



移动扫码阅读

杨 博,杨 宁,李为腾,等.倾斜地层巷道锚杆-拱架联合支护破坏特征及控制对策[J].煤炭科学技术,2019,47(6):98-104.doi:10.13199/j.cnki.est.2019.06.015  
 YANG Bo,YANG Ning,LI Weiteng,*et al*.Failure characteristics & control measures of bolt-arch combined support in roadways buried in inclined strata [J]. Coal Science and Technology, 2019, 47 (6): 98 - 104. doi: 10.13199/j.cnki.est.2019.06.015

# 倾斜地层巷道锚杆-拱架联合支护破坏特征及控制对策

杨 博<sup>1</sup>,杨 宁<sup>1,2,3</sup>,李为腾<sup>1</sup>,马海曜<sup>1</sup>,李廷春<sup>1</sup>,管清升<sup>1</sup>

(1.山东科技大学 山东省土木工程防灾减灾重点实验室,山东 青岛 266590;2.江苏建筑职业技术学院,江苏 徐州 221116;  
 3.江苏建筑节能与建造技术协同创新中心,江苏 徐州 221116)

**摘要:**为明确倾斜地层巷道锚杆-拱架支护失效机理,寻求围岩变形控制对策,以典型案例为工程背景,利用FLAC<sup>3D</sup>锚杆-拱架精细化模拟平台,开展了不同地层倾角下的直墙半圆形巷道锚杆-拱架联合支护数值试验。结果表明:①地层倾斜对巷道变形影响显著,围岩以及锚杆、拱架的破坏情况具有明显的非对称性,且岩层倾向巷帮变形较严重;②巷道顶板沉降和巷帮内移受地层倾角影响较小,但巷道底鼓随倾角增大而显著增大。针对失效关键部位与变形破坏特征,以20°倾角为例,进一步开展了3种优化方案数值模拟对比分析。结果显示,通过增大锚杆直径取得的支护效果并不显著,拱腿仍率先屈曲变形进而造成整体失效,而关键部位锁拱锚杆的施加提高了拱架结构整体性。基于此提出倾斜地层巷道单侧锁拱等非对称支护对策,并得到现场验证。

**关键词:**倾斜地层;巷道支护;锚杆-拱架支护;非对称变形;围岩控制

中图分类号:TD353 文献标志码:A 文章编号:0253-2336(2019)06-0098-07

## Failure characteristics & control measures of bolt-arch combined support in roadways buried in inclined strata

YANG Bo<sup>1</sup>,YANG Ning<sup>1,2,3</sup>,LI Weiteng<sup>1</sup>,MA Haiyao<sup>1</sup>,LI Tingchun<sup>1</sup>,GUAN Qingsheng<sup>1</sup>

(1. Shandong Key Laboratory of Civil Engineering Disaster Prevention, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China;  
 2. Jiangsu Vocational Institute of Architectural Technology, Xuzhou 221116, China;3. Jiangsu Collaborative Innovation Center for Building Energy Saving and Construction Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** In order to clarify the failure mechanism of bolt-arch support in inclined formation roadways and seek the countermeasures for surrounding rock deformation, taking the typical case as the engineering background, the bolt-arch numerical simulation platform in FLAC<sup>3D</sup> was used to carry out the numerical simulation test under different dip angles. The results show that: ① The stratum inclination had a significant impact on roadway deformation, the failure of surrounding rock, rock bolts and supporting arch were obvious asymmetry, and roadway sidewall on the down-tilt direction tended to be more severely deformed. ② The deformation of roadway roof and ribs were less affected by the increasing dip of strata, but the floor heave volume increases significantly with the increase of the inclination angle. Aiming at the asymmetric deformation and failure characteristics of roadway, taking the model of 20° dip strata as an example, the numerical simulation comparative analysis of three optimization schemes were further carried out. The results show that the control effect obtained by increasing the diameter of the bolt was insignificant, and the arch was still subject to buckling deformation and thus caused overall failure, but the application of the locking arch bolt in the key part improved the structural integrity of the arch structure. Based on this, the asymmetric support measures such as single-sided locking archway of inclined strata roadway were proposed and verified on site.

**Key words:** inclined strata; roadway supporting; bolt-arch combined support; asymmetric deformation; surrounding rock

收稿日期:2018-08-13;责任编辑:杨正凯

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51604166,41772299);青岛市博士后应用研究资助项目(2016130);江苏省高等学校自然科学研究资助项目(17KJB440002);江苏建筑节能与建造技术协同创新中心博士专项研究基金资助项目(SJXTBS1701)

作者简介:杨 博(1993—),男,山东菏泽人,硕士研究生。E-mail:ybo2017@163.com

通信作者:李为腾(1987—),男,山东济宁人,副教授,博士。E-mail:lwteng2007@163.com

## 0 引言

我国倾斜煤层分布广、储量大,约占全国可采储量的55%,且大多煤质优良、开采价值高<sup>[1-2]</sup>。但倾斜煤层巷道因地层复杂、构造应力大,巷道偏压严重、重力作用不均,致使巷道围岩受力表现为非对称状态,支护极其困难;即便是锚喷+U型钢拱架等高强度支护作用下也相继出现了围岩大变形、拱架失效及锚杆破断等破坏现象<sup>[3-7]</sup>。

目前针对倾斜地层巷道支护理论与应用方面的研究主要体现在巷道围岩非对称性变形机制研究方面。何满潮等<sup>[8-9]</sup>针对巷道非对称变形时围岩位移场与应力的分布规律,分析了非对称变形的主要影响因素,提出软岩巷道非对称性耦合支护理论。黄庆享等<sup>[10]</sup>通过研究指出急倾斜软煤巷道主要为拉破坏和剪破坏,提出了优化巷道断面和锚网支护相结合的支护设计方法。伍永平等<sup>[11-12]</sup>采用相似材料模拟试验、数值模拟和理论分析综合方法,分析了大倾角煤层巷道非对称性的应力分布和变形破坏规律,阐述了顶板-支架-底板系统失稳的主导影响因素,为该类地质条件的巷道支护提供了依据。尽管诸多学者在倾斜地层煤巷支护方面做了大量研究,但对于锚-架组合作用下地层倾角对巷道变形的影响规律以及支护构件本身的破坏特征却少有针对性研究。

笔者结合典型案例,利用FLAC<sup>3D</sup>精细化数值模拟平台,开展不同倾角地层下的直墙半圆形巷道锚杆-拱架联合支护数值模拟试验,研究围岩以及支护构件的变形破坏特征,阐明破坏失效关键部位,并针对此开展优化方案数值模拟对比分析,提出控制倾斜地层巷道变形失稳的有效对策。

## 1 数值模拟试验方案设计

### 1.1 典型案例工程概况

某煤矿平均开采深度-600 m,主采1号煤层、2号煤层和4号煤层,笔者以4号煤层工作面巷道为研究对象。该煤层平均厚度7.4 m,地层倾角6°~20°,受地质构造影响,部分区域地层倾角更大。巷道沿底掘进,巷道轴向与地层走向夹角较小,为较典型的倾斜地层巷道;巷道直接顶主要为炭质泥岩及泥岩夹黏土岩,厚度多变,易风化脱落,吸水膨胀,属易冒落顶板;直接底板为0.65 m厚的煤和泥岩互层,局部为炭质泥岩;再向下为油4岩层。围岩岩性软弱、节理发育,受断层影响,岩层较为破碎。地应力测试结果显示巷道所处地层竖向地应力10.0

MPa,水平向最大主应力14.5 MPa,最小主应力10.0 MPa,最大主应力方向与巷道方向基本一致。

巷道为直墙半圆形断面,巷道断面形式及支护布置方式,如图1所示。工程开挖初期,采用锚网喷形式,锚杆采用MSGLD-335/18×2250螺纹钢锚杆,间排距650 mm×800 mm,预紧力300 N·m,混凝土喷层采用C20混凝土,厚度120 mm,但出现顶沉、帮缩及底鼓等非对称变形破坏形式。后内部架设方钢管混凝土拱架,仍无法控制围岩变形,拱架屈服失效严重,锚杆破断现象频发,给巷道稳定和施工安全带来巨大隐患。

### 1.2 试验方案

为研究倾斜地层巷道变形破坏特征,并揭示不同地层倾角的影响规律,以增强研究结论的适用性,在试验方案中将实际地层倾角范围扩展为0°~45°,试验方案见表1。巷道形状为直墙半圆形,半径2.2 m,墙高1.6 m。方案1—5中地层倾角为变量,支护方式为不变量;支护参数为“CFST+18 mm锚喷支护”,即钢管混凝土拱架、18 mm直径(屈服荷载171.8 kN)锚杆锚喷联合支护。方案K1—K3中地层倾角20°为不变量,支护方式为变量,通过对分析以寻求围岩变形有效控制对策。方案K1—K3锚杆直径均为22 mm(屈服荷载260 kN),拱架力学参数保持不变;另外,方案K2和K3增设锁拱锚杆长度3.0 m,参数同22 mm常规锚杆,每帮设置1根,布置在起拱点向下0.6 m位置;双锁拱锚杆指在两帮各安装1根锚杆进行锁拱。

表1 数值模拟试验方案

Table 1 Numerical test schemes

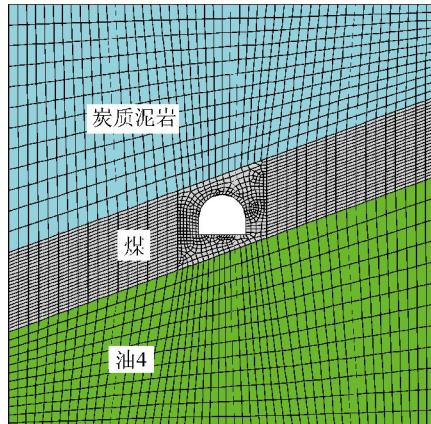
方案序号	地层倾角/(°)	支护参数
1	0	
2	10	
3	20	CFST+18 mm 锚喷支护
4	30	
5	45	
K1		CFST+22 mm 锚喷支护
K2	20	CFST+22 mm 锚喷支护+两侧锁拱锚杆
K3		CFST+22 mm 锚喷支护+单侧锁拱锚杆

## 2 精细化数值模型建立

针对巷道锚杆-拱架联合支护典型工程问题,作者基于FLAC<sup>3D</sup>构建了锚杆-拱架精细化数值模拟平台<sup>[13-15]</sup>,该平台能够实现锚杆破断、拱架屈曲失效、拱架-围岩相互作用(法向可分离、轴向可滑移)的准确模拟。

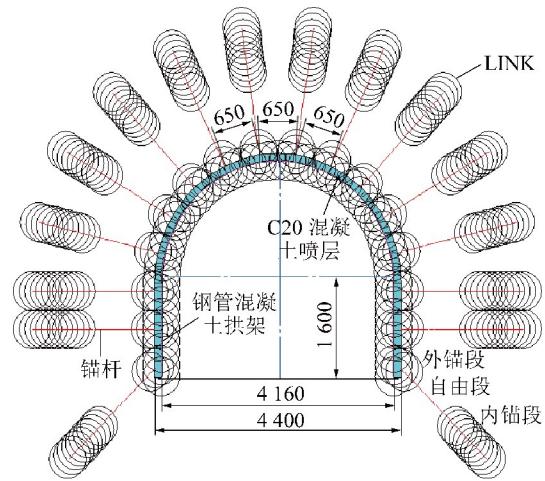
## 2.1 巷道及围岩模型

取典型地层截面,建立宽×高×厚为40 m×40 m×0.8 m的数值模型,以地层倾角20°方案为例,所建模型如图1a所示。该模型边界条件为前后左右均约束法向位移,底面全位移约束;上表面为自由面不约束位移,通过施加面荷载的方式进行地应力补偿,并按照实际地应力数据进行初始地应力平衡。为准确再现围岩的变形特征,围岩采用SVISIC蠕变模型进行



(a) 巷道及围岩模型(倾角20°)

模拟;煤层直接顶、底板分别为炭质泥岩、油4软弱岩层,基于岩石力学试验和巷道变形实测反演围岩模型的力学参数。开挖一次完成,开挖完成后随即建立支护单元模型,包括喷射混凝土层、布设锚杆和安装拱架。喷射混凝土层采用实体单元建模,紧贴巷道开挖断面,选用Mohr-Coulomb本构模型,厚度为120 mm,岩层及喷层力学参数见表2。



(b) 支护构件布置方式及建模效果

图1 数值模拟试验模型

Fig. 1 Numerical simulation test model

表2 岩层及喷层力学参数

Table 2 Mechanical parameters of rock mass and concrete spray layer

地层	体积模量 $B/\text{MPa}$	泊松比 $\mu$	抗拉强度 $\sigma_t/\text{MPa}$	黏聚力 $C/\text{MPa}$	内摩擦 角 $\psi/(\text{°})$	密度 $\rho/(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	弹性切 变模量 $G_M/\text{GPa}$	Kelvin 切变模量 $G_K/\text{GPa}$	Maxwell 黏度 $\eta_M/(\text{GPa} \cdot \text{s})$	Kelvin 黏度 $\eta_K/(\text{GPa} \cdot \text{s})$
炭质泥岩	500.00	0.3	0.15	0.5	27	2 200	1.0	5.23	$1.1 \times 10^8$	$1.73 \times 10^6$
煤	400.00	0.3	0.10	0.4	25	2 200	1.0	5.23	$1.1 \times 10^8$	$1.73 \times 10^6$
油4	600.00	0.3	0.15	0.6	27	2 200	1.0	5.23	$1.1 \times 10^8$	$1.73 \times 10^6$
喷层	2 777.78	0.2	1.00	1.0	30	—	—	—	—	—

## 2.2 可破断锚杆模型

锚杆模型采用修正后的Cable单元<sup>[13-14]</sup>。Cable单元布置在厚度方向中截面(0.4 m处)位置,间距650 mm。除锁拱锚杆外,所建锚杆模型长度均为2.2 m,其内锚段、自由段和外锚段长度分别为0.8、1.3、0.1 m,外锚段的端点与喷层的邻空轮廓线平齐。内锚段无需其他特殊处理,其锚固剂体积模量为20 MPa;将自由段处锚固剂参数设置为零,并删除node与围岩建立的link以实现自由段;将外锚段处的锚固剂体积模量和黏聚力均设置为10 000 MPa,以此模拟锚杆托盘,各分段实现效果如图1b所示。对原有Cable单元进行修正,以实现锚杆可以发生破断。式(1)为破断判据的函数表达式:

$$S = \sum_{i=1}^n U_i \geq S_{\max} = 1 + \delta l \quad (1)$$

其中: $S_{\max}$ 为锚杆自由段对应的极限长度; $l$ 为锚杆自由段长度; $U_i$ 表示锚杆自由段中编号为*i*的CID单元长度; $n$ 为自由段单元的最大编号; $\delta$ 为锚杆的破断伸长率<sup>[14]</sup>。本试验模型将锚杆自由段破断伸长率设置为10%,则锚杆自由段极限长度 $S_{\max} = 1.43$  m,若超过此极限长度,锚杆随即发生破断,自由段处轴力变为零。

## 2.3 拱架模型

拱架采用beam单元进行模拟<sup>[15]</sup>,共划分52个beam单元,与锚杆布置在同一截面上。拱架采用钢管混凝土拱架(CFST),分三节用套管安装成拱,套

管节点布置在拱顶及45°拱肩位置,建模效果如图1b所示。拱架截面参数表3所示,其中“150×8-C40”表示截面边长为150 mm壁厚8 mm,方钢管内充填C40混凝土,并配合边长为178 mm壁厚10 mm长度600 mm的方钢管作为套管。对原有beam单元的屈服判据进行修正,考虑弯矩M和轴力N同时

作用,通过拟合的m-n公式得到压弯组合作用下的极限弯矩M<sub>u</sub>和极限轴力N<sub>u</sub>,并以此作为屈服判据<sup>[16]</sup>,见表3。除此之外,通过修改与围岩自动建立的link连接,实现了beam单元与围岩可发生剥离和滑移的模拟行为,更加符合工程实际。

表3 拱架截面几何参数及压弯破坏判据<sup>[15]</sup>Table 3 Arch-sectional geometry and bending failure criterion<sup>[15]</sup>

钢管 截面	横截面积 S/ mm <sup>2</sup>	等效惯性矩 I/cm <sup>4</sup>	等效弹性 模量 E/Pa	m-n 公式	承载极限轴力 N <sub>u</sub> /kN	承载极限弯矩 M <sub>u</sub> /(kN·m)
150×8-C40 常规截面	4 296.3	4 218.75	0.05×10 <sup>11</sup>	$\begin{cases} n + 0.69821m = 1, n \geq 0.30179 \\ 1.365051n^2 - 0.4119624n + m = 1, n < 0.30179 \end{cases}$	2 526	101.7
178×10 套管长600 mm	6 358.8	4 218.75	0.05×10 <sup>11</sup>	$\begin{cases} n + 0.4m = 1, n \geq 0.6 \\ 2.7n^2 - 1.62n + m = 1, n < 0.6 \end{cases}$	1 821	94.2

注:m、n分别为弯矩系数与轴力系数。

### 3 数值模拟结果及分析

#### 3.1 联合支护失效特征分析

计算至围岩蠕变时间达到50 d停止,计算过程中对围岩变形量、塑性区体积、支护构件受力等进行监测,方案1—5部分计算结果见表4。

1)部分方案围岩塑性区及支护构件内力如图2所示。地层倾斜对巷道围岩变形破坏及支护构件失效影响显著,具有明显的非对称现象:倾斜地层方案围岩塑性区分布图也呈倾斜形状;巷道左帮(岩层倾向一方)变形更为严重,如图3所示;锚杆的破断也呈现非对称现象,左帮锚杆比右帮锚杆更易破断;拱架在左帮的变形破坏也更严重,与围岩之间发生明显的剥离现象,巷道的左帮及拱架的左拱腿成为巷道变形破坏的关键部位。

2)巷道变形量及塑性区体积随地层倾角的变化关系如图4所示。总体上,巷道顶板下沉和巷帮

变形基本不受地层倾角影响,巷道底鼓随地层倾角增大而显著增大,其主要原因是巷道所在地层(煤)的力学参数显著小于上下岩层。围岩塑性区体积随地层倾角增加呈缓慢增加趋势,其原因同上,从塑性区范围图上也可看出增加的塑性区体积主要由底板贡献。

倾斜地层巷道试验方案的围岩变形特征、拱架初始失效部位、整体失效形态与锚杆破断情况与工程实际较吻合。分析原因在于,岩层倾斜及软弱岩层流变作用致使倾向一帮将率先产生内挤变形,使拱腿部分较早达到压弯极限而屈曲变形发展;另一方面,拱架上的围岩压力使拱腿的弯曲变形速度大于巷帮的内移速度,导致拱架与围岩分离,进一步加剧巷帮变形;此外,岩层倾向一帮的锚杆破断失效也为围岩变形提供了助推作用。总之,对于倾斜地层巷道来说,拱架尤其是岩层倾向一帮的拱腿部位内弯变形是巷道最终变形失效的突破口。

表4 方案1—5部分计算结果

Table 4 Some calculation results of No.1—5 schemes

方案 序号	顶板下沉量/ mm	巷帮变形/ mm	巷中底鼓/ mm	塑性区 体积/m <sup>3</sup>	拱架最大 轴力/kN	拱架最大 弯矩/kN	锚杆最大 轴力/kN	备注
1	135.5	197.0	216.4	83.90	729.100	48.460	171.80	拱架失效
2	136.2	196.8	246.5	86.20	680.200	44.560	171.80	拱架失效 左帮断1根
3	137.4	196.7	298.9	88.78	606.700	40.090	171.80	拱架失效 左帮断2根
4	131.9	191.8	326.2	88.81	486.900	44.210	171.80	拱架失效 左帮断1断
5	134.3	189.7	359.4	92.22	625.600	73.560	171.80	拱架失效 左帮断1根

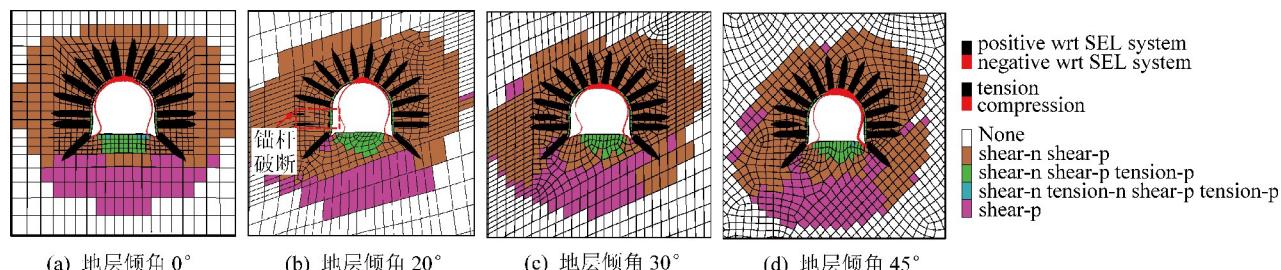


图2 不同方案围岩塑性区及支护构件内力示意

Fig. 2 Surrounding rock plastic zones and supporting member forces in different scheme

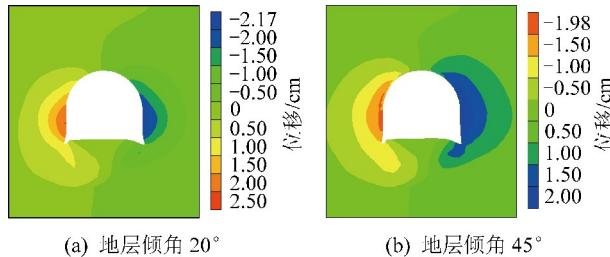


图3 不同方案水平位移图

Fig. 3 Horizontal displacement of different schemes

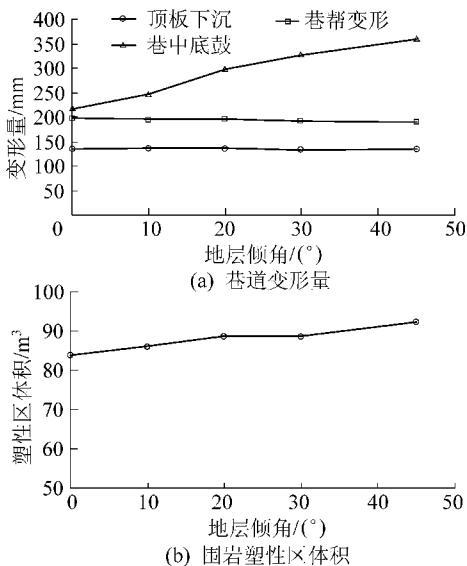


图4 不同方案巷道变形量及塑性区体积统计曲线

Fig. 4 Deformation and plastic zone volume

statistical curves in different schemes

表5 方案K1—K3部分计算结果

Table 5 Some calculation results of No.K1~K3 schemes

方案序号	顶板下沉量/mm	巷帮变形量/mm	巷中底鼓/mm	塑性区体积/m <sup>3</sup>	拱架最大轴力/kN	拱架最大弯矩/kN	锚杆最大轴力/kN	备注
K1	134.10	168.30	293.60	87.29	812.0	78.07	260	拱架失效 锚杆未发生破断
K2	129.09	111.48	289.30	86.02	370.5	49.83	260	拱架形态完好 锚杆未发生破断
K3	131.30	123.24	289.69	86.70	373.4	56.73	260	拱架形态完好 锚杆未发生破断

## 3.2 控制对策比选

方案K1—K3的部分计算结果见表5,图5为方案K1、方案K2与方案K3塑性区及支护构件内力图。图6为方案K1—K3与方案3围岩控制效果对比图。

1)方案K1与方案3的差别仅在于将其中的锚杆由直径18 mm换为22 mm,其围岩控制效果有所改观,尤其巷帮变形量减小了约15%,但对于顶板下沉和底鼓的控制效果并不显著;所有锚杆均未出现破断现象,但拱腿出现明显弯折现象,且左帮较右帮变形严重(图5a),拱架失效。因此,通过增加锚杆直径可以有效避免锚杆破断现象,但并没有解决支护失效的关键所在,很难大幅度提升围岩的控制效果。

2)方案K2采用了两帮各安装1根锁拱锚杆的方案,方案K3只在左帮安装了1根锁拱锚杆,对比K1方案,两者都能很好的解决拱腿弯折失效问题,拱架整体结构性较好,未见明显弯曲变形(图5b和图5c);由图6可知,两个带锁拱锚杆支护方案对围岩控制效果改善相差不大,均较明显,尤其对巷帮围岩变形控制的改善最为显著。因此,对于倾斜地层巷道而言,通过计算或模拟进行破坏关键部位和关键构件的预判,是非常必要的。

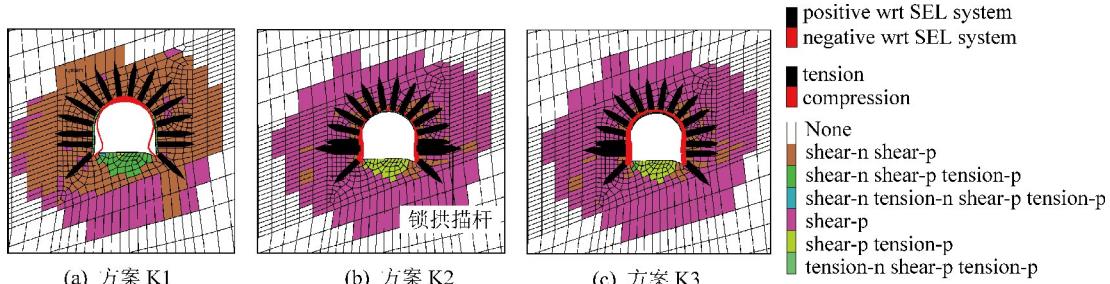


图 5 方案 K1—K3 巷道围岩塑性区及支护构件内力图

Fig. 5 Surrounding rock plastic zones and supporting member forces of scheme K1—K3

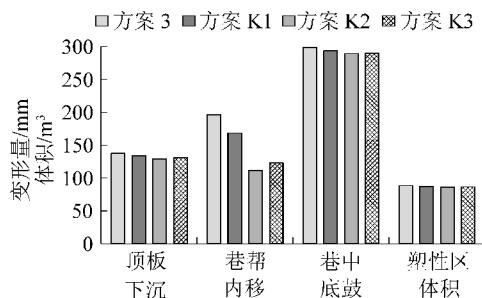


Fig. 6 Comparative column of surrounding rock control effect of in different schemes

上述试验结果分析表明,通过增大锚杆直径虽能有效解决锚杆破断问题,但拱架尤其是拱腿位置仍然变形严重,并不能取得理想的效果。分析原因在于,锚杆强度的增强仍不能限制倾向一帮拱腿率先屈服变形进而造成整体失效,因此提高拱腿位置的抗压弯能力是提升结构整体性的关键所在;数值试验证明锁拱锚杆对拱架拱腿内敛变形产生极大的限制作用,使拱架的形状保持完好,结构性得以充分发挥。对于倾斜地层巷道支护,单侧和两侧采用锁拱锚杆的围岩控制效果相差不大,因此可采取在关键部位、即在倾向一帮增设锁拱锚杆等非对称支护方式。

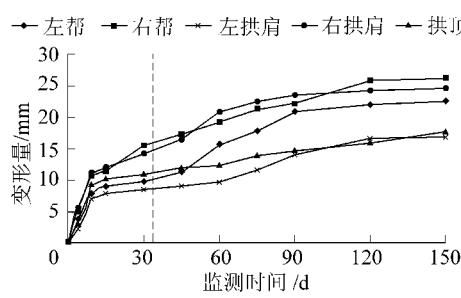


图 7 巷道变形监测曲线

Fig. 7 Roadway deformation monitoring curves

鉴于上述工程背景,将 K3 支护方案应用在工程背景所述巷道中。图 7 现场巷道变形监测曲线显示,采用优化支护方案的巷道 120 d 时变形量趋于平稳,巷帮最大移近量仅为 26.3 mm,拱顶下沉量

仅为 17.8 mm,围岩变形量大幅减小,巷道偏压量较小;拱架未发生脱离现象,整体形态较好,锚杆未出现破断现象,支护效果显著。

## 4 结 论

1) 地层倾斜对巷道围岩变形破坏及支护构件失效影响显著,围岩变形、塑性区分布以及锚杆破断等具有明显的非对称现象:巷道的左帮及拱架的左拱腿(岩层倾向一侧)变形更严重,成为巷道最终变形破坏的突破口。

2) 巷道顶板下沉和巷帮变形基本不受地层倾角影响,巷道底鼓随地层倾角增大而显著增大,其原因主要是巷道所在地层(煤)的力学参数显著小于上下岩层所致;围岩塑性区体积随地层倾角增加呈缓慢增加趋势,其塑性区体积的增加主要由底板贡献。

3) 优化方案对比试验结果显示,通过增加锚杆直径可以有效解决锚杆破断问题,但拱腿仍率先曲折进而造成整体失效;锁拱锚杆有效控制拱腿内敛变形,整体结构性得以发挥;单侧和两侧采用锁拱锚杆的围岩控制效果相差不大,故对于倾斜地层巷道可采取单侧施加锁拱锚杆的非对称支护方式。

4) 工程应用结果表明,采用单侧施加锁拱锚杆等非对称支护方式,能有效缓解巷道偏压破坏,提高巷道稳定性。

## 参考文献(References):

- [1] 马振乾,姜耀东,杨英明,等.急倾斜松软煤层巷道变形特征与控制技术[J].采矿与安全工程学报,2016,33(2):253-259.  
MA Zhenqian, JIANG Yaodong, YANG Yingming, et al. Deformation characteristics and control technology of roadways in soft steeply inclined coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2016, 33 (2): 253-259.
- [2] 李伟,刘俊峰,代少军,等.薄及中厚急倾斜煤层综采工艺及装备研究[J].煤炭科学技术,2017, 45(07): 27-32.  
LI Wei, LIU Junfeng, DAI Shaojun, et al. Research on fully-mechanized coal mining technology and equipment in thin and medium extremely inclined coal seam [J]. Coal Science and Technol-

- ogy, 2017, 45(7): 27-32.
- [3] 郑朋强,陈卫忠,袁敬强,等.深部急倾斜煤层偏压巷道支护参数优化研究[J].岩土力学,2014,35(S2):429-436.  
ZHENG Pengqiang, CHEN Weizhong, YUAN Jingqiang, et al. Study of parameter optimization of support in deep steeply inclined roadway with unsymmetrical loadings [ J ]. Rock and Soil Mechanics, 2014, 35 ( S2 ) : 429-436.
- [4] 郭 放,高保彬,牛国庆,等.近距离煤层煤柱及采空区下综采工作面矿压规律研究[J].煤炭科学技术, 2017, 45(05): 92-97,169.  
GUO Fang, GAO Baobin, NIU Guoqing, et al. Study on mine strata pressure law of fully-mechanized coal mining face under coal pillars and goaf in contiguous seams [ J ]. Coal Science and Technology, 2017, 45 ( 05 ) : 92-97,169.
- [5] 辛亚军,勾攀峰,贞东风,等.大倾角软岩回采巷道围岩失稳特征及支护分析[J].采矿与安全工程学报, 2012, 29 ( 5 ) : 637-643.  
XIN Yajun, GOU Panfeng, YUN Dongfeng, et al. Instability characteristics and support analysis on surrounding rock of soft rock gateway in high-pitched seam [ J ]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29 ( 5 ) : 637-643.
- [6] 孙福玉.综放开采窄煤柱沿空掘巷围岩失稳机理与控制技术[J].煤炭科学技术,2018,46(10):149-154.  
SUN Fuyu. Instability mechanism and control technology of surrounding rock of gob-side entry with narrow pillar by fully-mechanized caving mining [ J ]. Coal Science and Technology, 2018, 46 ( 10 ) : 149-154.
- [7] 王 猛,柏建彪,王襄禹,等.深部倾斜煤层沿空掘巷上覆结构稳定与控制研究[J].采矿与安全工程学报, 2015, 32 ( 3 ) : 426-432.  
WANG Meng, BAI Jianbiao, WANG Xiangyu, et al. Stability and control technology of overlying structure in gob-side entry driving roadways of deep inclined coal seam [ J ]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2015, 32 ( 3 ) : 426-432.
- [8] 何满潮,王晓义,刘文涛,等.孔庄矿深部软岩巷道非对称变形数值模拟与控制对策研究[J].岩石力学与工程学报,2008,27(4):673-678.  
HE Manchao, WANG Xiaoyi, LIU Wentao, et al. Numerical simulation on asymmetric deformation of deep soft rock roadway in kongzhuang coal mine [ J ]. Chinese Journal of Rock Mechanics and En-
- gineering, 2008, 27 ( 4 ) : 673-678.
- [9] 何满潮,胡永光,郭志飚,等.大断面软岩巷道耦合支护技术研究[J].采矿与安全工程学报,2005,22(4):1-3,142.  
HE Manchao, HU Yongguang, GUO Zhibiao, et al. Research on technology of coupling support in large section soft rock tunnel [ J ]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2005 ( 4 ) : 1-3, 142.
- [10] 黄庆享,董伯林,陈国红,等.急倾斜软煤巷道破坏机理及锚网支护设计[J].采矿与安全工程学报,2006,23(3):333-336.  
HUANG Qingxiang, DONG Bolin, CHEN Guohong, et al. Failure mechanism of entry in steep soft seam and bolting design [ J ]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23 ( 3 ) : 333-336.
- [11] 伍永平,解盘石,王红伟,等.大倾角煤层开采覆岩空间倾斜砌体结构[J].煤炭学报,2010,35(8):1252-1256.  
WU Yongping, XIE Panshi, WANG Hongwei, et al. Incline masonry structure around the coal face of steeply dipping seam mining [ J ]. Journal of China Coal Society, 2010, 35 ( 8 ) : 1252-1256.
- [12] 伍永平,郎 丁,解盘石.大倾角软煤综放工作面煤壁片帮机理及致灾机制[J].煤炭学报,2016,41(8):1878-1884.  
WU Yongping, LANG Ding, XIE Panshi. Mechanism of disaster due to rib spalling at fully-mechanized top coal caving face in soft steeply dipping seam [ J ]. Journal of China Coal Society, 2016, 41 ( 8 ) : 1878-1884.
- [13] 李为腾,杨 宁,李廷春,等.FLAC<sup>3D</sup>中锚杆破断失效的实现及应用[J].岩石力学与工程学报,2016,35(4):753-767.  
LI Weiteng, YANG Ning, LI Tingchun, et al. Implementation of bolt broken failure in FLAC<sup>3D</sup> and its application [ J ]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35 ( 4 ) : 753-767.
- [14] 杨 宁,李为腾,玄 超,等.FLAC<sup>3D</sup>可破断锚杆单元完善及深部煤巷应用[J].采矿与安全工程学报,2017,34(2):251-258.  
YANG Ning, LI Weiteng, XUAN Chao, et al. Improvement of breakable anchor bolt element in FLAC<sup>3D</sup> and its application in deep coal roadway [ J ]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2017, 34 ( 2 ) : 251-258.
- [15] LI Weiteng, YANG Ning, LI Tingchun, et al. A new approach to simulate the supporting arch in a tunnel based on improvement of the beam element in FLAC(3D) [ J ]. Journal of Zhejiang University Science, 2017, 18 ( 3 ) : 179-193.