

高水平应力下巷道围岩破坏机理及其控制技术

李鹏¹, 朱永建^{1,2*}, 王平^{1,2,3}, 任恒¹, 张玉群¹, 王希之¹

(1. 湖南科技大学 资源环境与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201;

2. 南方煤矿瓦斯与顶板灾害预防控制安全生产重点实验室, 湖南 湘潭 411201;

3. 湖南科技大学 煤矿安全开采技术湖南省重点实验室, 湖南 湘潭 411201)

摘要: 针对平煤十矿-320 m 新东大巷围岩软弱, 水平应力高, 支护难度大的问题, 采用现场调研、理论分析、数值模拟以及现场试验等方法相结合, 分析了高水平应力下塑性区演化规律, 建立了巷道围岩受力模型。结果表明: 岩石强度较低, 主要以剪切破坏为主; 水平应力作用突出, 导致塑性区扩展范围大于锚固范围是造成围岩变形破坏的主要原因。因此, 结合巷道变形特点, 提出“强化最大破坏深度围岩强度, 巷道关键区域强力控制”原则的巷道稳定性对策, 采用高强预应力“锚杆+锚索”联合锚注支护控制技术, 数值模拟结果表明, 所提支护控制技术可以有效控制围岩变形。

关键词: 高水平应力; 塑性区; 数值模拟; “锚杆+锚索”联合锚注支护

中图分类号: TD353 **文献标志码:** A **文章编号:** 1672-9102(2020)01-0033-08

Failure Mechanism and Control Technology of Roadway Surrounding Rock under High Level Stress

Li Peng¹, Zhu Yongjian^{1,2}, Wang Ping^{1,2,3}, Ren Heng¹, Zhang Yuqun¹, Wang Xizhi¹

(1. School of Resources, Environment and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China;

2. Work Safety Key Lab on Prevention and Control of Gas and Roof Disasters for Southern Coal Mines, Xiangtan 411201, China;

3. Hunan Provincial Key Laboratory of Safe Mining Techniques of Coal Mines, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China)

Abstract: Aiming at the problems of soft surrounding rock, high horizontal stress and difficult support in Xindong main roadway of -320 m in Pingdingshan No. 10 Mine, this paper, using the methods of field investigation, theoretical analysis, numerical simulation and spot testing, analyzes the evolution of plastic zone under high level stress and builds the mechanical model of roadway surrounding rock. Results show that the rock strength is low, mainly shear failure; the main reason for the deformation and failure of the surrounding rock is that the horizontal stress is prominent, which leads to the plastic zone extending more than the anchoring range. Therefore, combined with the characteristics of roadway deformation, this paper puts forward the stability countermeasures of the principle of “strengthening the strength of the surrounding rock at the maximum damage depth, and controlling the strength of the key areas of the roadway”. The high-strength prestressed “bolt + anchor cable” combined with bolt and grouting support control technology is adopted. The numerical simulation results show that the proposed support control technology can effectively control the deformation of the surrounding rock.

Keywords: high level stress; plastic zone; numerical simulation; “bolt + anchor cable” combined bolting and grouting support

收稿日期: 2019-09-20

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51774130; 51804114); 南方煤矿瓦斯与顶板灾害预防控制安全生产重点实验室科研启动项目资助(969-E51770)

* 通信作者, E-mail: yjzhu@hnust.edu.cn

我国进入深部开采阶段的矿井逐年增加,部分软弱围岩巷道布置在构造带附近,矿压显现比较强烈,围岩变形严重,支护成本增高,对生产安全造成巨大隐患^[1-4].因此,研究构造带影响下软弱围岩巷道变形特征、变形机理对巷道支护结构、支护方法具有深远的意义.

近年来,我国许多学者对软弱巷道围岩变形破坏机理及控制技术方面展开了研究,并取得了丰硕的成果.何满潮^[5]认为造成软弱巷道围岩破坏的原因是支护体系与围岩体系的不耦合,并提出基于深部软岩非线性力学设计的锚索网耦合支护设计方法.张农^[6]等通过大量的矿山现场调研及岩石力学实验研究了软弱巷道围岩的内部破裂过程,得到了典型软岩巷道围岩呈阶段性和非均匀性破裂裂隙的规律,针对性地提出分阶段、分区域控制技术.马念杰^[7,8]团队以圆形巷道为研究对象,提出了软岩巷道围岩破坏具有圆形、椭圆形和蝶形三种塑性区形态,并给出了三种破坏形态的判别标准,为控制技术的研究提供了方向.王卫军^[9]认为软岩巷道失稳是由于围岩应力场不均衡而引发的高偏应力造成塑性区的恶性扩展,并基于塑性区恶性扩展原理提出了相应的控制技术.朱永建^[10]认为同一条巷道的顶板由于其影响因素之间复杂的非线性关系,稳定性亦有所区别,并采用BP神经网络对顶板稳定性进行了系统分类,为巷道顶板分区分类支护提供了参考依据.侯朝炯^[11]深入分析了底鼓和蠕变两个软岩巷道突出难点,将巷道底鼓特征划分为“两点三区”,提出底板锚杆、注浆孔深度应深入底板岩层“零位移点”以下的巷道底鼓控制原则.

这一系列关于软岩巷道的研究成果丰富了我国巷道围岩控制理论与技术领域,然而由于地下环境的错综复杂,许多软岩巷道在掘进初期采取的控制技术可以基本控制围岩稳定性,但在经历采掘,爆破等外界活动扰动时,支护结构失效,巷道大变形,冒顶、片帮等现象仍时有发生.因此,在已有研究成果基础上,本文结合具体工程问题,采用现场调研、室内岩石力学实验、理论分析等手段,研究构造带影响下软弱围岩控制机理及其控制技术,探讨软岩巷道在掘进初后期支护效果差异性影响因素所在,并有针对性地提出控制原则及支护技术,进行现场试验.

1 巷道工程条件及变形特征

1.1 工程条件

图1为所选工程段岩层综合柱状图,该研究地段为平煤十矿-320 m 新东大巷外段连接戊组集中运输巷与中区管子通道,向南为-320 m 北石门,向东为戊组东区(已封闭);地面相对位置位于化工厂东部,地面标高+160~+185 m,井下标高-313~-314 m,工程设计长度为184 m(平距).巷道位于戊8煤层顶板以上0~4 m的砂质泥岩中,再上为10 m以上的厚层状细至中粒砂岩.




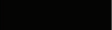

柱状	单位/m	煤岩描述
	>10	细至中粒砂岩厚层状
	0~4	砂质泥岩
	0.8	戊8煤层
	8~16	灰白色砂质泥岩
	4.4~4.6	戊9、10煤层
	0.1~0.3	夹矸
	1.4~1.8	戊11煤层
	>20	砂质泥岩
	>10	细至中粒砂岩

图1 工程段岩层综合柱状图

1.2 巷道变形特征

如图 2 所示,现场巷道变形特征主要表现为以下几点:

1) 支护结构失效.巷道开挖后围岩变形不断发展,锚杆预应力损失比较严重,托盘架空,锚杆拉出、拉断、扭曲现象比较常见,破碎岩石鼓出,锚网被撕开,喷射混凝土开裂、垮落严重,支护结构整体失效,支护阻力显著降低.

2) 拱肩内移严重,直墙部分出现了贯通性裂缝,顶板拱部严重下沉,产生“尖桃形”破坏.围岩的非均匀变形使得肩部产生严重压剪破坏.

3) 底鼓灾害严重.巷道底板支护强度低,围岩应力重新分布,变形首先发生在支护强度低的位置,为高应力释放提供空间,致使巷道底板隆起,对材料及矿物的运输、行人造成严重的影响.

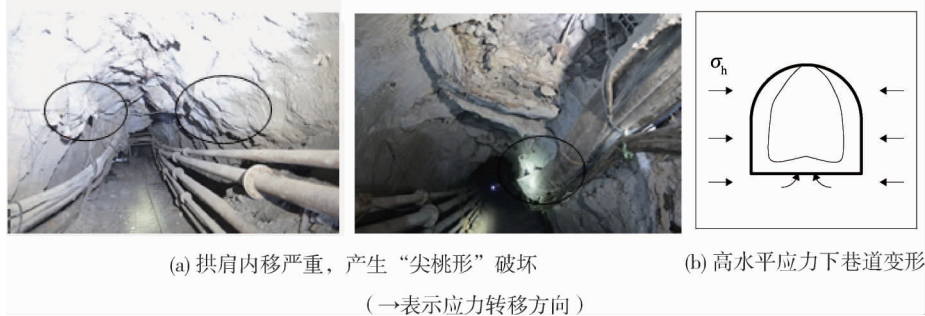


图 2 现场巷道变形特征

2 巷道变形原因及稳定性分析

2.1 巷道围岩岩性较差

平煤十矿-320 m 新东大巷外段连接戊组集中运输巷与中区管子通道位于戊 8 煤层顶板以上 0~4 m 的砂质泥岩中,泥岩为沉积岩中典型的黏土岩,主要成分为高岭石、微晶高岭石、水云母等,因此,泥岩的性质比较差,厚度薄、强度低、抗水性差、易软化和泥化性质突出,在高应力作用下,围岩片帮,破碎,导致冒顶,底鼓现象发生.

2.2 水平应力大

平顶山十矿基本为一单斜构造,随着开采年限的增加,开采深度快速增加,巷道在构造应力作用下,水平应力通常大于垂直应力,最大主应力主要表现为水平应力,侧压系数大于 1^[12].如图 3 塑性区形态演化图可知,在 $\lambda = 1.0$ 时,塑性区边界为规则的圆形;伴随着巷道周边开采、掘进、爆破等扰动,侧压系数逐渐增大, $\lambda = 1.5$ 时,塑性区半径沿最大主应力方向减小,塑性区沿最大、最小主应力夹角方向开始扩展;随着侧压系数的进一步增加, $\lambda = 2.0, 2.5, 3.0$ 时,塑性区边界沿最大、最小主应力夹角方向进一步扩

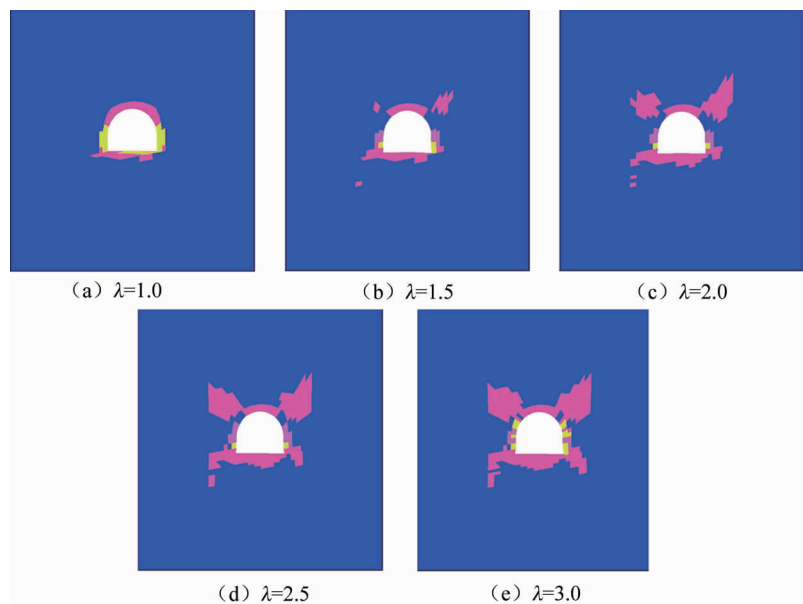


图 3 塑性区形态演化图

展,逐渐向“蝶形”演化.图 4 为塑性区与破碎区关系,塑性区蝶叶部位作为潜在的破碎区域^[13],一旦受到

外界扰动,破碎区立即向蝶叶部位迅速扩张,导致巷道大变形.

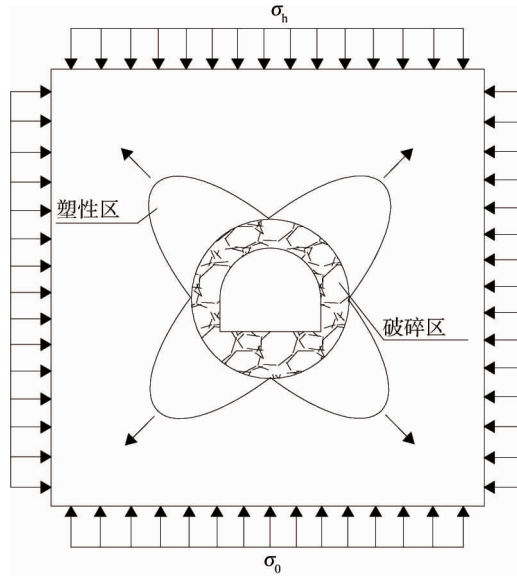


图 4 塑性区与破碎区关系

3 巷道围岩破坏力学机理分析

3.1 拱部与肩部破坏机理分析

根据松动圈理论^[14]计算公式(如图 5 所示):

$$l_2 = R_p - h; \tag{1}$$

$$R_p = R_0 \sqrt{\frac{\gamma Z}{\gamma Z \sin\varphi + C \cos\varphi}}. \tag{2}$$

式中: l_2 为巷道顶板岩体破碎带高度,m; R_p 为岩体破碎带半径,m;圆巷 h 为 R_0 ,非圆巷 h 为等效圆中心至顶板的距离,m; R_0 为圆形巷道(或非圆形巷道的等效半径)的掘进半径,m; γ 为岩体容重,多种岩层时取加权平均容重, kN/m^3 ; Z 为巷道中心距地表深度,m; φ 为岩体内摩擦角, $(^\circ)$; C 为岩体粘结强度, kN/m^2 .

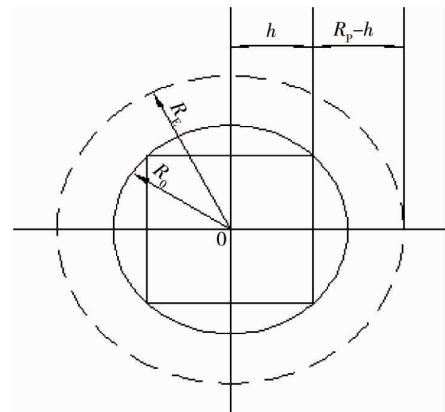
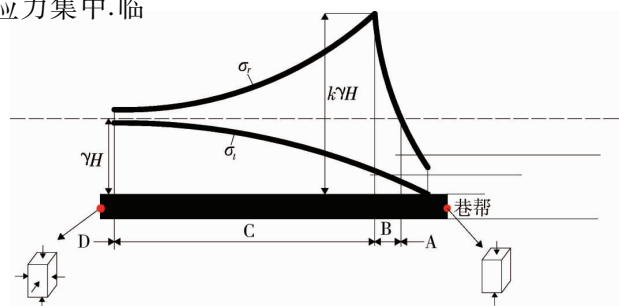


图 5 计算公式示意图

为确保巷道的支护锚杆锚固在稳定岩石中并提供足够的拉拔力,锚固端长度为 800 mm(须确保合适的三径比,并根据巷道服务年限和巷道顶板稳定性在设计时进行调整),锚杆的外露长度 0.05 m,则锚杆长度 $L \geq 0.8 + 0.05 + 1.41 = 2.26$ m,锚杆设计长度不够,未能延伸到塑性区范围内,破碎区未进行注浆固结,锚网支护结构不能起到应有的效果,导致锚杆脱锚等支护结构严重失效现象^[16].

3.2 帮部内移机理分析

巷道开挖后,原岩应力重新分布,巷道围岩出现应力集中.临近巷道围岩受力情况由三向应力向单向应力转化.巷道围岩受力简化分析如图 6 所示.原岩应力区 D,岩石基本不受开挖影响,处于原始应力区,受三向应力作用.靠近巷道的破碎区 A 处于临空面,三向应力转化为双向应力,侧向应力不断释放,最终只受到顶板的自重应力和底板的支撑力,近似可以看成是仅受单轴应力.破碎区围岩抗压强度降低,上覆岩层自重作用大于岩石抗压强度,岩石发生剪切滑移破坏,最终导致巷道两帮严重内移.



A-破碎区;B-塑性区;C-弹性区;D-原岩应力区

图 6 巷道围岩受力简化分析

3.3 底鼓机理分析

巷道开挖后,形成一个自由空间,巷道布置在同一岩层层位,巷道围岩可以近似为均匀连续介质.巷道底板主要受两帮传递的竖直力以及地应力作用,因此可以将巷道底板简化为简支梁模型进行计算.

巷道底板受力简化模型如图7所示, F_1, F_2 均为巷道两帮对底板施加的垂直于底板的力, F_3 为作用到板上的地应力,底板受力情况由图7a简化为图7b.

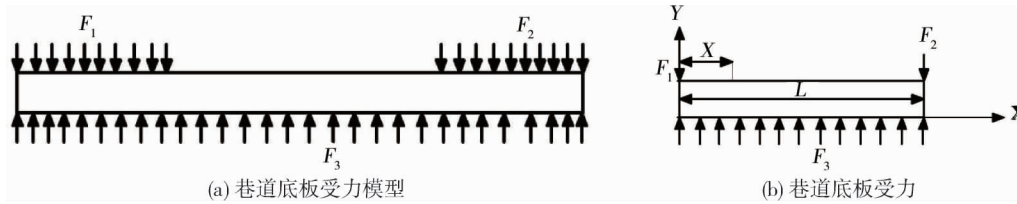


图7 巷道底板受力状态

$$F_1 = F_2 = \frac{F_3 L}{2}; \quad (3)$$

$$\text{剪力方程: } F_s(x) = \frac{F_3 L}{2} - F_3 x, (0 < x < L); \quad (4)$$

$$\text{弯矩方程: } M(x) = \frac{F_3 L x}{2} - \frac{F_3 x^2}{2}, (0 \leq x \leq L). \quad (5)$$

由式(4)和式(5)绘出剪力图和弯矩图,如图8所示.

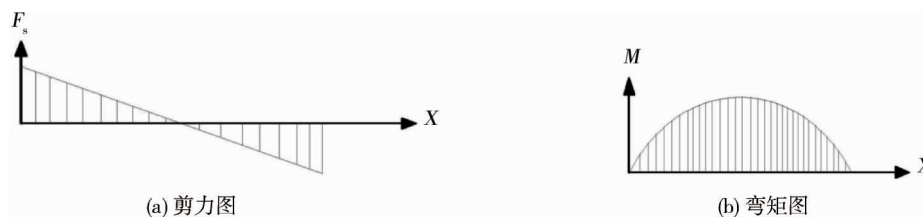


图8 巷道底板受力分析

巷道开挖后底鼓灾害异常突出,从剪力图可以看出两帮底角剪力最大,最容易出现切底现象,假如底板软弱,底角发生剪切破坏,巷道两帮在水平应力作用下对地板进行内挤,鼓出方向为结构软弱方向,即巷道临空面,因此出现底鼓现象,另一方面,假如底板坚硬,在没有出现切底之前,底板中间位置弯矩最大,出现底鼓现象,甚至出现明显的裂纹,巷道破坏进一步恶性扩展.

4 高水平应力下的巷道变形控制

4.1 巷道稳定性控制对策^[15]

巷道围岩破碎区及塑性区形态如图9所示^[17],具体控制对策为

1) 强化最大破坏深度围岩强度. 巷道开挖后,原岩应力重新分布,应力状态由初始的三向应力转变为双向甚至是单向应力状态,巷道周围围岩出现破碎区.破碎区岩体作为非连续松散介质,其基本丧失了承载能力,而破碎区岩体变形将直接导致巷道的大变形^[18].因此,为了控制塑性区的不断扩展,采用高强预应力注浆锚杆强化破碎区围岩强度,通过注浆使锚杆和锚固后的破碎区协同作用,形成统一的承载结构.

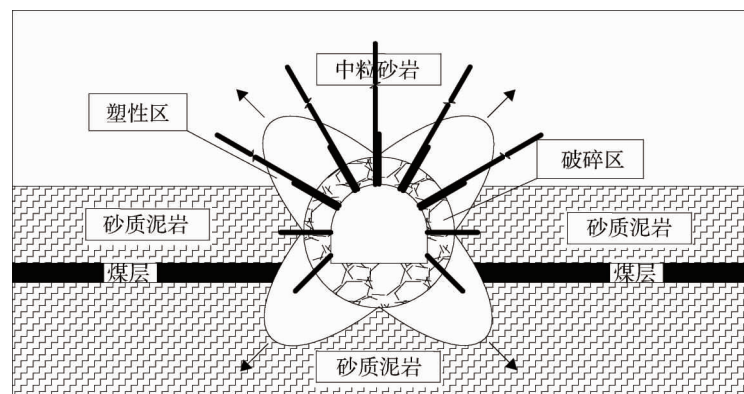


图9 巷道稳定性控制对策

2)关键区域强力控制.在高水平应力作用下,塑性区呈“蝶形”形态,蝶叶部位分别位于巷道顶板两肩(最大尺寸)及底板拱脚位置处.蝶叶部位作为潜在的破碎区域,随着巷道服务年限的推移,一旦变形速率进入不稳定阶段,蝶叶部位进入破碎阶段,巷道稳定性迅速降低.在巷道上方及顶板两肩处安装高强预应力注浆锚索,底板拱脚安装 45°高强预应力注浆锚杆,采用“锚杆+锚索”支护结构提高围岩的粘聚力和内摩擦力,遏制塑性区的恶性扩展.

4.2 控制效果

4.2.1 支护方案

如图 10 所示,针对巷道稳定性控制对策,采用高强预应力“锚杆+锚索”锚注支护,具体支护参数如下:

锚杆长度的确定:锚杆长度 $L \geq 0.8 + 0.05 + 1.41 = 2.26$ m,同时考虑到掘进过程中其他因素,对比当前使用锚杆型号,则应选用 $\Phi 25$ mm \times 2 600 mm 的高强预应力注浆锚杆.

锚杆间排距确定:为保证支护系统有足够的承载能力以承受顶板破坏的“静载荷”.按静载荷对锚杆密度计算 $H = \text{锚杆长度} \times \text{围岩容重} \times 1 \text{ m}^2 = 7.02 \text{ t}$, H 为每平方米锚固长度内静载荷; $K = (\text{每排锚杆数} \times \text{锚杆屈服强度}) \div (\text{巷道宽度} \times \text{排距}) = 10.7 \text{ t}$, K 为巷道支护系统每平方米提供的支护强度,锚杆间距取 1 200 mm.

锚杆采用 $\Phi 25$ mm \times 2 600 mm 厚壁无缝钢管滚丝预应力注浆锚杆,间排距 1 200 mm \times 1 400 mm.

锚索支护参数:锚索采用 $\Phi 22$ mm \times 7 300 mm 高强预应力注浆锚索,间排距 1 200 mm \times 1 400 mm.

注浆:采用新型预应力注浆复合料,425 硅酸盐水泥.按水灰比 0.5 : 1.0 在水中加入 425 硅酸盐水泥,同时加水泥量 8%的预应力注浆复合料添加剂,边加入边搅.注浆时,每排自两帮最下部的中空锚注锚索(杆)开始、逐根向上进行.

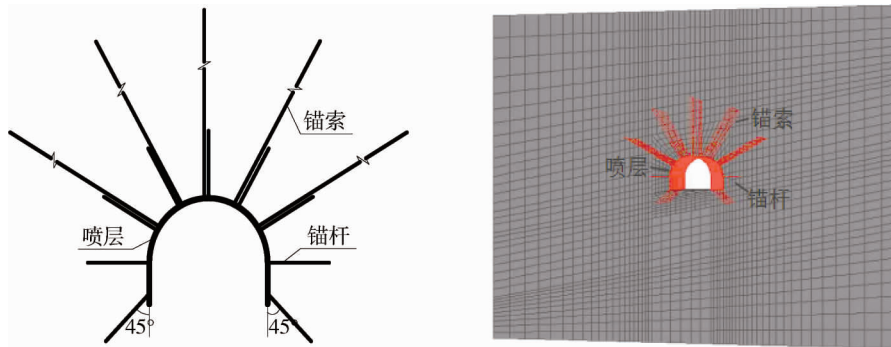


图 10 支护方案

4.2.2 数值模拟对比分析^[19]

通过数值模拟计算 6 000 步对上述支护方案进行验证,图 11 为巷道位移云图,图 12 为巷道变形曲线图.由图 12 可以看出,该支护方案在数值模拟计算至 3 000 步时,巷道围岩变形基本趋于稳定,其中,顶底板变形均未超过 50 mm,两帮变形不超过 25 mm.数值模拟结果验证了所提支护方案足以支护该巷道.

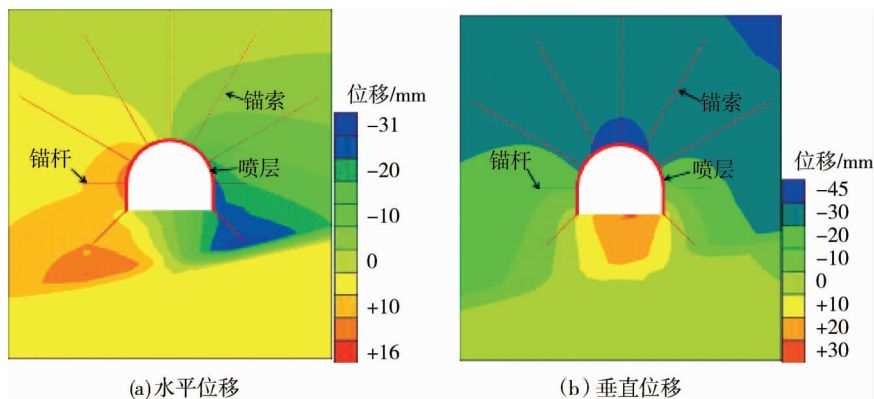


图 11 巷道位移

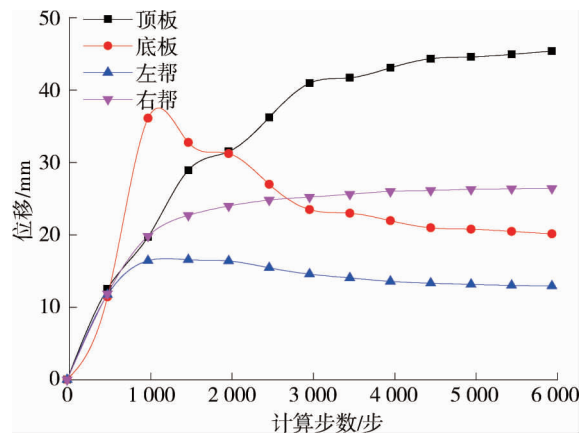


图 12 巷道变形曲线

4.2.3 现场应用

如图 13 所示为注浆支护后的巷道情况,在 3 个月的观测期内,所维修巷道的表面变形基本为零,3 年内的巷道表面变形最大处仅仅为 15 mm,与数值模拟结果基本吻合,从工程上验证了所提支护方案的可行性,真正实现了巷道维修后的零修复,为煤矿的安全生产提供了最基本的保障。



图 13 现场效果

5 结论

- 1) 塑性区扩展范围最终大于锚固范围是造成围岩变形破坏的主要原因。
- 2) 巷道两肩和拱脚处首先破坏,以剪切破坏为主,其中顶板破碎带高度可达 1.41 m,为锚杆型号的选择和参数的设计提供了理论依据。
- 3) 根据高水平应力下的巷道变形特点,提出“强化最大破坏深度围岩强度,巷道关键区域强力控制”原则的巷道稳定性对策,旨在通过提高破碎围岩的粘聚力和内摩擦力,赋予破碎围岩再次承载能力,达到巷道围岩整体稳定的目的。
- 4) 高强预应力“锚杆+锚索”联合锚注支护控制技术可以有效控制围岩变形。

参考文献:

- [1] 鲁岩,邹喜正,刘长友,等.构造应力场中的巷道布置[J].采矿与安全工程学报,2008(2):144-149.
- [2] 吕进国,南存全,张寅,等.义马煤田临近逆冲断层开采冲击地压发生机理[J].采矿与安全工程学报,2018,35(3):567-574.
- [3] 王书文,鞠文君,潘俊锋,等.构造应力场煤巷掘进冲击地压能量分区演化机制[J].煤炭学报,2019,44(7):2000-2010.
- [4] 韦四江,南华,徐耀辉.连续断裂区域巷道失稳机理及控制技术研究[J].煤炭科学技术,2016,44(4):39-44.
- [5] 孙晓明,何满潮,杨晓杰.深部软岩巷道锚网索耦合支护非线性设计方法研究[J].岩土力学,2006(7):1061-1065.

- [6] 李学华,姚强岭,张农.软岩巷道破裂特征与分阶段分区域控制研究[J].中国矿业大学学报,2009,38(5):618-623.
- [7] 赵志强,马念杰,刘洪涛,等.巷道蝶形破坏理论及其应用前景[J].中国矿业大学学报,2018,47(5):969-978.
- [8] 郭晓菲,马念杰,赵希栋,等.圆形巷道围岩塑性区的一般形态及其判定准则[J].煤炭学报,2016,41(8):1871-1877.
- [9] 王卫军,郭罡业,朱永建,等.高应力软岩巷道围岩塑性区恶性扩展过程及其控制[J].煤炭学报,2015,40(12):2747-2754.
- [10] 朱永建,冯涛.锚杆支护超长煤巷顶板稳定性动态分类研究[J].煤炭学报,2012,37(4):565-570.
- [11] 侯朝炯.深部巷道围岩控制的关键技术研究[J].中国矿业大学学报,2017,46(5):970-978.
- [12] 余伟健,吴根水,袁超,等.基于偏应力场的巷道围岩破坏特征及工程稳定性控制[J].煤炭学报,2017,42(6):1408-1419.
- [13] 马念杰,赵希栋,赵志强,等.深部采动巷道顶板稳定性分析与控制[J].煤炭学报,2015,40(10):2287-2295.
- [14] 董方庭,郭志宏.巷道围岩松动圈支护理论[J].煤炭学报,1994,19(1):21-32.
- [15] 余伟健,吴根水,安百富,等.裂隙岩体巷道大变形特征与稳定性控制[J].采矿与安全工程学报,2019,36(1):103-111.
- [16] 王平,朱永建,余伟健,等.软弱破碎围岩分次压实力学特性试验分析[J].岩土力学,2019,40(7):2703-2712.
- [17] 余伟健,吴根水,刘海,等.薄煤层开采软弱煤岩体巷道变形特征与稳定控制[J].煤炭学报,2018,43(10):2668-2678.
- [18] 王平,冯涛,朱永建,等.深部软岩巷道围岩塑性区演化规律及其控制[J].湖南科技大学学报(自然科学版),2019,34(2):1-10.
- [19] 苏学贵,宋选民,李浩春,等.特厚倾斜复合顶板巷道破坏特征与稳定性控制[J].采矿与安全工程学报,2016,33(2):244-252.