



移动扫码阅读

DOI: 10.13347/j.cnki.mkaq.2021.12.035

蒋威.浅埋硬煤巷道煤体破坏特征与控制机理[J].煤矿安全,2021,52(12):207-213.

JIANG Wei. Failure characteristics and control mechanism of shallow buried hard coal roadway[J]. Safety in Coal Mines, 2021, 52(12): 207-213.

# 浅埋硬煤巷道煤体破坏特征与控制机理

蒋 威<sup>1,2</sup>

(1.天地科技股份有限公司,北京 100013;2.中国矿业大学(北京)能源与矿业学院,北京 100083)

**摘 要:**高覆岩应力影响下,硬煤巷道两帮煤体块落现象严重,为提高该类巷道安全稳定,选取榆北地区典型硬煤巷道为背景,结合现场实测、理论分析及数值计算综合手段对巷道煤体破坏特征及控制机理进行分析。结果表明:硬煤巷道两帮煤体内部环向裂隙发育,裂隙间隔在 0.5~1.0 m 左右,越靠近巷道,煤体裂隙发育程度越高;覆岩应力影响下,煤体板裂结构变形(0.017 m)超 2 倍于材料变形(0.007 7 m),巷道煤帮变形以结构变形为主;锚杆预紧力越大,对于板裂煤体的控制能力越强。现场实测表明,提高两帮支护强度和预紧力后,帮部煤体变形减少了 90% 以上。

**关键词:**硬煤巷道;煤帮;钻孔窥视;预紧力;结构破坏

中图分类号:TD322

文献标志码:A

文章编号:1003-496X(2021)12-0207-07

## Failure characteristics and control mechanism of shallow buried hard coal roadway

JIANG Wei<sup>1,2</sup>

(1.Tiandi Science and Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China;2.School of Energy and Mining Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China)

**Abstract:** Under the influence of high overburden stress, the block falling phenomenon of two sides of hard coal roadway is serious. In order to improve the safety and stability of the roadway, typical hard coal roadway in Yubei area is selected as the background. Combined with field measurement, theoretical analysis and numerical calculation, the failure characteristics and control mechanism of roadway coal are analyzed. Results show that the inner circumferential fractures are developed in the two sides of hard coal roadway, and the fracture spacing is about 0.5-1.0 m. The closer the roadway is, the higher the degree of fracture development is. Under the influence of overburden stress, the deformation of the coal plate fracture structure (0.017 m) is more than twice that of the material (0.007 7 m), and the deformation of the coal seam in the roadway is mainly structural deformation. The greater the prestress of the bolt is, the stronger the control ability of the cracked coal is. The field measurement shows that the deformation of coal body in the two sides is reduced by more than 90% after increasing the support strength and preload.

**Key words:** hard coal roadway; coal side; drilling peep; preload; structural failure

煤巷两帮煤体破坏是影响该类巷道稳定的主要因素之一。相对而言,软弱煤巷两帮破坏更加频繁和严重<sup>[1-2]</sup>,但是随着开采强度的加大以及沿空掘巷等高效布置方式的推广应用,高覆岩应力影响下一些硬煤巷道两帮破坏变形事故频出,且常表现为大块煤体片落,安全威胁较大<sup>[3-5]</sup>。

近年来对煤帮破坏特征与控制机理有许多研究,文献[6]基于帮部煤体稳定极限状态,通过工程可靠性理论构建了煤帮锚杆支护可靠度定量分析模型;文献[7-8]通过对深、浅孔相结合的方式对两侧煤帮注浆加固,提高了巷道整体承载能力,将巷道两帮变形降低了 85%;文献[9]采用离散元数值模拟分

基金项目:天地开采设计事业部科技创新基金资助项目(KJ-2021-KCQN-02)

析了覆岩结构变化诱发实体煤帮大变形的致灾机制,提出了长锚索补强支护实体煤帮控制技术;文献[10]分析了巷道跨度和巷高对其围岩稳定的影响,相应进行了支护参数优化设计;文献[8-9]针对多次强采动影响煤巷大变形难题,通过数值模拟分析了目标巷道的偏应力分布规律,对应提出了高强锚杆配桁架锚索组合控制方法。

以上研究成果多集中于软弱煤巷变形破坏及控制问题,对于硬煤巷道煤体破坏及控制机理研究较少;为此,以榆北地区某矿硬煤巷道为背景,结合理论分析、现场实测与工业性试验对浅埋硬煤巷道煤体破坏特征与控制机理展开研究。

## 1 地质生产条件与围岩变形实测

### 1.1 地质生产条件

试验工作面主采 3# 煤层,埋深 211~320 m,煤层倾角小于 3°,平均厚度 11.05 m,煤层结构致密,硬度中等,内生裂隙发育,外生裂隙不发育,在裂隙面充填有钙质薄膜;直接顶为深灰色厚层状泥岩,平均厚度 2.66 m,泥质胶结,含植物化石,裂隙发育,具水平层理;基本顶为灰白色块状中粒长石砂岩,分选性中等,具交错层理,平均厚度 18.05 m;直接底为深灰色、浅灰色厚层状粉砂质泥岩,水平层理发育,平均厚度 3.46 m。工作面煤层综合柱状图如图 1。

岩层	厚度/m	岩柱性状	岩性描述
细砂岩	16.15		灰白色石英长石为主,含云母碎片。
砂岩	1.36		浅灰色厚层状中粒长石砂岩。
粉砂岩	1.93		浅灰色厚层状粉砂岩。
砂岩	21.01		灰白色块状中-粗粒长石砂岩。
泥岩	4.60		深灰色厚层状泥岩
3#煤	11.05		煤层结构致密,节理裂隙不发育。
砂质泥岩	3.46		浅灰色厚层状粉砂质泥岩。

图 1 工作面综合柱状图

Fig.1 Comprehensive histogram of panel

试验巷道为 30105 回风平巷,区段煤柱宽度为 7 m,巷道沿底板掘进,矩形断面,宽 4.2 m,高 3.5 m。顶板采用  $\phi 22 \text{ mm} \times 2\ 400 \text{ mm}$  左旋无纵筋螺纹钢锚杆支护,每排 5 根锚杆,均垂直顶板布置,排距 1 000 mm,间距 900 mm;工作面帮和窄煤柱帮分别采用  $\phi 18 \text{ mm} \times 1\ 600 \text{ mm}$  玻璃钢, $\phi 22 \text{ mm} \times 2\ 400 \text{ mm}$  左旋无纵筋螺纹钢锚杆支护,锚杆间排距 950 mm $\times$ 1 000 mm。

### 1.2 巷道变形破坏特征和巷道内生裂隙发育特征

1) 巷道变形破坏特征。工作面回采前,巷道多个区域内两帮煤体出现中部弯折破坏现象,开裂处周边煤体较为完整,存在大块煤体片落伤人的风险。工作面回采过程中,两帮煤体出现明显变形,窄煤柱帮变形(760 mm)略大于实体煤帮(452 mm)。玻璃钢锚杆配塑料网片支护对于实体煤帮大变形难以适应,锚杆失效较多,部分地段围岩变形难以控制<sup>[10]</sup>。

2) 巷道内生裂隙发育特征。为进一步探明巷道煤体内部破坏情况,在巷道中部里程 600 m 附近选取典型断面布置观测测站,采用最新的数字式全景钻孔摄像系统对 30105 区段回风平巷煤体内部裂隙发育状况进行观测,探测孔分别位于两帮中部和顶板中部。典型的,煤体内部裂隙发育情况如图 2。结合观测结果可知:煤体内部环向裂隙发育,裂隙间隔在 0.5~1.0 m 左右,越靠近巷道,煤体裂隙发育程度越高,靠近巷道 0.3 m 范围内煤体较为破碎,形成明显的“空腔”。在沿空巷道侧向覆岩压力及本工作面回采引起的采动应力影响下,围岩内生裂隙将进一步产生、发育及贯通,巷道围岩条件快速劣化,对工作面的正常生产秩序产生严重威胁。

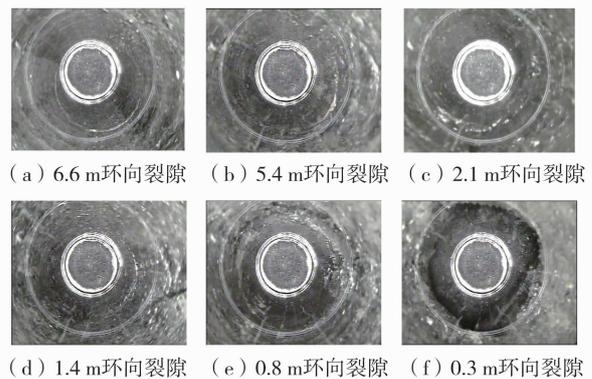


图 2 煤帮内部裂隙发育情况

Fig.2 Development of fractures in coalwall

## 2 综放沿空巷道煤体变形分析

巷道周边煤体内横向、环形裂隙发育,大量的内生裂隙严重劣化了煤体内部应力环境,增加了煤体大面积结构失稳的风险,使中硬煤体抗压强度大的优点难以发挥。基于煤体裂隙发育特征,引入板裂力学理论对巷道煤体变形进行计算。

### 2.1 巷道煤体变形计算

根据孙广忠教授提出的岩体结构控制论<sup>[14-15]</sup>,采用板裂介质力学模型对两帮煤体变形进行分析,板裂化煤帮变形分析模型如图 3。

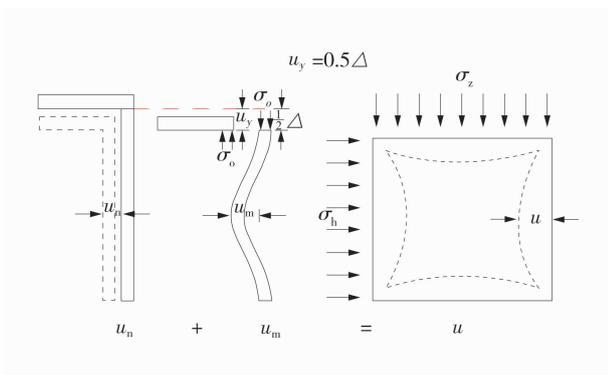


图 3 板裂化煤帮变形分析模型

Fig.3 Analysis model of plate cracking coal wall deformation

基于一般板条结构特征,作如下假设:①在切向力作用下,板条弯曲变形可视为连续变形,在弯曲破坏过程中仅平行于板条的节理发生开裂;②对板裂化煤体,板条仅受巷帮围岩内切向力和自重力作用,径向力因板条开裂力学联系断开而忽略不计;③顶板岩体与煤帮所形成的结构在切向连续,在径向不连续,即结构具有抗压、抗弯能力,不具有抗拉能力;④板裂化形成的板条满足弯曲变形极限条件:肩角处顶板的垂直位移  $u_y$  等于 1/2 倍的板条缩短变形  $\Delta$ ,即:

$$u_y = 0.5 \Delta \quad (1)$$

以巷道一侧帮为例,巷道开掘之后,受原岩应力影响其周边煤体向采出空间收敛变形,直至再次达到平衡。煤帮变形  $u$  主要由 2 部分组成:①材料变形  $u_n$ : 帮部煤体回弹变形;②结构变形  $u_m$ : 板裂化产生的板条弯曲变形。

### 2.1.1 巷道煤体结构变形计算

煤帮板条在覆岩压力所形成的轴向力  $p_0$  及其自重力  $q_0$  作用下发生弯曲变形,其中,板条长度为  $a$ ,厚度为  $b_0$ ,宽度为  $h_0$ ,轴向力  $p_0$  为分布在板条横截面上垂直应力  $\sigma_0$  之和,  $p_0 = A_b \cdot \sigma_0$ ,  $A_b$  为板条横截面积,考虑到采空区覆岩偏载作用,设轴向力的偏心距为  $e$ ,则板条所受偏心力偶  $M_0 = e \cdot p_0$ ,将坐标系原点取在板条下端,采用能量原理对板条结构变形量进行求解。

在板条弯曲变形过程中,存储于其内部的弹性变形能  $U_b$  为:

$$U_b = \int_0^a \int_{A_b} \frac{1}{2E} \sigma_x^2 dA_b dx \quad (2)$$

式中:  $E$  为煤体弹性模量;  $\sigma_x$  为板条轴向应力值, MPa;  $x$  为板条长度方向距离,  $y$  为板条厚度方向距离。

$$\sigma_x = \frac{M(x)}{I_b} y = -E w_b'' y \quad (3)$$

式中:  $M(x)$  为板条任意截面的弯矩,  $N \cdot m$ ;  $I_b$  为板条惯性矩,由矩形截面惯性矩公式得  $I_b = b_0 h_0^3 / 12$ ;  $w_b$  为板条弯曲变形。

$$w_b = \xi_1 \sin \frac{\pi x}{a} + \xi_2 \left( 1 - \cos \frac{2\pi x}{a} \right) \quad (4)$$

式中:  $\xi_1$ 、 $\xi_2$  为板条变形表征系数。

将式(2)代入式(3)可得:

$$U_b = \frac{1}{2} \int_0^a E I_b w_b''^2 dx \quad (5)$$

板条弯曲变形过程中,外载做的功  $W_b$  为:

$$W_b = - \int_0^a \frac{1}{2} p_0 \cdot w_b'^2 dx - M(0) \cdot w_b'(a) - \int_0^a \frac{1}{2} p_0 \cdot w_b'^2 dx - e p_0 \cdot w_b'(a) \quad (6)$$

式中: 偏心距  $e = 0.25 \gamma^2 / c$ ;  $\gamma$  为等效高度,  $\gamma^2 = I_b / A_b$ ;  $c$  为弯曲中心到板条边缘的最小距离。

板条自重作用做的功  $V_b$  为:

$$V_b = - \int_0^a \frac{1}{2} q_0 a \sin \alpha (a-x) \cdot w_b'^2 dx - \int_0^a q_0 \cos \alpha \cdot w_b dx \quad (7)$$

式中:  $\alpha$  为板条与水平线的夹角。

板条结构平衡后,根据最小势能原理,基于其实际的弯曲变形状态并由虚位移引起的总势能  $T_b$  变分为 0,即:

$$\delta T_b = \delta (U_b + W_b + V_b) = 0 \quad (8)$$

将内力弹性变形能、外力势能以及自重势能表达式(5)、式(6)和式(7)代入式(8)可得:

$$\int_0^a E I_b w_b'' \delta w_b'' dx - \int_0^a p_0 \cdot w_b' \delta w_b' dx - e p_0 \cdot w_b'(a) - \int_0^a q_0 a \sin \alpha (a-x) \cdot w_b' \delta w_b' dx - \int_0^a q_0 \cos \alpha \delta w_b dx = 0 \quad (9)$$

将式(4)代入并对式(9)积分求解可得:

$$\xi_2 = \frac{\left( \frac{4}{3x} - \frac{\pi}{8} \right) q_0 a \cos \alpha - \frac{2\pi}{3a} e p_0}{\left( \frac{16}{9} - \pi^2 \right) E I_b \left( \frac{\pi}{a} \right)^3 + 4.33 \left( \frac{p_0}{a} + \frac{q_0 \sin \alpha}{2} \right)} \quad (10)$$

$$\xi_1 = \frac{\frac{4a}{\pi^2} q_0 \cos \alpha - \frac{2}{a} e p_0}{2 E I_b \left( \frac{\pi}{a} \right)^3 - 2 p_0 \frac{\pi}{a} - q_0 \pi \sin \alpha} - \frac{16}{3\pi} \xi_2 \quad (11)$$

对于矩形巷道,  $\alpha = 90^\circ$ ,在煤帮中心,即  $x/a = 0.5$  处变形最大,由式(4)可得:

$$u_{m, \max} = \xi_1 + 2\xi_2 \quad (12)$$

由于煤体板条平衡条件必须满足式(1),则板条缩短变形量  $\Delta$  和顶板煤体垂直位移  $u_y$  为:

$$\Delta = \int_0^a \frac{1}{2} w_b r^2 dx \quad (13)$$

$$u_y = \frac{1-\mu^2}{4E} \pi a (\sigma_\theta - \sigma_0) \quad (14)$$

式中： $\mu$  为泊松比； $\sigma_\theta$  为板条所受切向应力。

板条所受切向应力  $\sigma_\theta$  可由下式计算：

$$\sigma_\theta = (\sigma_z + \sigma_h) - ((a_1 - b_1)(\sigma_z + \sigma_h) - (a_1 + b_1)(\sigma_z - \sigma_h)) \times \frac{(a_1 \sin^2 \theta - b_1 \cos^2 \theta)}{(a_1^2 - b_1^2) \sin^2 \theta + b_1^2} \quad (15)$$

式中： $\sigma_z$  为巷道所受垂直应力； $\sigma_h$  为巷道所受水平应力； $a_1$ 、 $b_1$  为使用椭圆形洞型对矩形巷道做近似应力计算<sup>[16]</sup>的椭圆短轴、长轴， $a_1$  等于 5/6 巷高， $b_1$  等于 5/8 巷宽； $\theta$  为巷道中心点至肩角连线与水平方向的夹角。

将式(4)代入式(13)后解得：

$$\Delta = \frac{1}{4} \frac{\pi^2 \xi_1^2}{a} + \frac{\pi^2 \xi_2^2}{a} + \frac{8}{3} \frac{\pi \xi_1 \xi_2}{a} \quad (16)$$

通过式(1)将式(14)与式(16)关联可得：

$$\Delta = \frac{1}{4} \frac{\pi^2 \xi_1^2}{a} + \frac{\pi^2 \xi_2^2}{a} + \frac{8}{3} \frac{\pi \xi_1 \xi_2}{a} = \frac{1-\mu^2}{2E} \pi a (\sigma_\theta - \sigma_0) = 2u_y \quad (17)$$

根据柳巷煤矿 301 盘区地应力测试结果、实验室力学试验数据及矿井生产地质资料对各参数取值： $\sigma_z=6.75$  MPa， $\sigma_h=15.64$  MPa；煤体弹性模量  $E$  取值 2 540 MPa；板条厚度  $b_0$  取 0.3 m，故单位宽度板条截面积  $A_b$  为 0.3 m<sup>2</sup>，板条惯性矩  $I_b$  为 0.025 m<sup>4</sup>； $c$  取值 0.15 m，则偏心距  $e$  为 0.125 m；板条自重载荷  $q_0=13.27$  MN；泊松比  $\mu$  取值 0.28；30105 区段回风巷道宽 4.2 m，高 3.5 m，故  $a_1=2.917$  m， $b_1=2.625$  m， $\theta=40^\circ$ 。将相关参数代入式(15)后可求得  $\sigma_\theta=19.15$  MPa。将各参数代入式(17)后可以求得： $\sigma_0=18.32$  MPa。将相关参数代入式(12)可求解得出帮部煤体最大结构变形为： $u_{m, \max}=\xi_1+2\xi_2=0.017 0$  m。

### 2.1.2 巷道煤体材料变形计算

基于 30105 回风平巷煤体物理力学性质和地应力条件，建立 FLAC<sup>3D</sup> 数值模型，采用有限差分法对特定开挖条件下单一煤体的材料变形进行数值计算。数值模型为长宽高均为 70 m 的立方体，为提高计算精度，在巷道断面方向，即  $x-z$  平面上划分煤体为 0.5 m×0.5 m 的块体，在巷道轴向方向上块体长度为 4 m。本构模型选择莫尔-库伦模型，根据现场地应力测试结果，在模型上方平面施加 6.75 MPa 垂直载荷，在  $x$ 、 $y$  方向分别施加水平应力 15.64 MPa

和 8.96 MPa，开挖空间尺寸为 4.0 m×3.5 m。数值计算步骤为：原岩应力计算-巷道开挖-巷道变形计算。帮部煤体材料变形如图 4，选择巷道中部切面，巷道最大材料变形在煤帮中部，数值为 0.007 7 m。

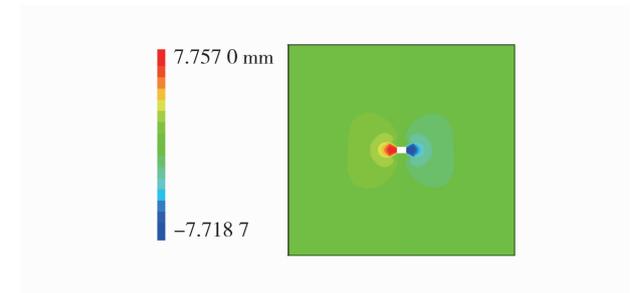


图 4 帮部煤体材料变形

Fig.4 Material deformation in coal wall

### 2.2 巷道煤体主要破坏方式

30105 区段回风平巷煤体抗压强度  $\sigma_c$  接近 20 MPa，煤层硬度系数  $f=2$ ，属于中硬煤层，具有良好的外载抵抗能力。另一方面，由于煤层埋深较小，煤体所受垂直地应力为 6.75 MPa，仅能达到其抗压极限的 1/3 左右。在一般理想力学条件下，浅埋赋存条件下较小的覆岩压力对中硬煤层巷道稳定性的影响较小，即使后期采动过程中部分区域应力集中系数升至 2~3，仍然没有超过煤体的承载极限，这显然与 30105 工作面回风巷道煤帮大变形的工程实际不符。

因此，仅从材料强度的角度来分析巷道围岩变形过于理想化，与实际情况不符且具有一定的局限性，在岩体工程计算中，需要同时考虑结构面强度和岩石强度 2 方面的影响才能保障计算结果的精确，进一步提高其指导现场的能力。因此，分别考虑岩体强度和板条稳定性，从强度变形和结构变形 2 个方面对巷道围岩进行稳定性分析如下：

1) 岩体强度判据。由于巷道一侧开挖，围岩应力状态由三向受力变为二相受力状态，其中，第一主应力  $\sigma_1=\sigma_h=15.64$  MPa；中间第二主应力  $\sigma_2=0$ ，第三主应力  $\sigma_3=\sigma_z=6.75$  MPa，根据上述应力值，巷道围岩所受折算应力  $\sigma_i$  可由式(18)计算<sup>[17]</sup>。计算得出  $\sigma_i=9.61$  MPa。根据强度准则对巷道围岩稳定性进行判定，巷道围岩稳定性系数  $s_c$  为： $s_c=\sigma_c/\sigma_i=2.05$ 。因此，仅考虑围岩强度层面，巷道不会发生破坏。

$$\sigma_i = \frac{1}{2} \sqrt{(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2} \quad (18)$$

2) 板条稳定性判据。板条失稳破坏时，其弯曲变形  $u_{m, \max}$  趋近于  $\infty$ ，由式(12)可得到临界载荷  $p_{cr}$  为： $p_{cr} = \frac{\pi^2 E I_b}{a^2} - \frac{1}{2} q_0 a = 6.96$  MN。根据临界载荷对巷道帮

部煤体稳定性进行计算, 巷道帮部煤体稳定系数  $s_w = \frac{p_{cr}}{p_0} = \frac{p_{cr}}{A_0 \sigma_0} = \frac{6.96}{5.50} = 1.27$ 。可以看到巷道煤体仍然稳定, 但其稳定性系数数值略小于强度判定的围岩稳定性系数。同时, 对比上一节中理论分析和数值模拟结果可知, 覆岩应力影响下, 板裂煤体结构变形 (0.017 m) 超 2 倍于材料变形 (0.007 7 m), 因此, 巷道煤帮变形以结构变形为主。

### 3 板裂煤体控制机理

根据前文分析可知, 裂隙煤体的板裂结构破坏是巷道围岩变形的主要构成, 针对煤体板裂结构破坏机制并提出相应的控制对策是巷道围岩稳定的关键。板裂化破坏多发生于硬脆性岩体, 表现为内部围岩平行于煤、岩壁产生的板状破裂<sup>[8]</sup>。现有研究中普遍认为板裂化破坏与实验室试验中的劈裂破坏机理关联较大, 以此推断其属于压应力作用下的张拉破坏。不同应力环境中, 同一岩石材料会出现不同的破坏机理, Cai<sup>[9]</sup>认为, 岩体的非均质特性、较高的第二主应力以及巷道开挖后降至 0 的第三主应力共同导致了围岩的板裂化破坏, 其中, 相对较高的第二主应力对裂纹发展方向产生了限制, 使其只能沿平行于第一主应力方向和第三主应力方向扩展。因此, 在岩体非均质特性以及较高第二主应力难以改变的工程实际中, 改善脆硬煤岩体的应力环境, 限制其沿第三主应力方向的变形破坏是巷道围岩板裂化破坏控制的重点。

对于脆硬煤岩体, 锚杆的围岩位移限制作用有效抑制了板裂缝隙的开裂现象, 而预紧力的施加使得锚杆的主动支护能力大大增加, 更加有利于改善巷道围岩应力环境并提高其整体承载能力。通常情况下, 预应力锚杆主要突出其轴向上的主动作用力, 因此, 应用断裂力学相关理论, 从轴向拉伸层面预应力锚杆的煤岩控制机理进行分析。3# 煤内部结构简单, 较为致密, 在开挖之前原生裂隙为闭合状态, 可以通过一般滑移裂纹模型对其尖端裂纹的开裂、扩展进行分析, 一般煤岩体裂隙发育分析模型如图 5。

图 5 中,  $\sigma_n$ 、 $\tau_{xy}$  分别为裂隙面上的正应力与剪应力,  $\beta_1$  为裂隙与垂直方向的夹角。非均匀应力场条件下, 受压煤体内压剪裂纹的 2 个裂隙面之间存在摩擦力, 其与作用在裂隙面上的正应力  $\sigma_n$  之间满足 Mohr-Coulomb 准则。裂隙面间的有效剪应力  $\tau_{ef}$  可用下式计算<sup>[20]</sup>:

$$\tau_{ef} = \tau_{xy} - \tau_{fr} = \tau_{xy} - \mu_f \sigma_n \quad (19)$$

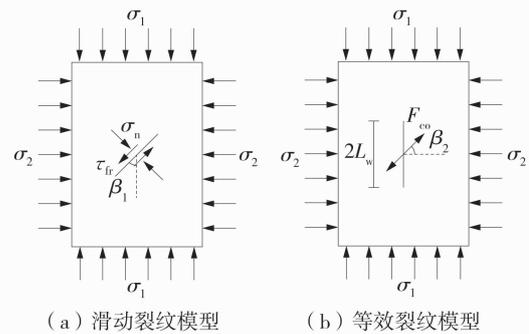


图 5 一般煤岩体裂隙发育分析模型

Fig.5 Sliding crack model of general coal and rock mass

式中:  $\mu_f$  为库伦摩擦系数;  $\tau_{xy}$  为裂隙面上的剪应力。

裂隙面上的正应力  $\sigma_n$  和剪应力  $\tau_{xy}$  为:

$$\sigma_n = \frac{1}{2} ((\sigma_1 + \sigma_2) - (\sigma_1 - \sigma_2) \cos 2\beta) \quad (20)$$

$$\tau_{xy} = \frac{1}{2} (\sigma_1 - \sigma_2) \sin 2\beta \quad (21)$$

将式(20)、式(21)代入式(19)可得:

$$\tau_{ef} = \frac{(\sigma_1 - \sigma_2)}{2} (\sin 2\beta + \mu_f \cos 2\beta) - \frac{(\sigma_1 + \sigma_2)}{2} \mu_f \quad (22)$$

根据滑移裂纹模型, 当非均布应力在裂纹面上造成的剪应力高于 2 个裂隙面间的抗剪强度  $\tau_{fc}$  时, 即  $\tau_{ef} > \tau_{fc}$  时, 裂隙面将发生相对滑动, 并致使翼型裂纹在裂隙周边萌生及扩展。由式(22)可知, 裂隙面间有效剪应力  $\tau_{ef}$  的大小随  $\sigma_2$  增大而减小, 侧向应力  $\sigma_2$  的增加可以提高煤岩体的抗裂能力, 在预应力锚杆支护过程中, 其轴向预应力相当于沿锚杆轴向方向对煤岩体施加了侧向应力  $\sigma_2$ , 因此, 锚杆预应力越大, 煤岩体抗裂能力越强。

在另一方面, 出现在裂尖周边的翼型裂纹为 I 型张拉裂纹, 在其起裂且扩展至一定长度时 ( $L_w/c_m \geq 1$ ,  $c_m$  为主裂纹半长), 可采用等效裂纹系统进行替换分析, 如图 5(b), 2 条 I 型张拉裂纹作为 1 条共线裂纹来考虑, 其方向平行于最大主应力  $\sigma_1$ ; 主裂纹对共线裂纹的影响通过一对共线集中力反映,  $F_{co} = 2c_m \cdot \tau_{ef}$  且作用在等效裂纹的中心处, 在非均布应力  $\sigma_1$ 、 $\sigma_2$  以及共线集中力  $F_{co}$  的共同作用下, 等效裂纹尖端 I 型应力强度因子  $K_{Ic}$  可用下式表达:

$$K_{Ic} = \frac{F_{co} \cos \theta}{\sqrt{\pi L_w}} - \sigma_2 \sqrt{\pi L_w} \quad (23)$$

由式(23)可知, 裂纹尖端 I 型应力强度因子  $K_{Ic}$  随预应力 (即轴向应力  $\sigma_2$ ) 的增加而减小, 相应的翼

型裂纹的扩展速率也逐渐延缓。与上文同理,随着翼型裂纹扩展加大,轴向应力 $\sigma_2$ 也会随着增大,而锚杆轴向作用力的增加会进一步强化其煤岩体破裂控制能力。总体来说,锚杆预应力越大,其对于板裂煤体的控制能力越强。

#### 4 现场工程实践及应用效果

基于前文研究成果,在生产地质条件类似区域选取巷道试验段,对巷道两帮支护强度进行了相应提高,将实体煤帮支护由玻璃钢锚杆支护替换为高强螺纹钢锚杆支护,两帮锚杆间排距增至 $800\text{ mm}\times 1\ 000\text{ mm}$ ,设计锚杆预紧力不低于 $300\text{ N}\cdot\text{m}$ 。支护优化前后两帮变形监测曲线如图 6。

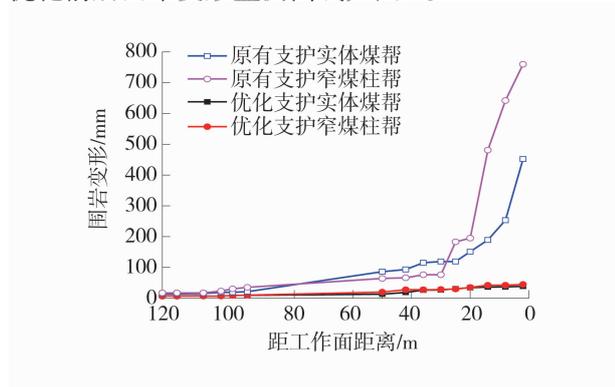


图 6 支护优化前后围岩变形对比图

Fig.6 Comparison of surrounding rock deformation before and after support optimization

结果表明,巷道在优化后的高强支护控制下两帮变形减少了 90%以上,两帮变形均控制在 $50\text{ mm}$ 以内,结合现场观测,两帮煤体未发生明显结构性破坏,无大块煤片落现象。

#### 5 结论

1)根据钻孔窥视结果,煤体内部环向裂隙发育,裂隙间隔在 $0.5\sim 1.0\text{ m}$ 左右,越靠近巷道,煤体裂隙发育程度越高,靠近巷道 $0.3\text{ m}$ 范围内煤体较为破碎,形成明显的“空腔”。

2)结合理论计算和数值计算结果可知,覆岩应力影响下,煤体板裂结构变形( $0.017\text{ m}$ )超 2 倍于材料变形( $0.007\ 7\text{ m}$ ),巷道煤帮变形以结构变形为主。

3)锚杆预应力越大,对于板裂煤体的控制能力越强,提高两帮支护强度和预紧力后,帮部煤体变形减少了 90%以上。

#### 参考文献(References):

[1] 康红普,范明建,高富强,等.超千米深井巷道围岩变

形特征与支护技术[J].岩石力学与工程学报,2015,34(1):2227-2241.

KANG Hongpu, FAN Mingjian, GAO Fuqiang, et al. Deformation and support of rock roadway at depth more than 1 000 meters[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(1): 2227-2241.

[2] 于峰,尹润生,毛增雪,等.下沟矿特厚煤层锚杆支护实践[J].煤矿安全,2010,41(12):51-54.

[3] 白兰永.葛泉矿复合厚煤层煤巷锚杆支护参数确定[J].煤矿安全,2011,42(9):125-128.

[4] 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. Seventy years development and prospects of strata control technologies for coal mine roadways in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(1): 1-30.

[5] 杨仁树,朱晔,李永亮,等.坚硬顶板条件下裸顶巷道煤帮稳定性分析及控制对策[J].采矿与安全工程学报,2020,37(5):861-870.

YANG Renshu, ZHU Ye, LI Yongliang, et al. Coal ribs stability analysis and control countermeasures of bare roof roadway under hard roof condition[J]. Journal of mining & safety engineering, 2020, 37(5): 861-870.

[6] 王卫军,侯朝炯.回采巷道煤帮锚杆支护可靠性分析[J].岩石力学与工程学报,2001(6):813.

WANG Weijun, HOU Chaojiong. Reliability analysis on coal wall bolting of extraction gallery[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2001(6): 813.

[7] 杨仁树,薛华俊,郭东明,等.大断面软弱煤帮巷道注浆加固支护技术[J].煤炭科学技术,2014,42(12):1.

YANG Renshu, XUE Huajun, GUO Dongming, et al. Grouting reinforcement support technology of soft and weak coal sides in large section roadway[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(12): 1-4.

[8] 薛华俊.大断面软弱煤帮巷道注浆体力学特性与控制技术研究[D].北京:中国矿业大学(北京),2016.

[9] 张元超,杨圣奇,陈淼,等.深井综放沿空掘巷实体煤帮变形破坏机制及控制技术[J].岩土力学,2017,38(4):1103-1113.

ZHANG Yuanchao, YANG Shengqi, CHEN Miao, et al. Deformation and failure mechanism of entity coal side and its control technology for roadway driving along next goaf in fully mechanized top coal caving face of deep mines[J]. Rock and soil mechanics, 2017, 38(4): 1103-1113.

[10] 刘玉田,王文庆,苏海健.大跨度高煤帮煤巷支护参数优化及应用[J].煤炭科学技术,2012,40(5):1-5.

LIU Yutian, WANG Wenqing, SU Haijian. Application

- and optimization on support parameters for large span and high coal wall gateway[J]. Coal Science and Technology, 2012, 40(5): 1-5.
- [11] 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.
- WANG En, XIE Shengrong, CHEN Dongdong, et al. Distribution laws and control of deviatoric stress of surrounding rock in the coal roadway under intense mining[J]. Journal of mining & safety engineering, 2021, 38(2): 276-285.
- [12] 谢生荣, 张晴, 陈冬冬, 等. 沿空留巷顶板非对称锚固深梁承载结构模型研究及应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2020, 37(2): 298-310.
- XIE Shengrong, ZHANG Qing, CHEN Dongdong, et al. Research and application of asymmetric anchorage deep beam bearing structure model in gob-side entry retaining roof[J]. Journal of mining & safety engineering, 2020, 37(2): 298-310.
- [13] 蒋威, 鞠文君, 汪占领, 等. 厚硬基本顶综放沿空巷道受载变形机制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2020, 37(2): 319-326.
- JIANG Wei, JU Wenjun, WANG Zhanling, et al. Study on loading deformation mechanism of gob side entry in fully mechanized top coal caving workplace[J]. Journal of mining & safety engineering, 2020, 37(2): 319-326.
- [14] 孙广忠, 张文彬. 一种常见的岩体结构——板裂结构及其力学模型[J]. 地质科学, 1985(3): 275-282.
- SUN Guangzhong, ZHANG Wenbin. A commonly-sight rock mass structure—slab-rent structure and its mechanical model[J]. Chinese Journal of Geology, 1985(3): 275-282.
- [15] 孙广忠, 黄运飞. 高边墙地下洞室洞壁围岩板裂化实例及其力学分析[J]. 岩石力学与工程学报, 1988(1): 15-24.
- SUN Guangzhong, HUANG Yunfei. An example of slab-rending in the surrounding rock of underground excavation with high walls and its mechanical analysis [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1988(1): 15-24.
- [16] 廖保明, 宋毅, 邢存恩, 等. 基于等效椭圆法确定大跨度矩形巷道锚杆(索)支护参数[J]. 煤矿安全, 2014, 45(6): 22-25.
- LIAO Baoming, SONG Yi, XING Cunen, et al. Determining anchor(cable) supporting parameters of large-span rectangular roadway based on equivalent ellipse [J]. Safety in Coal Mines, 2014, 45(6): 22-25.
- [17] Pham Thi Nhan, Guangsheng Zhang, Viet-Nghia Nguyen, et al. Study on the coupling effect between surrounding rock and support structures of tunnels [C]//Advances and Applications in Geospatial Technology and Earth Resources. GTER, 2017: 355-366. [https://doi.org/10.1007/978-3-319-68240-2\\_22](https://doi.org/10.1007/978-3-319-68240-2_22).
- [18] 周辉, 卢景景, 张春生, 等. 硬岩板裂化及其锚固机理 [M]. 北京: 科学出版社, 2019: 55-57.
- [19] CAI M. Influence of intermediate principal stress on rock fracturing and strength near excavation boundaries—Insight from numerical modeling[J]. International journal of rock mechanics & mining sciences, 2008, 45(5): 763-722.
- [20] 王琦. 深部厚顶煤巷道围岩破坏控制机理及新型支护系统对比研究[D]. 济南: 山东大学, 2012.
- 
- 作者简介: 蒋威(1993—), 陕西榆林人, 助理研究员, 中国矿业大学(北京)在读博士研究生, 主要从事巷道围岩控制方面的研究。
- 
- (收稿日期: 2021-05-21; 责任编辑: 朱蕾)

