

# 密集钻孔切顶卸压沿空留巷技术研究与应用

覃疏捷, 张自政\*, 徐世强, 罗佳豪, 孙旭鹏

(湖南科技大学 资源环境与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201)

**摘要:**切顶参数是密集钻孔切顶卸压沿空留巷中需要考虑的核心问题.文章以大鸿煤矿 11601 工作面的沿空留巷工程为背景,综合运用理论分析与数值模拟的方法,开展密集钻孔切顶卸压沿空留巷技术研究.首先采用理论计算确定切顶高度、角度、间距和钻孔直径等关键参数;其次基于现场生产条件,建立 3DEC 数值计算模型,模拟分析密集钻孔切顶参数对沿空留巷围岩变形、应力传递、塑性区发育特征的影响.结果表明:通过合理优化切顶参数,可以有效阻断采空区应力的传递路径,显著降低坚硬悬顶断裂对巷道围岩的扰动,从而改善沿空留巷围岩的应力环境.矿压监测结果表明:在工作面后方约 100 m 处,顶底板最大移近量小于 200 mm,巷道两帮最大收缩量不超过 100 mm,11601 工作面实现留巷围岩稳定控制.

**关键词:**沿空留巷;密集钻孔;切顶卸压;围岩控制

中图分类号:TD353

文献标志码:A

文章编号:1672-9102(2024)04-0026-07

## On the Technology of Dense Drilling to Cut Roof and Relieve Pressure Along the Goaf and Its Application

QIN Shujie, ZHANG Zizheng, XU Shiqiang, LUO Jiahao, SUN Xupeng

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

**Abstract:** Cutting parameters in dense drilling for top coal caving, especially in goaf pressure alleviation, are crucial. This study investigates the gob-side entry retaining technology applied to the 11601 working face of the Dahong Coal Mine. Using a combination of theoretical analysis and numerical simulation, the research explores dense borehole roof cutting and pressure relief techniques for effective gob-side entry retaining. Firstly, theoretical calculations determine key parameters, with cut height, angle, spacing, and drill hole diameter included. Secondly, a 3DEC numerical model is developed based on field production conditions to simulate and analyze how dense borehole roof cutting parameters influence the surrounding rock deformation, stress transfer, and plastic zone development in gob-side entry retaining. The results demonstrate, optimizing roof-cutting parameters effectively blocks stress transfer in the goaf, minimizes the impact of hard roof fractures on surrounding roadway rock, and enhances the stress environment for gob-side entry retaining. Rock pressure monitoring confirms approximately 100 meters behind the fully mechanized working face. With roof and floor convergence under 200 mm and roadway contraction under 100 mm on both sides, the 11601 working face has achieved stable control of the surrounding rock in gob-side entry retaining.

**Keywords:** gob-side entry retaining; dense drilling; roof cutting and pressure releasing; surrounding rock control

随着煤炭地下开采机械化程度的提高,采掘接替紧张的矛盾日益突出,严重制约矿井的高产高效建设.沿空留巷技术是一种无煤柱开采方法,能够减少巷道掘进工程量,降低遗留煤柱损失,缓解采掘接替紧

张的局面,在我国多个矿区的综采工作面取得了成功应用.密集钻孔切顶卸压技术是沿空留巷的方法之一,不需要进行爆破操作,安全性高,适用于浅埋、矿山压力相对较小的留巷巷道<sup>[1-2]</sup>.

国内研究人员针对密集钻孔切顶留巷的围岩稳定机理及控制技术展开研究并成功进行现场应用.李小鹏等<sup>[3]</sup>采用工程类比法,分析切顶钻孔的主要影响因素,提出密集钻孔关键参数的确定方法;曹骏等<sup>[4]</sup>采用数值模拟和理论研究相结合的方法,分析留巷巷道围岩结构的变化规律;王方田等<sup>[5]</sup>建立无切顶沿空留巷和切顶卸压沿空留巷的顶板力学结构模型,推导了2种留巷方式的顶板支护强度方程及顶板下沉量方程;李东印等<sup>[6]</sup>采用砌体梁滑移失稳条件和数值模拟试验的方法,优化密集钻孔的倾斜角度、深度和间距;何文帅等<sup>[7]</sup>通过对比密集孔切顶技术与110工法技术,确定密集孔切顶技术参数并对巷道支护方案进行优化;赵毅等<sup>[8]</sup>通过研究切顶前后巷道围岩应力演化规律,确定了巷道顶板与煤柱侧应力集中情况;杨舒冰等<sup>[9]</sup>运用经验公式得到切顶钻孔间距与顶板岩性的耦合联系.

本文以大鸿煤矿一采区11601综采工作面运输巷切顶卸压沿空留巷为工程背景,综合采用理论分析、数值模拟和现场工业性试验等手段确定密集钻孔沿空留巷关键参数,并在现场进行工程应用.

## 1 工程背景

试验工作面为大鸿煤矿一采区11601综采工作面,11601综采工作面井下位置位于矿井西翼,工作面走向长846.7 m,倾向长146.5 m,埋深为76~119 m.该工作面主采K6煤层,煤层平均厚度为4.04 m,煤层平均密度为1.4 g/cm<sup>3</sup>,普氏系数约为1.11.11601运输巷断面为矩形,净高×净宽=3.5 m×4.5 m;巷道采用锚网索支护方式,顶板采用5根 $\Phi 20$  mm×1 800 mm螺纹锚杆支护,锚杆间排距为1 000 mm×1 000 mm;两帮采用4根 $\Phi 20$  mm×1 800 mm螺纹锚杆,帮部锚杆的间排距为1 000 mm×1 000 mm,配合菱形网支护,金属网搭接长度不小于100 mm.沿空留巷工作面布置如图1所示,煤层顶底板岩性特征如图2所示.

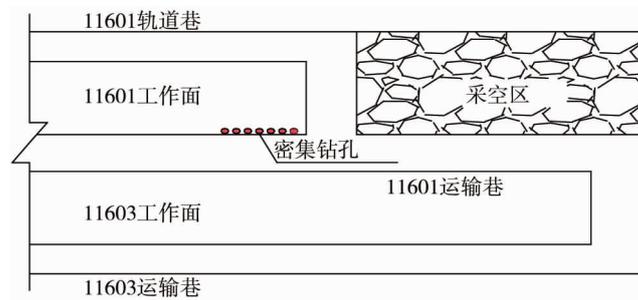


图1 11601工作面布置

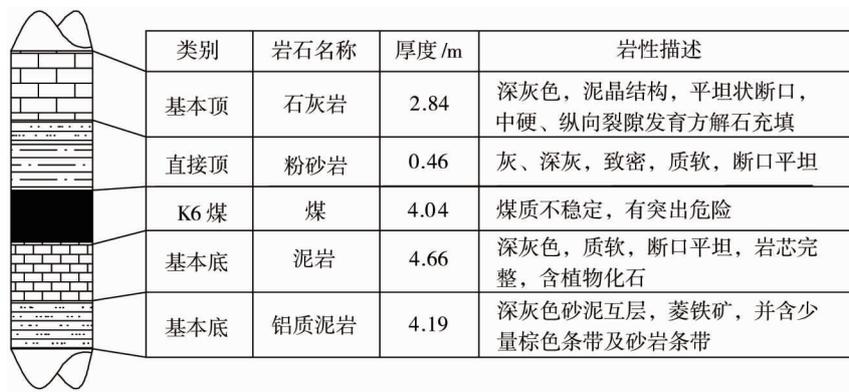


图2 煤层顶底板岩性柱状

## 2 密集钻孔切顶卸压关键参数确定

### 2.1 切顶高度

当切顶高度较小时,顶板关键层不能顺利破断,应力传递不能有效切断,巷道受压严重;切顶高度过

高,又会给现场施工增加困难.因此,需要合理确定切顶高度,密集钻孔沿空留巷切顶高度如图3所示.

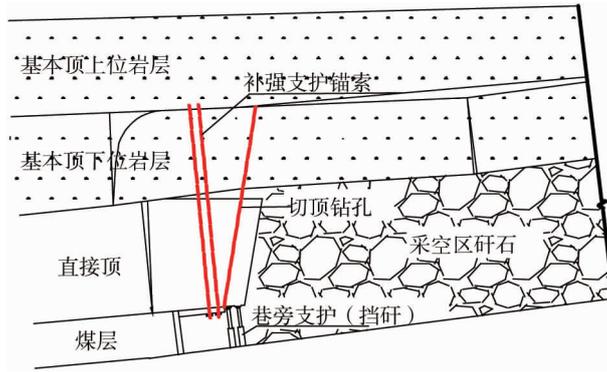


图3 密集钻孔沿空留巷切顶高度

切顶高度  $h$  为

$$h = \frac{h_1 - h_2 - h_3}{K - 1} \quad (1)$$

式中: $h$  为切顶高度, m;  $h_1$  为煤层厚度, 根据煤层厚度平均值取 4.4 m;  $h_2$  为采空区底鼓量, 不考虑底鼓时取 0 m;  $h_3$  为工作面顶板下沉量, 不考虑顶板下沉时取 0 m;  $K$  为岩石碎胀系数, 本文取 1.5. 计算可得  $h = 8.8$  m, 由于煤层厚度取平均值, 局部区域大于 8.8 m, 故实际切顶高度需要大于 9 m.

## 2.2 切顶角度

根据砌体梁理论, 以岩块 A 与岩块 B 的断裂特征建立力学模型, 如图 4 所示.

当块体 B 向下滑落时, 由于水平推力  $T$  的作用, 块体 A 沿接触面对块体 B 产生抗滑力, 即摩擦阻力  $R$ , 块体 B 失稳后在接触面产生的滑动力直接作用于巷内顶板. 为确保切缝处岩石发生滑落失稳不对巷内顶板及挡矸支护造成冲击破坏, 切顶角度应满足式(2).

$$\theta \geq \varphi - \arctan \frac{T}{R} \quad (2)$$

根据式(2)计算切顶角度  $\theta$ .

$$\theta = \varphi - \arctan \frac{2(h_1 - \Delta s)}{T} \quad (3)$$

式中: $\theta$  为切顶角度, ( $^{\circ}$ );  $T$  为基本顶岩块水平推力, kN;  $\varphi$  为基本顶的内摩擦角, ( $^{\circ}$ );  $\Delta s$  为岩块的下沉量, m.

根据 11601 工作面生产地质条件, 分别取  $\varphi = 34^{\circ}$ ,  $\Delta s = 0.8$  m,  $h_1 = 4.4$  m,  $T = 4.27$  kN, 代入式(3)得  $\theta = 13.25^{\circ}$ . 考虑现场施工因素, 切顶角度取  $15^{\circ}$ .

## 2.3 钻孔间距

根据围岩塑性区的分布特性, 钻孔围岩的塑性区呈现一定的扩展范围. 为了避免相邻钻孔的围岩塑性区发生重叠, 钻孔间距应大于围岩塑性区的扩展范围, 根据式(4)计算钻孔围岩塑性区扩展范围  $\rho$ .

$$\rho = \frac{Dp}{C_c \cos \delta - p \sin \delta} \quad (4)$$

式中: $\rho$  为钻孔围岩塑性区扩展范围, mm;  $D$  为钻孔直径, mm;  $p$  为上覆岩层载荷, MPa;  $C_c$  为岩层内聚力, MPa;  $\delta$  为岩石摩擦角, ( $^{\circ}$ ).

根据 11601 工作面生产地质条件取  $D = 48$  mm,  $C_c = 2.75$  MPa,  $\delta = 34^{\circ}$ ,  $p = 2.13$  MPa, 解得  $\rho = 294.05$  mm. 考虑现场施工因素, 密集钻孔间距取 300 mm.

## 2.4 钻孔直径

确定切顶卸压钻孔的直径与切顶区域岩石的强度及应变关系为

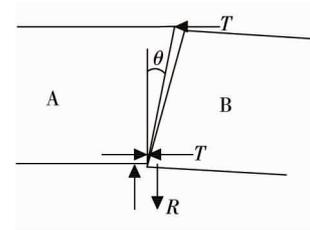


图4 覆岩破断岩块断裂面力学模型

$$D = \frac{2\lambda L\sigma_c}{\sigma_1} \tag{5}$$

式中: $D$ 为钻孔直径,mm; $\lambda$ 为保护系数; $L$ 为钻孔间距,mm; $\sigma_c$ 为岩体抗拉强度,MPa; $\sigma_1$ 为岩体抗压强度,MPa.

根据11601工作面生产地质条件取 $\lambda = 1.2$ ,  $L = 300$  mm,  $\sigma_c = 1.8$  MPa,  $\sigma_1 = 15.42$  MPa,解得 $D = 42.08$  mm.考虑现场施工因素,密集钻孔直径取48 mm.

### 3 11601工作面密集钻孔切顶方案数值模拟验证

#### 3.1 数值模型建立

根据大鸿煤矿11601工作面生产地质条件建立3DEC离散元数值计算模型,模型长 $\times$ 宽 $\times$ 高=170 m $\times$ 2 m $\times$ 110 m.模型底部及四周采用位移边界固定,顶部施加12.52 MPa均布载荷模拟上覆岩层自重.模型中块体采用摩尔-库仑本构模型,在模型内部建立密集钻孔.数值模型如图5所示.模拟中块体的物理力学参数如表1所示.

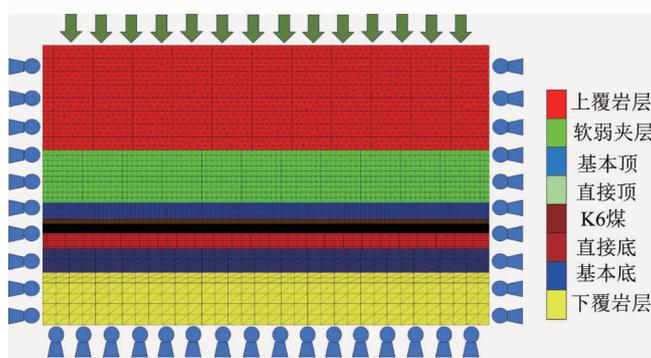


图5 11601工作面围岩力学参数数值模型

表1 11601工作面围岩力学参数

岩层	弹性模量/GPa	泊松比	内摩擦角/(°)	黏聚力/MPa	容重/(kN/m <sup>3</sup> )	抗拉强度/MPa
上覆岩层	17.56	0.25	33	5.80	25.98	1.76
软弱夹层	6.24	0.24	30	4.80	25.30	1.23
基本顶	15.56	0.22	38	4.40	25.50	1.73
直接顶	11.06	0.32	36	4.50	25.98	1.33
K6煤	3.12	0.28	36	3.50	25.36	0.80
直接底	11.06	0.32	38	4.42	25.98	1.39
基本底	14.29	0.19	40	4.60	25.68	1.97
下覆岩层	17.00	0.23	31	5.60	25.98	1.98

#### 3.2 密集钻孔切顶角度优化分析

为验证密集钻孔切顶卸压效果,并确定最优的钻孔角度,本文设计了4组数值计算方案:无切顶、切顶角度为0°,15°和30°.密集钻孔对留巷巷道垂直位移的影响规律如图6所示.

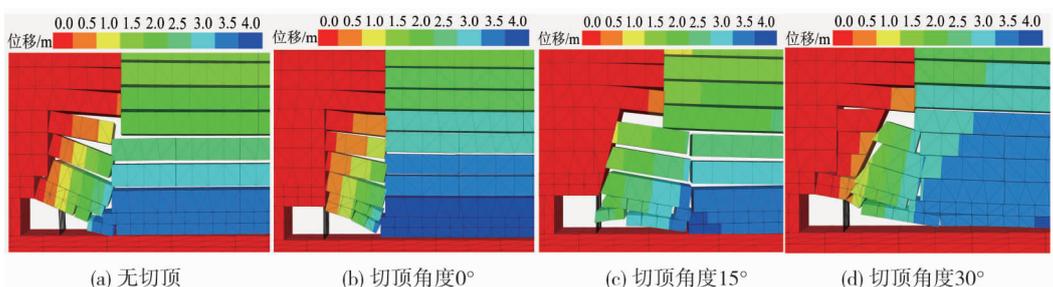


图6 不同密集钻孔角度下的巷道垂直位移云图

由图 6a 和图 6b 可知:无切顶采空区顶板存在长悬臂梁结构,巷道变形显著,稳定性差,采用密集钻孔切顶可以切断悬臂梁结构,但由于切缝块体间存在摩擦阻力,无法实现充分垮落.由图 6c 和图 6d 可知:钻孔切缝角度为 15°时,顶板岩块充分垮落至采空区,切断巷道顶板与采空侧的应力传递途径,从而降低巷道顶板的下沉量,有效改善巷道围岩应力环境;切顶角度为 30°时,采空区顶板悬顶面积增大,不利于留巷巷道围岩稳定.

巷道顶板中央布置监测点对顶板的下沉量进行动态监测,监测结果如图 7 所示.由图 7 可知:在无切顶时,顶板下沉量最大为 286 mm;切顶角度为 0°,15°,30°时,顶板下沉量最大值分别为,280,210,245 mm.综合分析可知:当切顶角为 15°时,巷道整体下沉量较小,有利于实现巷道围岩的稳定控制.

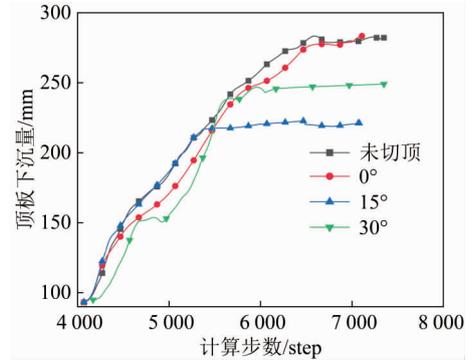


图 7 巷道顶板下沉量

### 3.3 密集钻孔切顶高度优化分析

为确定最优的钻孔深度,针对钻孔深度为 6,8,10,12 m 这 4 组数值计算方案进行数值模拟对比研究,得出密集钻孔深度对巷道围岩垂直位移的影响规律如图 8 所示.由图 8 可知:钻孔深度为 6,8,10,12 m 时,巷道顶板下沉量分别为 76,58,24,8 mm;钻孔深度大于 8 m 时,巷道变形量显著降低;但钻孔深度大于 10 m 后,巷道的变形量无明显变化.考虑现场施工成本,确定钻孔切顶角度为 15°,钻孔深度为 10 m.

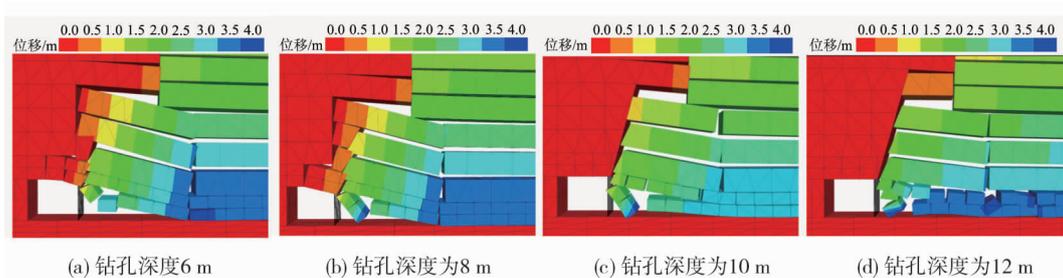


图 8 不同密集钻孔深度下巷道围岩垂直位移云图

### 3.4 密集钻孔间距优化分析

图 9 为无切顶留巷巷道沿工作面倾向的垂直应力分布图,在超前工作面 1~4 m 处存在应力集中,随后出现应力降低区,应力集中区域不利于围岩发挥自承特性,故密集切顶钻孔应在超前工作面 1 m 范围外.

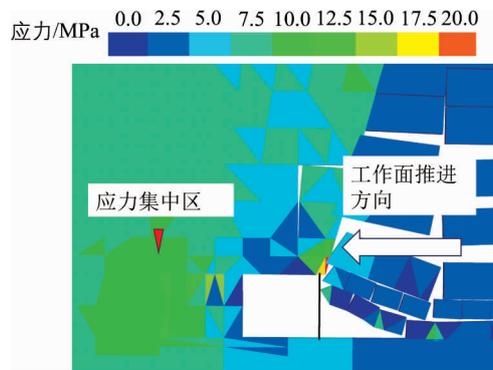


图 9 无切顶沿工作面走向应力分布

在超前工作面 2 m 处布置密集切顶钻孔(间距为 200,250,300,350 mm)研究钻孔间距对围岩塑性区沿钻孔深度方向发育规律的影响,不同密集钻孔间距下塑性区云图如图 10 所示.

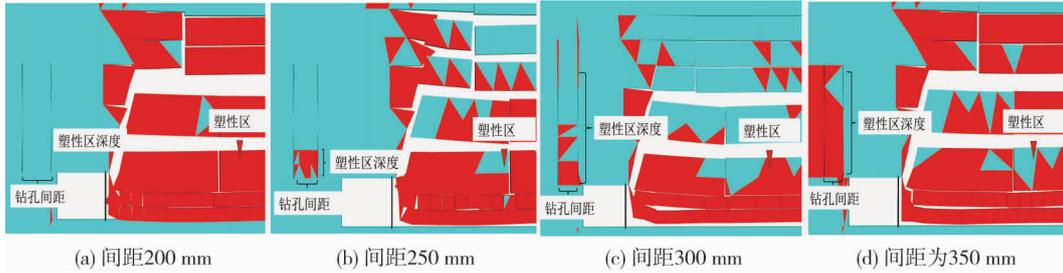


图 10 不同密集钻孔间距下塑性区云图

由图 10 可知:钻孔间距为 200 mm 时,塑性区深度仅为 2 m;钻孔间距为 250 mm 时,塑性区深度增加至 6 m,但距孔口 6~10 m 的塑性区未贯通;钻孔间距为 300 mm 时,塑性区沿钻孔轴向扩展至孔底,且钻孔间塑性区贯通;钻孔间距为 350 mm 时,钻孔之间未发生塑性破坏.局部的应力集中会导致岩石发生塑性变形、围岩内部劣化显著,孔壁围岩内部塑性破坏.钻孔间距为 300 mm 时,裂隙深度达到孔底且 2 个钻孔间的裂隙导通,最终确定钻孔间距为 300 mm.

#### 4 工业性应用

密集钻孔切顶卸压沿空留巷试验巷道选在大鸿煤矿 11601 工作面运输巷,切顶高度为 10 m,钻孔角度为 15°,钻孔直径为 48 mm,孔间距为 300 mm.在密集钻孔施工前对 11601 工作面运输巷顶板采用锚索梁补强支护.工作面后方留巷巷道采空区侧顶板施工 2 根  $\Phi 19.8 \text{ mm} \times 8\ 000 \text{ mm}$  钢绞线锚索,锚索间排距为 250 mm $\times$ 1 500 mm,锚梁为 11#工字钢,采空区侧采用 2 根带帽 U 型钢点柱进行挡矸支护.留巷巷道补强支护如图 11 所示。

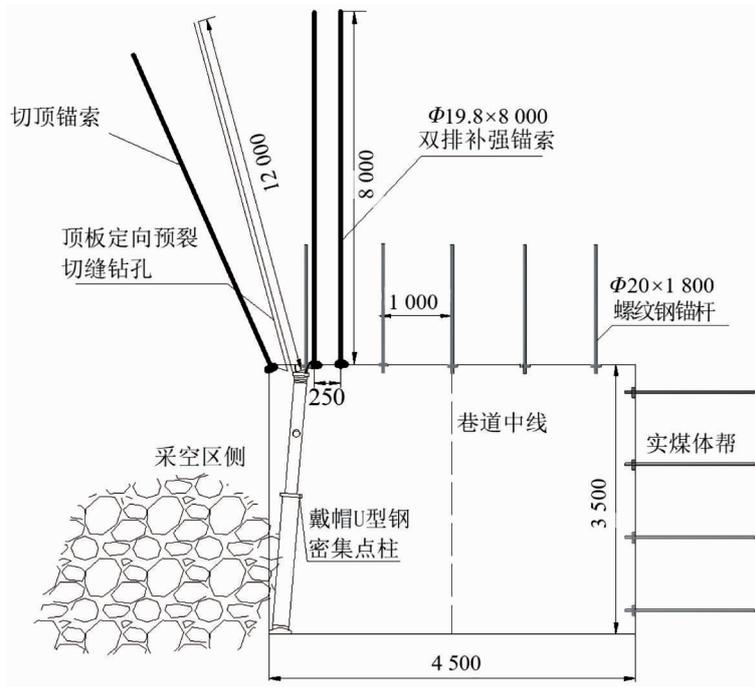


图 11 11601 工作面运输巷巷道补强支护(单位:mm)

工作面回采后,在覆岩载荷与顶板自重的作用下,采空区顶板沿预裂钻孔的切缝发生破断,切落的矸石充满采空区,极大地减小了留巷顶板与帮部的应力集中,提高了 11601 运输巷的围岩稳定性.在 11601 工作面推进过程中,11601 运输巷内布置监测站,监测工作面回采前后巷道顶底板与两帮变形,监测结果如图 12 所示。

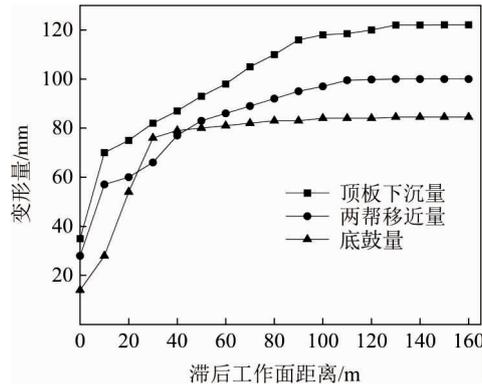


图 12 留巷阶段的巷道围岩变形量

由图 12 所知:巷道变形主要在滞后工作面 0~40 m 处,巷道顶底板移近量为 160 mm,两帮移近量为 75 mm.在工作面后方约 100 m 处,巷道围岩变形基本稳定,顶底板最大移近量小于 200 mm,两帮最大移近量小于 100 mm.

## 5 结论

1)大鸿煤矿 11601 工作面运输巷的最佳切顶角度为  $15^\circ$ ,切顶高度为 10 m,此时顶板岩层充分垮落至采空区,有效切断采空区应力传递路径.

2)钻孔间距为 300 mm 时,塑性区沿钻孔轴向扩展至孔底,两钻孔间裂隙导通,围岩内部劣化显著.基于这些观察结果,最终确认 300 mm 作为钻孔间距的适宜值.

3)根据变形监测结果得知,受采动影响后顶底板最大移近量小于 200 mm,巷道两帮最大收缩量不超过 100 mm,巷道稳定性得到提高,留巷效果好.

## 参考文献:

- [1] 柏建彪,周华强,侯朝炯,等.沿空留巷巷旁支护技术的发展[J].中国矿业大学学报,2004,33(2):183-186.
- [2] 张自政,李树清,于宪阳,等.深井穿断层回采巷道围岩变形机理与稳定控制对策[J].湖南科技大学学报(自然科学版),2020,35(1):10-16.
- [3] 李小鹏,刘少伟,付孟雄,等.密集钻孔切顶卸压关键参数影响因素研究及应用[J].煤炭科学技术,2023,51(12):243-253.
- [4] 曹骏,冯泽宇,张能旺.曙光煤矿切顶卸压沿空留巷开采技术研究[J].矿业研究与开发,2022,42(5):7-14.
- [5] 王方田,尚俊剑,赵宾,等.切顶卸压沿空留巷围岩结构特征及锚索强化支护技术[J].岩石力学与工程学报,2021,40(11):2296-2305.
- [6] 李东印,张景轩,郑立军,等.密集钻孔弱化底分层顶板沿空留巷技术[J].煤矿安全,2022,53(7):111-118.
- [7] 何文帅,袁红平,党永超,等.沿空留巷密集孔切顶卸压技术实践[J].陕西煤炭,2022,41(6):125-129.
- [8] 赵毅,解洪鑫,姚强岭.宋新庄煤矿顶板密集钻孔切顶卸压护巷技术研究[J].煤炭工程,2023,55(5):45-52.
- [9] 杨舒冰,王瞭梅,杨永康,等.缓倾斜煤层无煤柱切顶成巷切缝角度及位置研究[J].采矿与岩层控制工程学报,2023,5(5):32-46.