

# 深埋煤层运输巷变形特征及支护优化研究

Research on the Deformation Characteristics and Support Optimization of Deep Coal Roadway

李振武<sup>1</sup>, 何建新<sup>2</sup>, 沈建波<sup>2</sup>

(1. 济宁能源发展集团有限公司, 山东 济宁 272000; 2. 山东济矿鲁能煤电有限公司阳城煤矿, 山东 济宁 272502)

**摘要:**为解决矩形巷道顶板因应力集中易产生冒顶破坏问题,以安居煤矿C2316工作面运输巷为研究背景,采用理论计算、数值模拟等得出了巷道失稳破坏的原因,并通过支护优化进行改善。结果表明,通过理论计算得出巷道顶板松动圈的高度为 $L_s = 3$  m,两帮的松动圈宽度为 $L_e = 2.5$  m,原支护方案锚杆长度未穿过巷道松动圈。因此,提出了将巷道顶板锚杆支护改为全锚索支护,帮部锚杆长度由1 800 mm换成3 000 mm方案后。经现场实践,巷道顶板移近量、两帮收敛量分别达到30 mm, 28 mm,巷道围岩变形量得到有效控制,满足安全生产要求。

**关键词:**矩形巷道; 松动圈; 数值模拟; 理论计算

中图分类号: TD353

文献标志码: A

文章编号: 1672-609X(2022)05-0048-06

**Abstract:** To solve the roof caving of rectangular roadway caused by concentrated stress, a research was carried out based on the haulage roadway at C2316 working face of Anju Coal Mine. By adopting theoretical calculation, numerical simulation and other methods, the reasons for the roadway instability have been found and support measures have been proposed for improvement. The results of the theoretical calculation show that the height of the relaxation zone over the roadway roof is  $L_s = 3$  m, the width of the relaxation zone on the two sides of the roadway is  $L_e = 2.5$  m, the rock bolts in the original support scheme are not long enough to reach the relaxation zone. Thus, it's proposed to change the support scheme of the roof from bolt support to anchor cable support, and change the bolt length on the two sides from 1 800 mm to 3 000 mm. Site practice shows that the roof-to-floor and side-to-side convergences are 30 mm and 28 mm respectively, proving the deformation of the roadway surrounding rocks has been effectively controlled and safety production requirement can be met.

**Key words:** rectangular roadway; relaxation zone; numerical simulation; theoretical calculation

## 1 前言

目前,许多煤矿已进入深部开采阶段。由于深部岩体与浅部岩体力学性质的差异以及高应力下软岩的流变性,造成许多煤矿软岩巷道稳定性差、难控制等问题<sup>[1-3]</sup>。针对上述问题,一些学者也做了大量研究。张清清<sup>[4]</sup>通过分析巷道顶板钻孔裂隙,得出巷道失稳破坏主要受动压的影响,并对原支护方案进行了优化,巷道围岩变形量得到改善。郑朋强<sup>[5]</sup>基于等效圆法计算出巷道围岩松动圈范围,为支护优化提供了依据。郭平<sup>[6]</sup>针对深埋巷道围岩变形量大,难控制等问题,提出了将巷道断面与支护参数一起优化的方法,使运输巷

围岩变形量得到有效控制。本文以安居煤矿C2316工作面运输巷为研究背景,采用理论计算、数值模拟等方法得出了巷道失稳破坏的原因,并通过支护优化进行改善,以期类似地质条件提供有益参考。

## 2 工程背景

### 2.1 工程概况

C2316工作面为安居煤矿新设计工作面,属于安居煤矿二采区范围,工作面地面标高为+34.0~+36.0 m,工作面标高为-927~-916 m,工作面埋深950~961 m,平均埋深956 m。工作面临近C2310采空区且煤层厚度平均为2.1 m,所开采煤层为3<sub>上</sub>煤,工作面可推进长度合计为79.2 m(平距),切眼长度为83.7 m(平距),开采总面积为6 243 m<sup>2</sup>,工作面顶底板岩层基本情况见表1。巷道断面形式为矩形巷道,净宽4.0 m,净高3.0 m,净断面面积为12 m<sup>2</sup>。

[作者简介] 李振武(1973-),男,山东聊城市人,高级工程师,从事煤矿生产管理工作。

[引用格式] 李振武,何建新,沈建波. 深埋煤层运输巷变形特征及支护优化研究[J]. 中国矿山工程,2022,51(5):48-53.

表1 煤层及顶底板岩性特征

顶底板名称	岩石名称	厚度/m	岩性描述
顶板	粉砂岩	5.76	深灰色,含植物化石叶片化石,底部含较多泥质及炭质
	细砂岩	14.39	上部灰黑色,下部褐灰色,块状,参差状断口,含丰富的植物碎屑化石
	中砂岩	4.1	浅灰绿色,中厚层状,局部薄层状,平行层理,斜层理,以石英、长石为主,含较多绿色矿物及黑色矿物,次棱角状,泥质胶结
	泥岩	2.05	灰黑色,块状,参差状断口,富含黄铁矿散晶,具滑面,含丰富的植物根茎化石
煤层	煤	2.1	黑色,块状构造为主,片状及粒状相间出现,亮煤,暗煤及镜煤组成
	泥岩	2.1	灰黑色,块状,参差状断口,局部夹丰富的煤线,夹菱铁质结核,含丰富的植物根化石
底板	细砂岩	9.5	上部灰黑色,下部灰白色,薄层状~中厚层状,平行层理,隙较发育,局部充填方解石,上部含植物碎屑化石及黄铁矿散晶
	中砂岩	0.8	灰白色,中厚层状,较致密,以石英为主,次为长石,次圆状,分选中等,钙泥质胶结

2.2 巷道围岩变形特征

C2316工作面回采期间,巷道顶板部分岩层脱落,钢丝网断裂,钢带遭到严重破坏,巷道变形特征如图1所示,巷道顶板窥视图如图2所示。



图1 巷道变形特征图

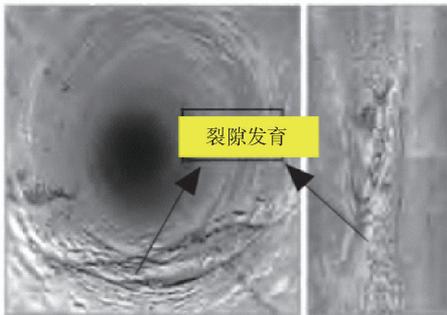


图2 巷道顶板窥视图

通过现场调研表明:巷道围岩出现大变形情况,一方面受工作面采动的影响;另一方面,巷道直接顶为泥岩,基本顶为中砂岩,当钻孔窥视仪推进到3m(中砂岩)时,还存在裂隙,且发育丰富,但孔型较为完整。

3 巷道围岩力学分析

3.1 巷道围岩松动圈的应力计算

地下硐室围岩松动圈的计算问题可以简化为柯

西(Kirsh,1898)问题进行求解,圆形巷道受力模型如图3所示。

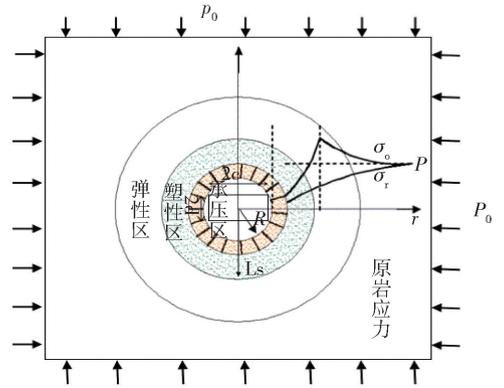


图3 圆形巷道受力模型示意图

当  $\sigma_h = \lambda \sigma_v$  时,巷道围岩塑性区<sup>[7]</sup>任意一点的径向应力为

$$\sigma_r = \sigma_v \left[ \frac{1+\lambda}{2}(1-m) - \frac{1-\lambda}{2}(1+3m^2-4m)\cos 2\theta \right] \quad (1)$$

任意一点的环向应力为

$$\sigma_\theta = \sigma_v \left[ \frac{1+\lambda}{2}(1+m) + \frac{1-\lambda}{2}(1+3m^2)\cos 2\theta \right] \quad (2)$$

任意一点的剪应力为

$$\tau_{r\theta} = \sigma_v \cdot \frac{1-\lambda}{2}(1-3m^2+2m)\sin 2\theta \quad (3)$$

式中,  $\sigma_r, \sigma_\theta$  为任意一点的径向、环向应力, MPa;  $\tau_{r\theta}$  为任意一点的剪应力, MPa;  $m = r_0^2/r_1^2$ ,  $r_0$  为圆形巷道半径;  $r_1$  为松动圈半径;  $\theta$  为围岩塑性区中任意一点的极坐标;  $p_0$  为垂直、水平荷载。

3.2 巷道围岩松动圈范围计算

当采用 Mohr-Coulomb 准则的计算围岩的松动

范围时,取 Mohr-Coulomb 塑性条件<sup>[8]</sup>为

$$\sin\varphi_m = \frac{\sqrt{(\sigma_\theta - \sigma_r)^2 + (2r_{\theta r})^2}}{\sigma_\theta + \sigma_r + 2c_m \cos\varphi_m} \quad (4)$$

式中,  $c_m$ 、 $\varphi_m$  分别为围岩体的黏聚力、内摩擦角。

将式(1)~式(3)代入式(4),并整理可得

$$f_m = k_1 m^4 + k_2 m^3 + k_3 m^2 + k_4 m + k_5 \quad (5)$$

其中,

$$k_1 = -9(1 - \lambda)^2$$

$$k_2 = 6(1 - \lambda) [(1 + \lambda) \cos 2\theta + 2(1 - \lambda)]$$

$$k_3 = 4(\sin^2 \varphi_m - 3)(1 - \lambda)^2 \cos^2 2\theta + 4(1 - \lambda)^2 \cos 2\theta + (1 - 6\lambda + \lambda^2)$$

$$k_4 = 4(1 - \lambda)^2 \cos 4\theta + 2(1 - \lambda) \left[ (1 + \lambda) - \left( 1 + \lambda + \frac{2c_m \cot \varphi_m}{\sigma_v} \right) \sin^2 \varphi_m \right] \cos^2 \theta$$

$$k_5 = \left( 1 + \lambda + \frac{2c_m \cot \varphi_m}{\sigma_v} \right)^2 \sin^2 \varphi_m - (1 - \lambda)^2$$

由式(5)可知,当给定  $\theta$  值后,就可得出巷道围岩的塑性松动圈半径与侧压力系数的关系,进而计算出相应地应力条件下围岩中松动圈半径,为巷道支护提供理论条件。

当侧压力系数  $\lambda = 1$  时,即  $P_0 = \sigma_h = \sigma_v$  时,代入式(5)得

$$f_m = -4m^2 + \left( 2 + \frac{2c_m \cot \varphi_m}{\sigma_v} \right)^2 \sin^2 \varphi_m = 0 \quad (6)$$

由式(6)得,当  $\lambda = 1$  时,圆形巷道的塑性松动圈为圆形,其松动圈半径<sup>[9]</sup>为

$$r_1 = r_0 \sqrt{\frac{\sigma_v}{(\sigma_v + c_m \cot \varphi_m) \sin \varphi_m}} \quad (7)$$

矩形巷道开挖后塑性区范围一般采用圆形巷道进行求解,假定矩形巷道宽度与高度分别为  $2c$  和  $2d$ ,圆形巷道求解半径  $r_0 = \sqrt{c^2 + d^2}$ ,  $r_0$  带入式(7),

来求解矩形巷道顶板及两帮的松动圈的半径范围,矩形巷道顶板的松动圈范围为  $L_s$ , 两帮的为  $L_e$ 。

$$L_s = r_1 - d \quad (8)$$

$$L_e = r_1 - c \quad (9)$$

式中,  $d$  为矩形巷道高度的一半,  $m$ ;  $c$  为矩形巷道宽度的一半  $m$ 。

巷道宽度为 4 m, 取其一半, 即  $c = 2$  m。同理可得,  $d = 1.5$  m,  $r_0 = 2.5$  m,  $\varphi_m = 20^\circ$ ,  $C_m = 0.8$  MPa,  $\sigma_v = 23.9$  MPa 相应的力学参数代入式(5)求得  $r_1 = 4.5$  m, 将  $r_1$  代入式(8)、(9)求得顶板松动圈的高度为  $L_s = 3$  m, 即两帮的松动圈为  $L_e = 2.5$  m。

## 4 数值模拟

### 4.1 数值计算模型的建立

根据研究目的及预期的结果,建立 FLAC<sup>3D</sup> 数值计算模型,在建立模型过程中,考虑到边界效应及计算速度,最终确定模型尺寸为  $x \times y \times z = 50 \text{ m} \times 20 \text{ m} \times 55 \text{ m}$ ,共划分 440 000 个网格,模型中模拟煤岩体采用摩尔-库仑本构模型,模型四周及底面全部施加位移约束,模型顶部施加垂直荷载 23.9 MPa,数值计算模型如图 4 所示,模型中所需煤岩体物理力学参数见表 2。

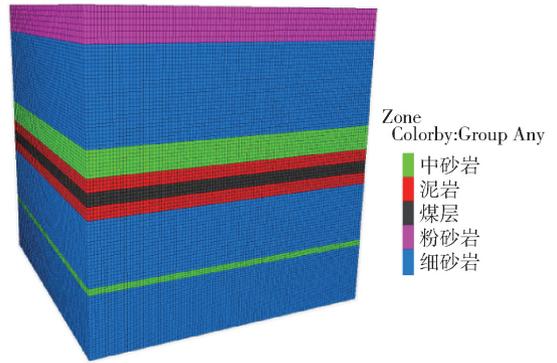


图 4 数值计算模型示意图

表 2 巷道煤岩层物理力学参数

岩层	密度/kg·m <sup>-3</sup>	体积模量/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	剪切模量/GPa	抗拉强度/MPa
粉砂岩	2 500	13.56	3.5	32	9.75	2.56
煤层	1 300	0.65	0.8	20	0.38	0.86
细砂岩	3 000	14.34	3.65	34	9.87	3.49
泥岩	2 515	2.37	1.14	33	1.49	1.71
中砂岩	2 600	7.08	2.6	30	7.08	1.4

### 4.2 数值模拟结果分析

顶板支护: 锚杆每排 5 根, 采用  $\phi 20 \text{ mm} \times 2 400 \text{ mm}$  高强锚杆, 间排距  $900 \text{ mm} \times 800 \text{ mm}$ , 施加

预紧力 60 kN, 每根锚杆采用 1 支 MSK2550 树脂锚固剂和 1 支 MSCK2535 树脂锚固剂锚固, 锚固力不小于 120 kN。顶部使用轧花平网, 网片规格为

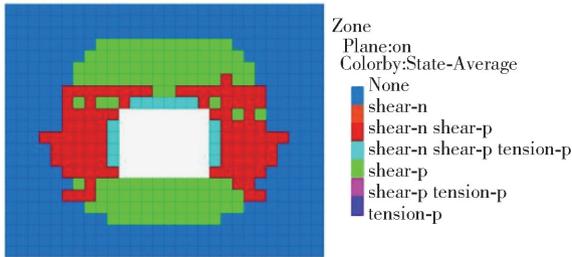
1 000 mm × 2 000 mm。钢筋梯采用规格为  $\phi 14$  mm × 3 900 mm (5 孔)。正顶两侧各 1 根锚索,规格  $\phi 17.8$  mm × 6 500 mm,锚索与锚杆错排布置,间排距 1 800 mm × 2 400 mm,每根锚索采用 1 支 MSCK2535 及 2 支 MSK2550 树脂锚固剂端头锚固,锚索施加预应力 120 kN。

两帮支护:锚杆每排 6 根,采用  $\phi 20$  mm × 1 800 mm 等强锚杆,间排距 1 000 mm × 800 mm,施加预紧力 60 kN,每根锚杆采用 1 支 MSK2550 树脂锚固剂和 1 支 MSCK2535 树脂锚固剂锚固,锚固力不小于 80 kN。

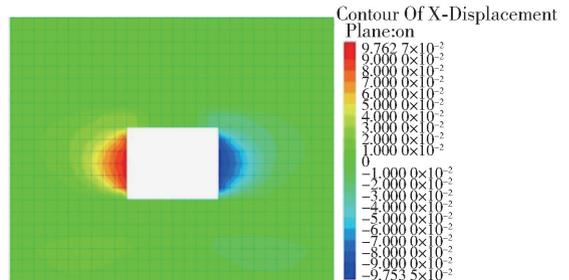
通过理论计算得出,顶板松动圈的高度为  $L_s = 3$  m,两帮的松动圈为  $L_b = 2.5$  m。而巷道顶板采用锚杆长度为 2 400 mm,两帮采用锚杆长度为

1 800 mm,未能有效穿过巷道围岩松动圈。同时受工作面采动的影响,因此造成巷道顶板部分岩层脱落,钢筋网断裂,支护失效等现象,需进行支护优化来改善现状。

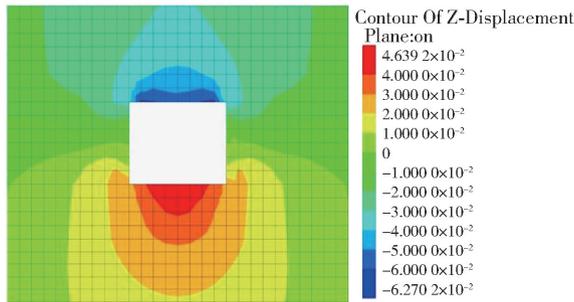
巷道支护优化方案的选择有很多,但受成本及时间等因素的制约,不可能一一实现,而数值模拟可以很好的解决这一类问题。因此,认为可以把巷道顶板采用  $\phi 20$  mm × 2 400 mm 高强锚杆换成  $\phi 2.16$  mm × 4 500 mm 锚索进行支护;帮部将锚杆长度 1 800 mm 换成 3 000 mm,其他支护条件不变,针对这一问题,本文借助数值模拟手段进行验证是否合理,以巷道塑性区,顶板及两帮的位移量作为评价指标,原支护方案巷道云图如图 5 所示,优化后巷道云图如图 6 所示。



(a) 巷道围岩塑性区示意图



(b) 巷道两帮位移量示意图



(c) 巷道顶板、底板位移量示意图

图 5 巷道原支护方案云图

巷道围岩破坏一般主要受剪切破坏,根据库伦准则

$$\tau = c + \sigma \tan \varphi \quad (10)$$

式中,  $\tau$  为围岩剪切强度, MPa;  $c$  为围岩黏聚力, MPa;  $\sigma$  为剪切面上的正应力, MPa;  $\varphi$  为围岩内摩擦角。同时,由式(10)可知增加了围岩黏聚力和内摩擦角,从而增大了围岩的剪切强度,提高了围岩稳定性。

通过对图 5 分析可知:巷道采用原支护方案后,巷道顶板塑性区面积达到 23.5 m<sup>2</sup> (图中单个网格的面积为 0.25 m<sup>2</sup>),顶板塑性区高度为 3 m;两帮塑

性区总面积为 17 m<sup>2</sup>,塑性区宽度约 2 m,且主要受剪切破坏。巷道两帮、顶板及底板位移量分别达到 97.535 mm、62.70 mm、46.392 mm。巷道两帮位移量基本呈对分布且位移量达到最大,主要原因为:(1)受 C2316 工作面采动影响。(2)煤的硬度较低,经现场实测,煤的黏聚力为 0.8 MPa,内摩擦角为 20°。通过对图 5(a) 进一步分析可知:巷道顶板塑性区高度达到最大,但位移量只有 62.70 mm,造成这种现象的主要原因:巷道高度为 3 m,而煤的平均厚度为 2.1 m,属于煤岩巷,巷道顶板为泥岩,硬度要比煤的硬度高,因此巷道顶板位移量要比两帮收

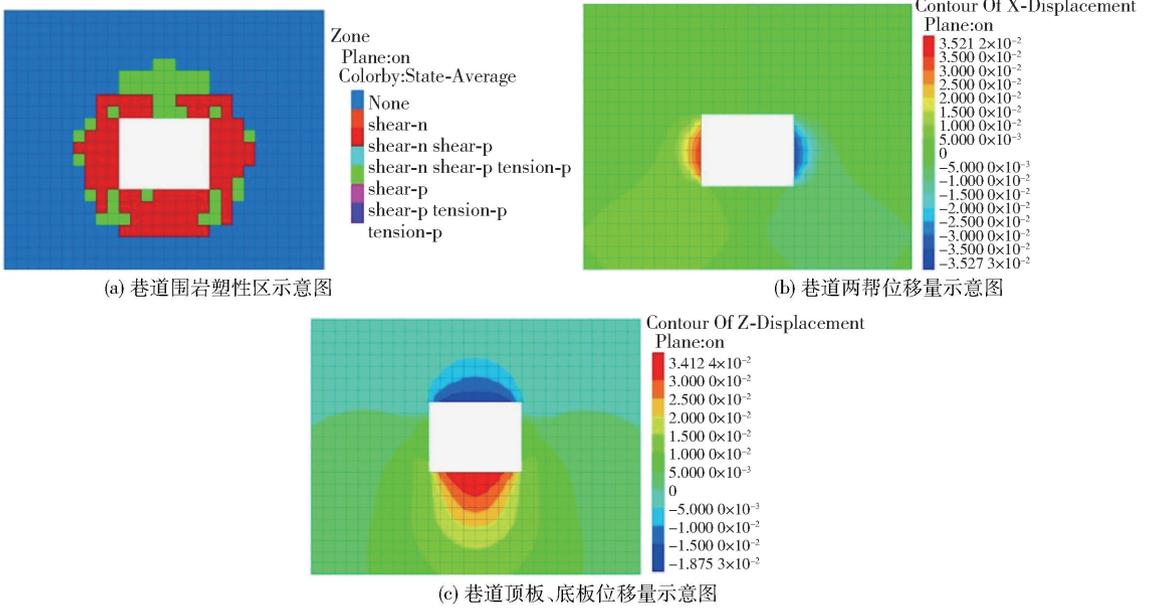


图6 优化支护方案后巷道云图

敛量要小。通过图2也可以说明,巷道顶板高度为3 m时,还存在裂隙,因此,也在一定程度上验证了数值模拟结果。

通过对图6分析可知,采用优化支护方案后,巷道顶板塑性区高度约2 m,面积达到 $10.5 \text{ m}^2$ ,巷道两帮位移量及塑性区面积分别为 $35.273 \text{ mm}$ 、 $10.5 \text{ m}^2$ ,塑性区宽度约为1.5 m。顶板位移量为 $18.753 \text{ mm}$ ,底板位移量为 $34.124 \text{ mm}$ ,巷道围岩破坏方式主要以剪切破坏为主。

由图5、图6对比分析可知:原支护方案下,巷道顶板塑性区高度达到3 m,两帮塑性区宽度达到2.5 m;采用优化方案后,巷道顶板塑性区高度达到2 m,两帮塑性区宽度达到1.5 m,塑性区高度及宽度分别减少33%、40%。巷道两帮、顶板位移量由原来 $97.5 \text{ mm}$ 、 $62.7 \text{ mm}$ 减少至 $32.5 \text{ mm}$ 、 $18.75 \text{ mm}$ ,减少量分别达到66%、70%。从总体支护效果来分析,巷道顶板采用成 $\phi 2.16 \text{ mm} \times 4500 \text{ mm}$ 锚索进行支护,帮部将锚杆长度 $1800 \text{ mm}$ 换成 $3000 \text{ mm}$ ,从数值模拟结果来讲是可行的,巷道围岩变形量得到有效控制,且锚索能穿过泥岩,并能稳定的锚固到上覆岩层中砂岩中,该方案满足了巷道支护要求。

### 5 工程实践

现场采用十字布点法,对巷道围岩变形量进行监测,具体如图7所示,主要监测工作面回采过程中巷道围岩的变形规律(顶板下沉量、两帮收敛量),监测范围为距离工作面煤壁 $200 \text{ m}$ 范围内,每 $50 \text{ m}$

为一个监测点。其中顶基点布置在顶板中间位置,正帮基点布置在正帮,副帮基点布置在副帮,两点要在同一高度上,底基点为从顶基点处引一细绳在自然下垂状态下与底板的交点。以上由专职人员记录现场巷道围岩变形情况,工作面回采期间巷道围岩变形量如图8所示,巷道两帮及顶板锚杆受力曲线图如图9所示。

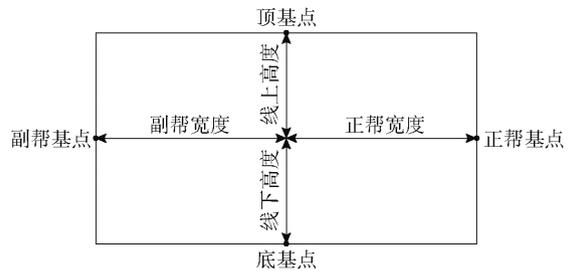


图7 巷道监测示意图

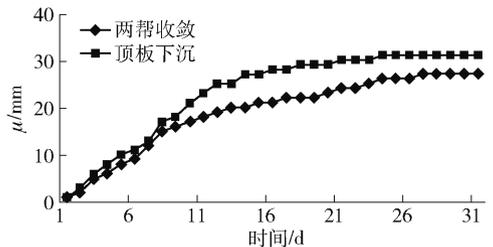


图8 巷道围岩变形量示意图

由图8分析可知,现场采用支护优化方案后,0~7 d内巷道表面位移量处于急速变形阶段,其间巷道变形量及变形速度较大,变形速度达到

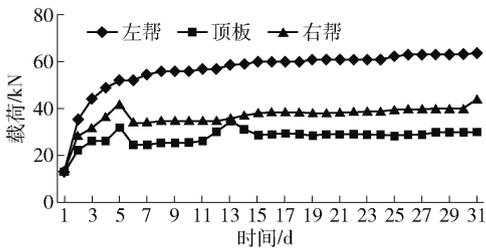


图9 巷道锚杆受力变形曲线示意图

2.7 mm/d,说明巷道开挖后,巷道围岩初期收敛严重。7~26 d内巷道表面位移量分别处于缓慢变形阶段,其间巷道变形量及变形速度呈现缓慢增加趋势,变形速度达到0.57 mm/d。26 d后巷道表面位移量处于稳定阶段,基本保持平稳。巷道顶板移尽量最大达到30 mm,两帮收敛量约28 mm,锚杆、锚索发挥支护作用,使得巷道围岩位移量得到有效控制,表明采用优化方案后取得显著效果。

由图9分析可知,巷道开挖后,巷道表面成为临空面,无论采取任何支护方式,巷道都会发生塑性破坏,受巷道表面围岩塑性破坏或现场施工因素的影响,会造成锚杆、锚索在安装时会有一定的预紧力损失,进而导致初始工作阻力较小。0~7 d内,锚杆、锚索受力急速增加,造成这种现象的主要原因由图8可知,0~7 d内,巷道处于急速变形阶段,因此,锚杆、锚索受力变化急速增长。左帮锚杆受力由10 kN增长至55 kN;右帮锚杆受力由10 kN增长至40 kN;顶板锚杆受力由10 kN增长至30 kN,与巷道围岩位移变形量变化趋势基本相同。7~17 d内,巷道顶板及两帮的锚杆受力略有增加,此时巷道围岩变形速度达到0.57 mm/d,巷道围岩变形量较小,因此锚杆受力变化不大。17 d后,锚杆受力趋于平稳,且锚杆受力最大载荷为62 kN,未超过其拉断载荷155 kN,也未出现锚杆锚索破断现象。

综上所述:巷道围岩变形具有明显的阶段特征,可将巷道变形分为急速变形、缓慢变形、趋于稳定等

3个阶段;巷道围岩变形量在26 d后基本趋于稳定,顶板下沉量及两帮收敛量分别达到30 mm、28 mm。且巷道锚杆受力变化与围岩变形速度密切相关,巷道围岩变形速度越大,锚杆受力荷载越大,呈正相关。

## 6 结论

(1)通过理论计算得出,巷道顶板松动圈的高度为 $L_s = 3$  m,两帮的松动圈宽度为 $L_e = 2.5$  m,且原支护方案锚杆长度未穿过巷道松动圈,是造成巷道失稳破坏的主要原因之一。

(2)采用支护优化方案后,经现场实测,巷道顶板移近量达到30 mm,两帮收敛量达到28 mm,巷道围岩变形量得到有效控制,满足安全生产要求。

### [参考文献]

- [1] 侯公羽,梁金平,李小瑞. 常规条件下巷道支护设计的原理与方法研究[J]. 岩石力学与工程学报,2022,41(4):691-711.
- [2] 李为腾,李术才,玄超,等. 高应力软岩巷道支护失效机制及控制研究[J]. 岩石力学与工程学报,2015,34(9):1836-1848.
- [3] 王方田,尚俊剑,赵宾,等. 回采巷道动压区锚索强化支护机理及参数优化设计[J]. 中国矿业大学学报,2022,51(1):56-66.
- [4] 张清清. 断层破碎区动压巷道稳定性分析及支护参数优化[J]. 煤炭技术,2022,41(4):49-52.
- [5] 郑朋强,刘延庆,詹召伟,等. 基于等效圆法的矩形巷道支护优化研究[J]. 煤炭技术,2022,41(3):10-13.
- [6] 郭平,沈大富. 深部巷道支护方案优化设计及数值模拟研究[J]. 矿业安全与环保,2021,48(4):87-91.
- [7] 平雯,周传波,夏志强,等. 不同地应力条件下巷道围岩松动圈演化研究[J]. 金属矿山,2014(2):59-63.
- [8] 单梁,王凯,范文昌,等. 特厚松软煤层巷道支护技术研究[J]. 矿业研究与开发,2020,43(7):134-136.
- [9] 江成玉,刘勇,韩连昌,等. 深部高应力软岩巷道变形特征及支护技术研究[J]. 煤炭工程,2021,53(1):47-51.