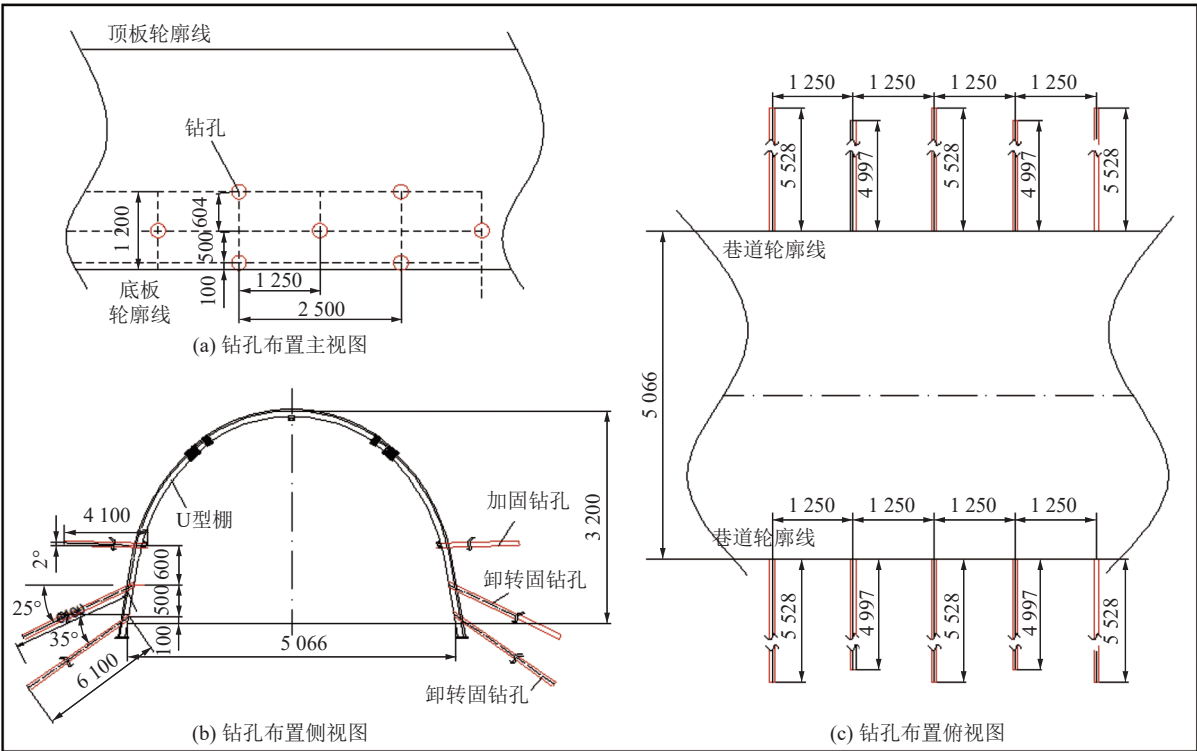


图 16 钻孔布置三视图

Fig.16 Three views of drilling layout

3号孔深5m。57d后围岩应力初始应力值由3.1MPa下降到2.77MPa,下降幅度为10.65%,应力下降速率约为0.01MPa/d。此时围岩不仅趋于稳定,且稳定性更佳;4号孔深7m。在57d后,由

初始应力4.01MPa增长到5.22MPa,增长幅度为23.18%,应力增长速率约为0.02MPa/d。该范围内应力数值基本趋于水平,主要是由于钻孔位置最靠近采取该技术区域;5号孔深9m。在57d后,由初

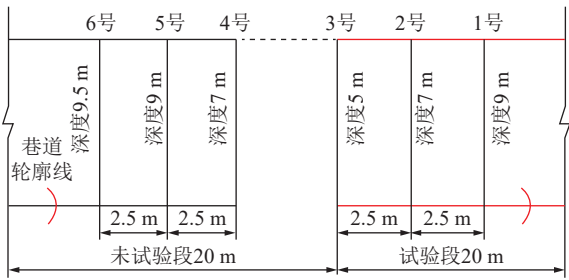
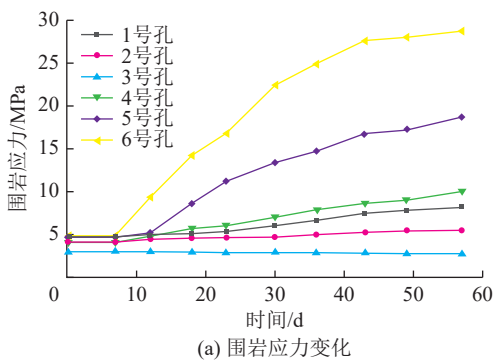


图 17 现场参数设计
Fig.17 Field parameters design



始应力值 4.72 MPa 增长到 18.6 MPa, 增长幅度为 69.25%, 应力增长速率约为 0.23 MPa/d。由于逐渐远离采取该技术区域, 围岩应力显著增大; 6 号孔深为 9.5 m。在 57 d 后, 由初始应力值 4.83 MPa 增长到 30.1 MPa, 增长幅度为 83.95%, 应力增长速率约为 0.44 MPa/d。通过以上数据分析根据, 采用该技术区域可显著降低巷道两帮及底板浅部围岩应力集中程度, 并将应力转移到围岩深部, 进而有效控制围岩的变形。

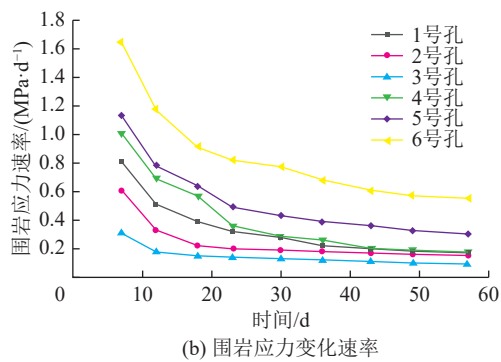


图 18 212 回风石门围岩应力监测曲线
Fig.18 Stress monitoring curve of surrounding rock of 212 main return-air cross-cut

2) 表面位移及底鼓量。取 212 回风石门试验巷道段 2 号钻孔应力计处作为第 1 个观测点, 在未采取该技术区域取 5 号钻孔应力计处观测站布置第 2 个观测点, 在还未实施“卸-转-固”协同控制技术前, 对巷道两帮及顶底板移近量进行观测并分析, 目前阶段观测到第 60 天。通过对试验段与未试验段的表面位移及底鼓量进行监测, 如图 19 所示。

由图 19 可知: 在 45 d 后, 212 回风石门两帮及顶板均趋于平衡, 但两者变形速率不尽相同。在采取该技术区域一侧, 两帮收敛及顶板下沉速率明显降低。而未采取该技术区域在 50 d 左右两帮收敛及

顶板下沉均在 300 mm 左右, 移近速率均在 6 mm/d; 采取该技术区域在 50 d 左右两帮收敛接近 150 mm, 顶底板下沉近 76 mm。收敛率及移近率分别为 3.14、1.52 mm/d。且在 50 d 后, 两帮收敛及顶板下沉趋于平衡。巷道底板垂直位移在采取该技术区域底鼓量下降明显, 底鼓量在 38 d 时趋于稳定状态, 由最高 1 000 mm 左右降低到 228 mm 左右, 最大垂直位移降低了 77.2%, 效果显著。

通过在土城矿 212 回风石门进行工业性试验, 效果显著。将此套技术推广到盘州仲恒煤矿、晴隆糯东煤矿、水城支都煤矿及盘县中纸厂等煤矿, 均取

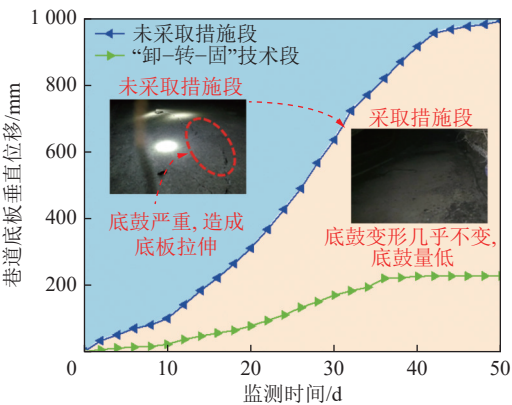
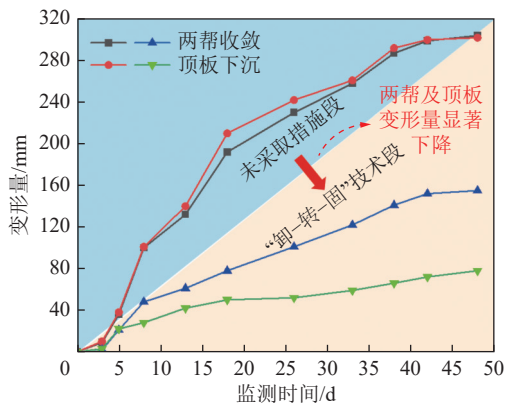


图 19 巷道围岩变化规律
Fig.19 Deformation law of surrounding rock of roadway

得了明显效果。部分煤矿采用“卸-转-固”协同控制技术治理前后巷道变形如图20所示。

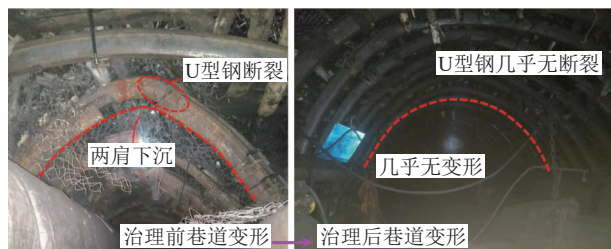


图20 巷道围岩变化规律

Fig.20 Deformation law of surrounding rock of roadway

7 结 论

1)212回风石门属于典型的高应力软岩巷道,通过数值模拟及相似模拟试验分析了212回风石门受煤层群采动影响,并结合现场实际分析了回风石门变形破坏原因:在采动过程中,巷道顶底板发生应力集中。当遭受垂直应力挤压时,巷道底部承受的挤压力较大,而顶部围岩承受的拉伸力较大,由于力学不平衡导致围岩的破坏。

2)通过对212回风石门变形破坏特征,提出了“卸-转-固”协同控制技术理念。该技术主要通过爆破卸压的方式,将爆破释放的巨大能量瞬间产生高压区域,引起周围围岩的破碎和位移。致使原本集中在表层的应力得到释放,且向深部转移和扩散。通过这种方式,巷道底板及巷帮的应力集中程度降低,使整个围岩体系的应力分布更均匀。同时,在爆炸后,外层围岩受到较大的应力作用,形成了一个外承载体。深层围岩通常未发生明显破碎及开裂,仍然保持相对完整的结构。此时,巷道内外形成2个完整的自承载体,使围岩巷道处于双重保障。

3)通过现场工业性试验,监测数据显示。试验区应力趋于稳定阶段甚至在缓慢降低,巷道围岩顶板下沉速率降低了74.49%,两帮移近速率下降了47.67%,底鼓量减小了77.2%。并且将技术成功推广到贵州其他不同地质环境的煤矿,均取得了显著效果。表明采用“卸-转-固”协同控制技术可以有效控制高应力软岩巷道的变形。

参考文献(References):

[1] 康红普. 我国煤矿巷道围岩控制技术发展70年及展望[J]. 岩石力学与工程学报, 2021, 40(1): 1-30.
KANG Hongpu. 70 years and Prospect of the development of surrounding rock control technology of coal mine roadway in China[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021,

40(1): 1-30.

- [2] 康红普, 姜鹏飞, 黄炳香, 等. 煤矿千米深井巷道围岩支护-改性-卸压协同控制技术[J]. 煤炭学报, 2020, 45(3): 845-864.
KANG Hongpu, JIANG Pengfei, HUANG Bingxiang, *et al.* Collaborative control technology of surrounding rock support-modification-decompression for coal mine thousand-meter deep mine roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(3): 845-864.
- [3] 康红普, 徐刚, 王彪, 等. 我国煤炭开采与岩层控制技术发展40a及展望[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2019, 1(2): 7-39.
KANG Hongpu, XU Gang, WANG Biaomou, *et al.* Forty years development and prospects of underground coal mining and strata control technologies in China[J]. Journal of Mining And Strata Control Engineering, 2019, 1(2): 7-39.
- [4] WU Shaokang, ZHANG Junwen, SONG Zhixiang, *et al.* Review of the development status of rock burst disaster prevention system in China[J]. Journal of Central South University, 2023, 30(11): 3763-3789.
- [5] 王茂盛. 赵庄矿深部大断面复合顶板煤巷变形破坏机理与控制对策[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2019.
WANG Maosheng. Failure mechanism and control strategy of deep large-section coal roadway with composite roof in Zhaozhuang coal mine[D]. Beijing: China University of Mining and Technology-Beijing, 2019.
- [6] 左建平, 文金浩, 胡顺银, 等. 深部煤矿巷道等强度梁支护理论模型及模拟研究[J]. 煤炭学报, 2018, 43(S1): 1-11.
ZUO Jianping, WEN Jinhao, HU Shunyin, *et al.* Theoretical model and simulation study of equal strength beam support in deep coal mine roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(S1): 1-11.
- [7] 刘学生, 武允昊, 谭云亮, 等. 深部高水平应力巷道倾斜锚杆破坏机制及加强支护时机[J]. 煤炭学报, 2023, 48(2): 609-622.
LIU Xuesheng, WU Yunhao, TAN Yunliang, *et al.* Study on the breaking mechanism of inclined bolt in deep high-level stress roadway and the opportunity to strengthen support[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(2): 609-622.
- [8] 康红普, 姜鹏飞, 高富强, 等. 掘进工作面围岩稳定性分析及快速成巷技术途径[J]. 煤炭学报, 2021, 46(7): 2023-2045.
KANG Hongpu, JIANG Pengfei, GAO Fuqiang, *et al.* Stability analysis of surrounding rock of heading face and technical approach of rapid roadway formation[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(7): 2023-2045.
- [9] 王恩, 谢生荣, 陈冬冬, 等. 剧烈采动影响煤巷围岩偏应力分布规律与控制[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(2): 276-285, 294.
WANG En, XIE Shengrong, CHEN Dongdong, *et al.* Distribution law and control of deviator stress in surrounding rock of coal roadway affected by violent mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, 38(2): 276-285, 294.
- [10] 靖洪文, 孟庆彬, 朱俊福, 等. 深部巷道围岩松动圈稳定控制理论与技术进展[J]. 采矿与安全工程学报, 2020, 37(3): 429-442.
JING Hongwen, MENG Qingbin, ZHU Junfu, *et al.* Stability con-

- trol theory and technology progress of deep roadway surrounding rock loose zone [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2017, 37(3): 429–442.
- [11] 吴拥政, 付玉凯, 何杰, 等. 深部冲击地压巷道“卸压-支护-防护”协同防控原理与技术[J]. *煤炭学报*, 2021, 46(1): 132–144.
- WU Yongzheng, FU Yukai, HE Jie, *et al.* Principle and technology of collaborative prevention and control of deep rock burst roadway “Depressure-Bolt-protection” [J]. *Journal of China Coal Society*, 2021, 46(1): 132–144.
- [12] 康红普, 姜鹏飞, 杨建威, 等. 煤矿千米深井巷道松软煤体高压锚注-喷浆协同控制技术[J]. *煤炭学报*, 2021, 46(3): 747–762.
- KANG Hongpu, JIANG Pengfei, YANG Jianwei, *et al.* Collaborative control technology of High pressure anchor-shotcrete for soft coal mass in kilometer deep coal mine [J]. *Journal of China Coal Society*, 2021, 46(3): 747–762.
- [13] 徐佑林, 张辉. 动压影响下的软岩巷道加固治理技术研究[J]. *煤炭科学技术*, 2018, 46(1): 68–73, 111.
- XU Youlin, ZHANG Hui. Research on reinforcement and treatment technology of soft rock roadway under the influence of dynamic pressure [J]. *Coal Science and Technology*, 2018, 46(1): 68–73, 111.
- [14] 闫小卫. 高应力软岩巷道大变形机理及返修支护技术研究[J]. *工矿自动化*, 2021, 47(6): 116–123.
- YAN Xiaowei. Study on large deformation mechanism and repair support technology of high stress soft rock Roadway [J]. *Automation of Industry and Mine*, 2021, 47(6): 116–123.
- [15] 杨仁树, 李永亮, 郭东明, 等. 深部高应力软岩巷道变形破坏原因及支护技术[J]. *采矿与安全工程学报*, 2017, 34(6): 1035–1041.
- YANG Renshu, LI Yongliang, GUO Dongming, *et al.* Deformation failure cause and support technology of deep high stress soft rock roadway [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2017, 34(6): 1035–1041.
- [16] 王羽扬, 刘勇, 王沉, 等. 高应力大变形软岩巷道“三壳”围岩控制机理及应用[J]. *中国安全生产科学技术*, 2019, 15(7): 100–106.
- WANG Yuyang, LIU Yong, WANG Chen, *et al.* High stress large deformation soft rock roadway “three shell” surrounding rock control machine [J]. *Journal of Safety Science and Technology*, 2019, 15(7): 100–106.
- [17] CHEN Baobao, LIU Changyou, WU Fengfeng. Optimization and practice for partition pressure relief of deep mining roadway using empty-hole and deep-hole blasting to weaken coal [J]. *Geofluids*, 2021, 9335523.
- [18] 谢生荣, 王恩, 陈冬冬, 等. 深部强采动大断面煤巷围岩外锚-内卸协同控制技术[J]. *煤炭学报*, 2022, 47(5): 1946–1957.
- XIE Shengrong, WANG En, CHEN Dongdong, *et al.* Collaborative control technology of external anchor and internal unloading of surrounding rock in large section coal roadway with deep strong mining [J]. *Journal of China Coal Society*, 2022, 47(5): 1946–1957.
- [19] 李桂臣, 杨森, 孙元田, 等. 复杂条件下巷道围岩控制技术研究进展[J]. *煤炭科学技术*, 2022, 50(6): 29–45.
- LI Guichen, YANG Sen, SUN Yuantian, *et al.* Research progress of roadway surrounding rock control technology under complex conditions [J]. *Coal Science and Technology*, 2022, 50(6): 29–45.
- [20] 康永水, 耿志, 刘泉声, 等. 我国软岩大变形灾害控制技术与方法研究进展[J]. *岩土力学*, 2022, 43(8): 2035–2059.
- KANG Yongshui, GENG Zhi, LIU Quansheng, *et al.* Research progress in large deformation disaster control technology and methods of soft rock in China [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2022, 43(8): 2035–2059.
- [21] 张俊文. 错层位沿空巷道卸压机理及空间适应性研究 [D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2013.
- ZHANG Junwen. Study on pressure relief mechanism and space adaptability for stagger arrangement gob-side entry [D]. Beijing: China University of Mining and Technology-Beijing, 2013.
- [22] TAI Yang, XIA Hongchun, MENG Xiangbin, *et al.* Failure mechanism of the large-section roadway undermined zones in the ultra-thick coal seam and its control technology [J]. *Energy Science & Engineering*, 2019, 8(4): 999–1014.
- [23] 雷振, 黄永辉, 陈文梦, 等. 爆炸冲击荷载下扩腔体积和能耗随抵抗线的变化规律研究[J]. *振动与冲击*, 2021, 40(4): 66–71.
- LEI Zhen, HUANG Yonghui, CHEN Wenmeng, *et al.* Study on Variation of cavity volume and energy consumption with resistance Line under explosion impact load [J]. *Journal of Vibration and Shock*, 2021, 40(4): 66–71.