

矿山安全开采

# 动压影响下厚硬石灰岩顶板区段煤柱合理宽度优化及支护技术

Coal Pillar Width and Support Design of Thick Hard Limestone Roof Section Under Dynamic Pressure

石新起<sup>1</sup>, 张建忠<sup>2</sup>, 李坤<sup>2</sup>

(1. 山东科技大学 能源与矿业工程学院, 山东 青岛 266590; 2. 山西东泰鑫源煤业有限公司, 山西 临汾 041083)

**摘要:**为了解决厚硬顶板条件下受多次采动影响巷道区段煤柱留设宽度不合理的问题,以东泰鑫源煤矿10109运输顺槽为工程背景,采用理论计算分析、数值模拟和工程实践等方法进行研究。研究表明:针对厚硬顶板进行切顶卸压,理论计算得到切顶高度27 m,切顶角度0°;数值模拟结果显示煤柱宽度低于16 m时受两次采动影响后煤柱均存在高应力集中,塑性破坏严重。煤柱宽度高于16 m后,煤柱内弹性核心区面积占比大于50%,巷道围岩稳定,结合计算得出受两次动压影响巷道区段煤柱合理留设宽度为16.5 m,提出了以“强帮护顶”为主的支护方案,现场监测一次采动影响下10109运输顺槽顶底板表面最大位移165 mm,两帮表面最大位移118 mm。16.5 m宽度区段煤柱结合联合支护技术可有效控制受动压影响的巷道围岩变形。

**关键词:**区段煤柱;切顶卸压;数值模拟;支护技术;采动压力;垂直应力

**中图分类号:** TD355 **文献标志码:** A **文章编号:** 1672-609X(2025)01-0001-07

**Abstract:** To address the issue of the excessive width of coal pillars in roadway section affected by multiple mining under the condition of thick hard roof, based on the engineering background of Dongtai Xinyuan Coal Mine 10109 transport channel, theoretical calculation and analysis, Flac3D simulation and engineering practice were adopted to carry out top cutting and pressure relieving for thick hard roof. It is determined that the reasonable remaining width of coal pillar in roadway section affected by two dynamic pressures is 16.5 m. The findings indicate that the cutting height is set at 27 meters with an angle of 0°. The numerical simulation demonstrates that when the coal pillar width is below 16 meters, the coal pillar has high stress concentration and serious plastic failure after being affected by two mining movements. When the width of coal pillar is higher than 16 m, the elastic core area within the coal pillar exceeds 50%, ensuring the stability of the surrounding rock in the roadway. Therefore, a support plan utilizing a “Strengthen the side to protect the top” has been suggested. The maximum surface displacement of the top and bottom plate of 10109 transport trough under the influence of one mining is 165 mm, and the maximum surface displacement of the two sides is 118 mm. The coal pillar in the 16.5 m wide section, along with the combined support technology, can effectively manage the deformation of the roadway’s surrounding rock under dynamic pressure.

**Key words:** section coal pillar; top cutting pressure relief; numerical simulation; support technology; mining pressure; vertical stress

## 1 前言

煤矿开采中时而存在采掘接替紧张的问题,为了保证煤矿生产效率,开采工作面能够顺利接续,在本工作面开采前就需要掘进相邻工作面的回采巷道,从而出现巷道“迎采对掘”,为了减小该巷道受

相邻工作面采动影响,一般会留设区段煤柱。不合理的煤柱宽度会导致资源浪费或造成巷道围岩破坏,合理留设煤柱宽度才能实现安全开采。

针对相邻工作面巷道布置难题,国内外研究学者对受动压影响巷道煤柱及围岩控制进行了诸多研究。钱鸣高院士从理论方面总结了区段煤柱留设尺寸的计算方法<sup>[1]</sup>。孙晓明等<sup>[2]</sup>提出了高预应力恒阻支护与切顶技术相结合的方法(HPCR-RC)降低了巷道围岩应力集中,减小了巷道内围岩变形。杨勇等<sup>[3]</sup>在沿空巷道围岩结构的基础上,采用理论分

[作者简介] 石新起(1999—),男,汉族,山东淄博人,硕士研究生在读,研究方向为矿山压力与岩层控制。

[引用格式] 石新起,张建忠,李坤. 动压影响下厚硬石灰岩顶板区段煤柱合理宽度优化及支护技术[J]. 中国矿山工程,2025,54(1):1-7.

析得出了9106沿空巷道煤柱宽度及支护参数。田春阳、史亚锋、李良红等学者针对6 m以上大采高煤柱宽度留设进行了研究<sup>[4-6]</sup>,高晓旭等<sup>[7]</sup>针对浅埋煤层的区段煤柱尺寸进行了合理优化,李万名等<sup>[8]</sup>利用FLAC3D模拟软件分析了不同宽度煤柱受力状况。石崇等<sup>[9]</sup>建立了三维离散元模型,研究了不同煤柱宽度下巷道围岩变形与支承压力分布情况,结果表明随着煤柱宽度的增大,煤帮变形量先减小后增大再减小,煤柱内的垂直应力呈现一个峰值,高预应力让压锚杆支护体系结合合理煤柱宽度,能有效控制围岩变形。何富连等<sup>[10]</sup>建立了倾斜沿空巷道力学模型,模拟了不同煤柱宽度的应力状态,考虑各因素的影响及现场地质条件提出了一种新的承压屈服支护技术。李汉璞等<sup>[11]</sup>针对受两次采动影响的小煤柱巷道,采用切顶卸压来降低悬臂梁结构压力的影响,有效控制了受动压影响巷道围岩变形。

综上所述,目前对于厚硬顶板条件下受动压影响巷道煤柱留设研究较少。本文以东泰鑫源煤矿厚硬石灰岩顶板的10109工作面运输巷道为背景展开研究,通过理论分析、数值模拟,结合工程实践,对切顶卸压后受动压影响的10109工作面运输巷道所需留设的区段煤柱宽度进行合理优化,保证安全生产的同时减少煤炭资源浪费。

## 2 工程概况

东泰鑫源煤矿目前主采10号煤层,最大埋深250 m,煤层的平均厚度为7.11 m,不存在直接顶,煤层上方为K<sub>2</sub>石灰岩与K<sub>3</sub>石灰岩,K<sub>2</sub>石灰岩平均厚度为13.65 m,K<sub>3</sub>石灰岩平均厚度为10.9 m,其柱状图以及现场取芯进行岩石力学试验所得物理力学参数如图1所示,目前10号煤层开采10107工作面,备采10109工作面,由于工作面接续紧张,10109运输巷道在10107工作面回采期间迎采对掘,工作面概况如图2所示。10109运输巷道与10107回风巷道沿10号煤层底板掘进,设计断面为矩形,净断面尺寸为6.2 m×5.2 m。10109运输巷道受邻近工作面(10107工作面)及本工作面(10109工作面)两次采动压力影响。

## 3 切顶卸压关键参数分析

针对厚硬顶板不易垮落,容易造成悬顶导致煤柱承载压力较大的问题,目前主要解决手段为切顶卸压,应用较广的有水力压裂弱化坚硬顶板、爆破切

| 岩性                 | 夹层柱状 | 厚度/m  | 抗压强度/MPa | 弹性模量/GPa | 黏聚力/MPa | 内摩擦角/(°) | 泊松比  |
|--------------------|------|-------|----------|----------|---------|----------|------|
| 泥岩                 |      | 13.50 | 24.35    | 2.80     | 3.09    | 32.67    | 0.25 |
| K <sub>3</sub> 石灰岩 |      | 10.90 | 180.39   | 32.59    | 15.58   | 41.51    | 0.28 |
| K <sub>2</sub> 石灰岩 |      | 13.65 | 158.38   | 27.88    | 9.00    | 52.47    | 0.28 |
| 10号煤               |      | 7.11  | 19.18    | 1.77     | 1.60    | 21.8     | 0.23 |
| 泥岩                 |      | 32.22 | 24.35    | 2.80     | 3.09    | 32.67    | 0.25 |

图1 10号煤层顶底板柱状图及物理力学参数

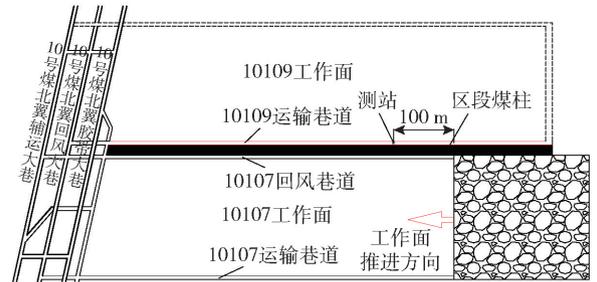


图2 工作面概况

顶卸压等<sup>[12-14]</sup>。切顶关键为切顶高度和切顶角度。

切顶高度应大于垮落带厚度,计算公式如下:

$$H_k = \frac{MC}{K_a - 1} \quad (1)$$

式中: $H_k$ 为垮落带高度最大值,m; $M$ 为割煤厚度7.11 m; $K_a$ 垮落岩层的碎胀系数,取值约为1.25~1.5;工作面回采率 $C$ 为93%。

计算得到垮落带厚度为13.22~26.45 m。为了更好的切顶效果,切顶高度取27 m。

切顶角度分析模型如图3所示,切顶线分割岩体形成块体A和C,岩块A下方为采空区,端头会产生回转下沉,形成铰接结构,之后岩块A铰接处沿着分割面滑落失稳时,基本顶才能顺利垮落。其发生滑落失稳临界条件计算公式如下<sup>[15-16]</sup>:

$$T \sin(\varphi - \beta) = R \cos(\varphi - \beta) \quad (2)$$

式中: $T$ 为岩块受到水平方向压力,kN; $R$ 为岩块滑落失稳期间所受剪切应力,kN。根据块体平衡条件,得到以下公式:

$$T = \frac{q_c l^2}{2(h - \Delta S)} \quad (3)$$

$$R = q_c l \quad (4)$$

岩块C回转下沉后,触矸位置处的下沉量 $\Delta S$ 计算公式如下:

$$\Delta S = M\eta - \sum h(K_p - 1) \quad (5)$$

联立公式(2)~(5)可得:

$$\beta \geq \varphi - \arctan\left(\frac{2(h - \Delta S)}{L}\right) \quad (6)$$

式中: $h$ 为基本顶岩层厚度24.55 m;工作面回采率 $\eta$ 取93%; $K_p$ 为直接顶碎胀系数;直接顶厚度 $\sum h$ 为0。根据10号煤层其他工作面来压规律 $L = 30$  m,岩块间的摩擦角 $\varphi$ 为 $40^\circ \sim 53^\circ$ ,取 $45^\circ$ 。计算得最小切顶角度 $\beta$ 为 $-5.1^\circ$ 。厚硬石灰岩顶板强度较大,角度过小悬顶不易垮落,角度过大会导致上方岩体传递给煤体较大的应力,考虑地质条件及前人经验<sup>[16]</sup>,确定切顶角度为 $0^\circ$ 。

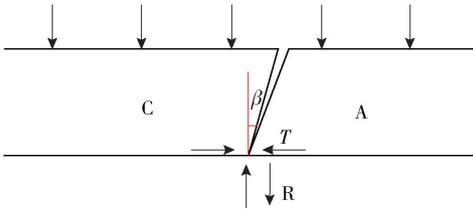


图3 切顶角度分析模型

## 4 区段煤柱合理宽度优化

10109运输顺槽受到邻近工作面采动影响,所留设区段煤柱宽度过小会导致10109运输顺槽围岩及煤柱变形破坏严重,留设过大会造成煤炭资源浪费,减小经济效益。因此,根据极限平衡理论初步计算煤柱宽度,采用FLAC3D模拟软件以计算宽度为基础进行优化。

### 4.1 区段煤柱留设宽度理论计算

基于弹性核理论,动压影响下最小区段煤柱宽度 $B$ 计算公式如下:

$$B = x_0 + x_1 + x_2 \quad (7)$$

式中: $x_0$ 为煤体边缘塑性区宽度,m; $x_1$ 为弹性核宽度,m,一般取2倍煤层厚度<sup>[17]</sup>,考虑工程地质条件围岩强度高,取1.5倍煤层厚度; $x_2$ 为区段巷道塑性区宽度,m。

煤体边缘塑性区宽度 $x_0$ 根据极限平衡理论<sup>[18]</sup>计算解析式为:

$$x_0 = \frac{MA}{2\tan\varphi_0} \ln\left(\frac{K\gamma H + \frac{C_0}{\tan\varphi_0}}{\frac{C_0}{\tan\varphi_0} + \frac{p_x}{A}}\right) \quad (8)$$

式中:侧压系数 $A$ 为0.2987;煤柱内摩擦角 $\varphi_0 = 20^\circ$ ;煤层界面的黏结力 $C_0 = 1.0$  MPa;煤帮的支护阻力 $p_x$ 取0.3 MPa;岩层平均容重 $\gamma = 24$  kN/m<sup>3</sup>;煤层埋深 $H = 250$  m;应力集中系数 $K = 2$ 。

区段巷道塑性区<sup>[19]</sup>按下式计算

$$x_2 = R - r_s \quad (10)$$

式中: $R$ 为巷道周边塑性区半径,m; $r_s$ 为巷道当量半径,m。 $r_s$ 、 $R$ 解析表达式为:

$$r_s = k_x \left(\frac{S}{\pi}\right)^{\frac{1}{2}} \quad (11)$$

$$R = r_s \left[ \frac{(p + cctg\varphi)(1 - \sin\varphi)}{p_i + cctg\varphi} \right]^{\frac{1 - \sin\varphi}{2\sin\varphi}} \quad (12)$$

式中:实际巷道的断面积 $S = 32.24$  m<sup>2</sup>; $p$ 为原岩应力即 $\gamma H = 6.0$  MPa;支护阻力 $p_i$ 取0.3 MPa;围岩的内摩擦角(10号煤) $\varphi = 21.8^\circ$ ;围岩的内聚力 $c = 1.6$  MPa;巷道断面修正系数 $k_x$ 取1.2。

计算得到煤体边缘塑性区宽度 $x_0$ 为4.0 m,弹性核区 $x_1$ 为10.665 m,区段巷道塑性区宽度 $x_2$ 为1.5 m,综上所述理论计算得出区段煤柱宽度 $B$ 为16.165 m。

### 4.2 动压影响下区段煤柱宽度数值模拟分析

#### 1) 数值模型及模拟方案

以理论计算结果为基础,建立煤柱宽度分别为10 m、13 m、16 m、19 m、22 m的五种切顶卸压模型,约束模型前后及两侧边界水平位移,同时约束底部边界的垂直位移,上部边界施加4.65 MPa的均布载荷,采用摩尔-库伦本构模型,模型岩层物理参数如图1所示,建立数值模型如图4所示。

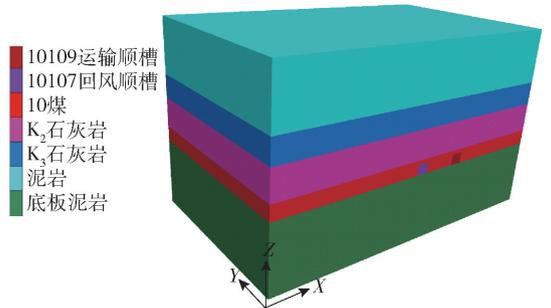


图4 数值模型

计算10107工作面回采(一次采动)后分析巷道围岩应力、塑性区分布及区段煤柱垂直应力分布规律,稳定后二次计算10109工作面回采(二次采动)后分析工作面超前10 m处区段煤柱垂直应力及塑性区分布。

#### 2) 模拟结果分析

(1) 一次采动影响下应力及塑性区分布规律。

### a) 应力分布规律

图5所示为五种宽度的区段煤柱垂直应力云图。

从图5中可以看出,区段煤柱宽度在10~16 m时煤柱内存在高应力集中,当区段煤柱宽度大于16 m时,煤柱内不存在明显应力集中。取区段煤柱高度一半的中部层位布置一条测线,其监测结果如图6所示。

分析图6可知,距采空区越远,垂直应力呈现出先增大出现峰值后减小再趋于稳定,最终减小为零的变化趋势,应力曲线呈现出非对称“梯形”;区段煤柱宽度为10~22 m时,煤柱内垂直应力峰值分别是27.64 MPa、23.78 MPa、22.02 MPa、21.26 MPa、21.02 MPa,相比上一宽度应力峰值分别减小了3.86 MPa、1.76 MPa、0.76 MPa、0.24 MPa。可以看出区段煤柱宽度达到16 m后再增大时,峰值变化幅度较小;在区段煤柱垂直应力峰值后出现一定长度的弹性稳定区,其长度随着煤柱宽度增加而变长。

### b) 塑性区分布

不同宽度煤柱条件下,一次采动后,巷道围岩及区段煤柱塑性区分布如图7所示。

分析图7可知区段煤柱在10~22 m时,主要受到剪切破坏,破坏面积占比随煤柱宽度增加而减小,区段煤柱宽度10~13 m时,煤柱内部的剪切破坏较严重,塑性区占比较大,弹性核区占比小于50%,区段煤柱宽度大于16 m后,弹性核区面积占比远高于50%,煤柱较稳定。

(2) 二次采动影响下10109工作面超前10 m处应力及塑性区分布规律。

### a) 应力分布规律

10109工作面超前10 m位置的垂直应力分布云图及区段煤柱内垂直应力曲线图如图8、图9所示。

从图8、图9可以看出,10109工作面开采后超前10 m处的围岩应力分布及区段煤柱垂直应力变化规律与一次采动影响类似,区段煤柱宽度在16 m时煤柱内出现少许应力集中,区段煤柱宽度为10~22 m时,煤柱内垂直应力峰值相比一次采动影响下分别增大了10.4%、7.3%、5.1%、6.3%、4.6%。

### b) 塑性区分布

二次采动影响后,巷道围岩及区段煤柱塑性区分布情况如图10所示。

对比一次采动影响下塑性区分布情况,弹性核区面积明显减小,区段煤柱宽度在16 m以下时弹性核区面积占比在50%以下,区段煤柱宽度在16 m时,弹性核区面积占比为55.9%。

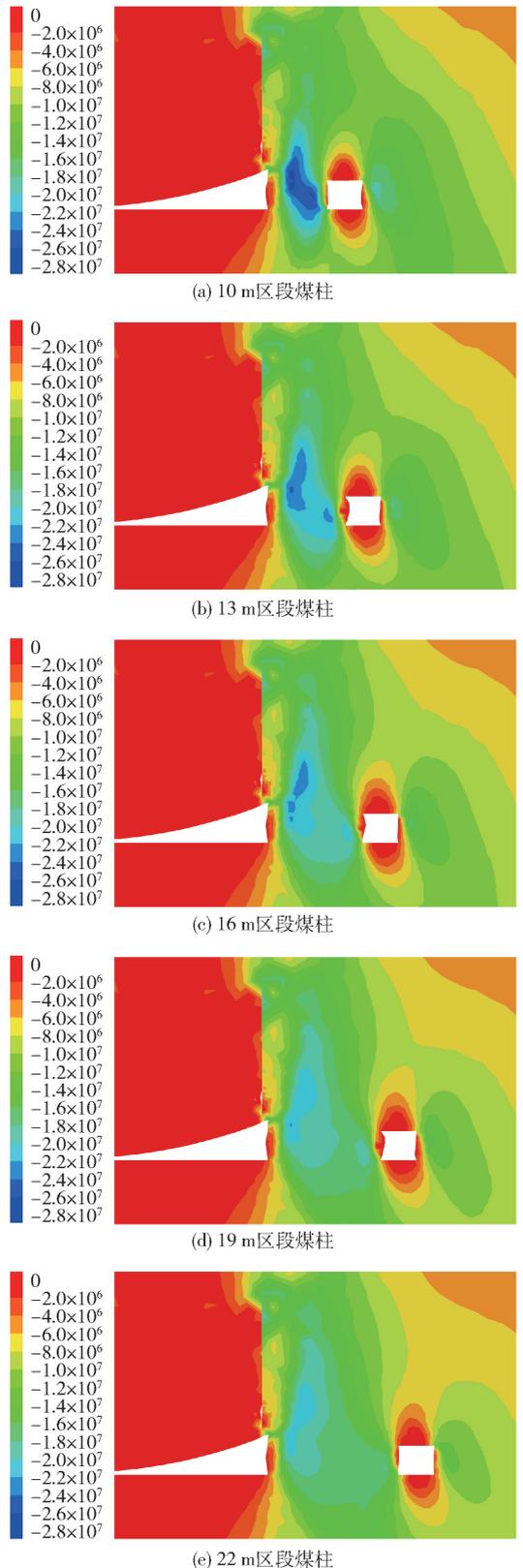


图5 一次采动影响下不同宽度区段煤柱巷道围岩垂直应力云图(MPa)

综上所述,考虑到区段煤柱的稳定性,认为区段煤柱的弹性核区面积占比应不低于50%,因此

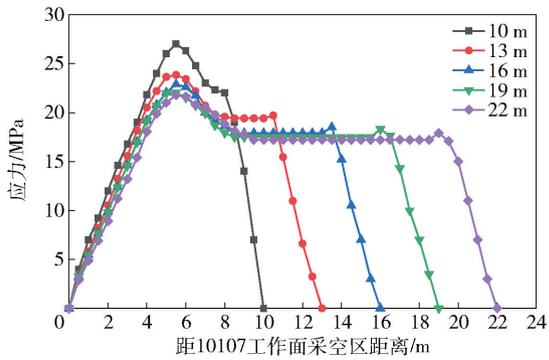


图 6 一次采动影响下区段煤柱内垂直应力曲线图

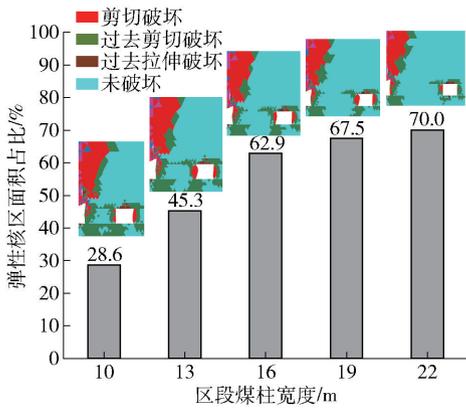


图 7 一次采动影响下区段煤柱塑性区及弹性核心区面积占比

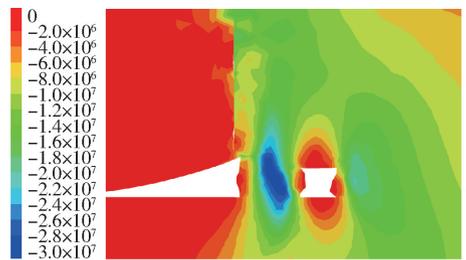
10107 工作面和 10109 工作面之间的区段煤柱宽度不小于 16 m。结合计算所得,并考虑矿区施工以及减小资源浪费选取 0.5 倍数,确定区段煤柱宽度为 16.5 m。

### 5 10109 运输巷道支护方案

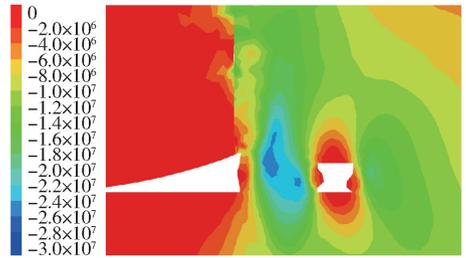
10109 工作面顶板为较厚的石灰岩,强度较大,通过数值模拟中塑性区分布情况可知 10109 运输巷道主要的支护对象为顶煤和两帮,因此以“强帮护顶”为主要支护方向。

顶板及两帮均采用“锚杆 + 锚索 + W 钢带 + 钢筋网”支护,锚杆、锚索增加让压管,支护方案如图 11 所示。

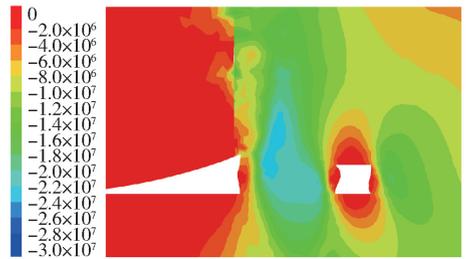
10109 运输巷道顶板及两帮锚杆都选用 MSGLW-500-20 × 2 800 mm 的左旋无纵筋螺纹钢高强锚杆;顶板锚杆间排距为 950 mm × 900 mm,锚索规格为 φ21.6 mm × 6 500 mm,锚索间排距为 1 400 mm × 1 800 mm;两帮锚杆间排距为 800 mm × 900 mm,锚索规格为 φ18.9 × 5 500 mm,间排距为 1 400 mm × 1 800 mm,其中锚杆、锚索预紧力分别不低于 60 kN、180 kN。



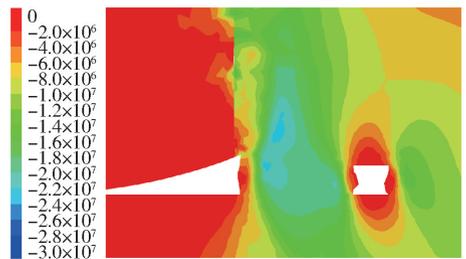
(a) 10 m 区段煤柱



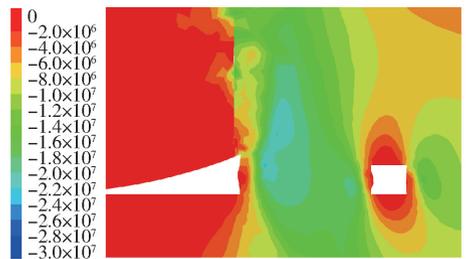
(b) 13 m 区段煤柱



(c) 16 m 区段煤柱



(d) 19 m 区段煤柱



(e) 22 m 区段煤柱

图 8 二次采动影响下不同宽度区段煤柱巷道围岩垂直应力云图 (MPa)

### 6 工程应用效果分析

根据研究成果,在 10109 运输巷道距离 10107 工作面前 100 m 处设置测站,采用激光测距仪对巷道顶底板及两帮进行表面位移持续监测。图 12 所示为持续 100 天监测数据曲线图。

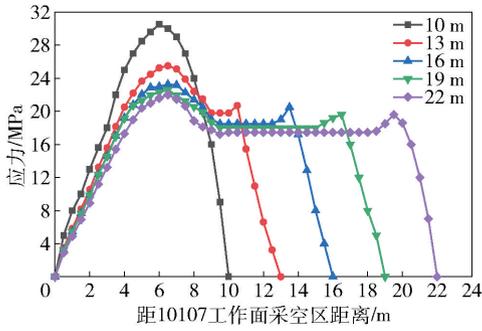


图9 二次采动影响下区段煤柱内垂直应力曲线图

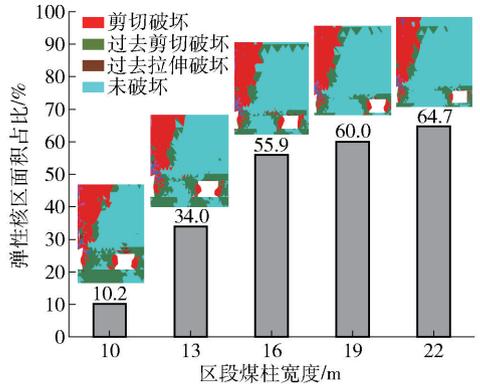


图10 二次采动影响下区段煤柱塑性区及弹性核心区面积占比

通过现场监测得到 10107 工作面采动对 10109 运输巷道围岩表面位移产生一定的影响,监测时

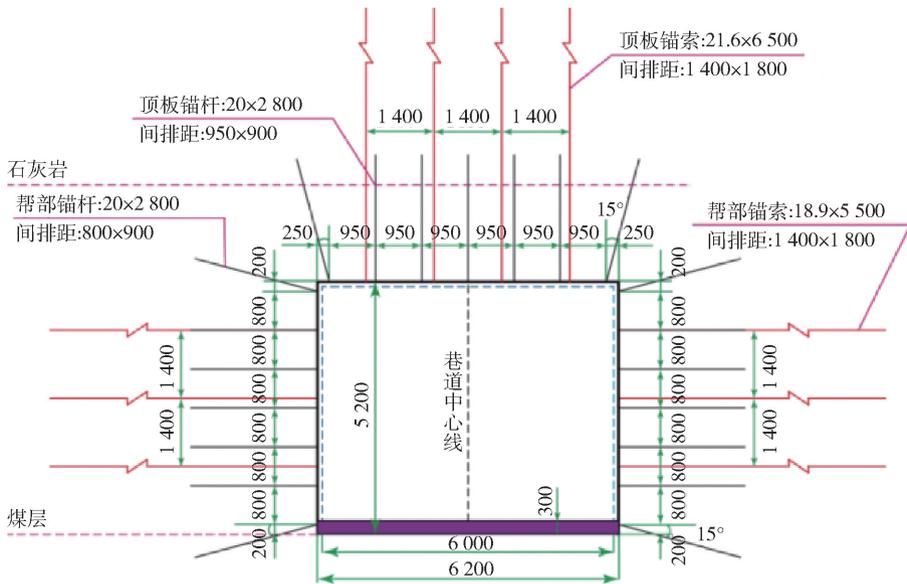


图11 10109 运输巷道支护设计图(单位:mm)

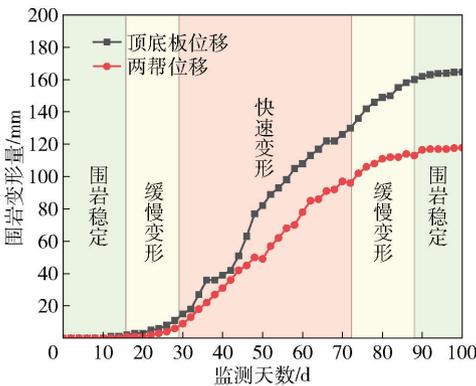


图12 10109 运输巷道围岩表面位移

间内 10109 运输巷道顶底板及两帮位移均呈现“无变形-缓慢变形-快速变形-缓慢变形-围岩稳定”的变化规律。分析图 12 可知,前 15 天采空区顶板未断裂垮落,因此 10109 运输巷道未产生变形,随着工

作面继续推进,10109 运输巷道开始出现缓慢变形,工作面推进至测站位置时,顶板垮落对其影响剧烈,第 30 天至第 70 天期间围岩变形较大,当工作面继续推进,测站处煤柱支撑压力减小,表面位移变化程度减缓,直至围岩稳定。最终顶底板位移量为 165 mm,两帮位移量为 118 mm,高强锚杆锚索锚固力测试采用拉拔试验进行。现场抽取锚杆 18 根、顶部锚索 9 根、帮部锚索 9 根进行拉拔测试,测得锚杆锚固力在 170 ~ 190 kN,顶部锚索锚固力 390 ~ 420 kN,帮部锚索锚固力在 300 ~ 330 kN,锚固力合格,支护强度符合预期要求。

### 7 结论

(1) 针对厚硬石灰岩顶板,采用切顶卸压减小煤柱承载压力,计算分析得到切顶高度 27 m,切顶

角度 $0^{\circ}$ 。

(2)以理论计算的区段煤柱宽度为基础,通过数值模拟对煤柱宽度进行优化,一次采动影响下区段煤柱宽度低于16 m时煤柱内部存在高应力集中,煤柱宽度为16 m再增大时应力降低程度不明显。二次采动影响下煤柱垂直应力峰值比一次采动提高了4.6%~10.4%。二次采动影响后煤柱塑性破坏更为严重,煤柱宽度在16 m时,弹性核区面积占比为55.9%。结合理论计算确定区段煤柱合理宽度为16.5 m。

(3)10109运输巷道顶板及两帮均采用“锚杆+W钢带+钢筋网+锚索”联合支护,锚杆、锚索增加让压管提高变形能力。现场监测巷道围岩表面位移,顶底板最大位移量为165 mm,两帮最大位移量为118 mm,区段煤柱宽度优化后,有效控制了10109运输巷道受动压影响时围岩变形。

#### [参考文献]

- [1] 钱鸣高,缪协兴,许家林. 岩层控制中的关键层理论研究[J]. 煤炭学报,1996,(03):2-7.
- [2] Xiaoming S, Wenchao Z, Jian W, et al. Research on Failure Mechanism and Stability Control Technology of Dynamic Pressure Roadway in Ultra-Thick Coal Seams Under a High Depth of Cover[J]. Mining, Metallurgy & Exploration,2023,40(5):1955-1972.
- [3] Yong Y, Jian S, Wei W, et al. Research on Coal Pillar Width and Support Design of Gob-Side Entry [J]. Geotechnical and Geological Engineering,2022,41(2):847-860.
- [4] 田春阳,常云博,朱涛,等. 6 m大采高工作面沿空掘巷窄煤柱宽度及围岩控制技术研究[J]. 煤炭工程,2021,53(12):39-44.
- [5] 史亚锋,任志新,王阁,等. 大采高工作面小煤柱沿空掘巷煤柱宽度优化及围岩控制技术研究[J]. 煤炭技术,2024,43(04):84-89.
- [6] 李良红. 察哈素矿大采高厚硬顶板区段煤柱合理留设研究[D]. 徐州:中国矿业大学,2019.
- [7] 高晓旭,史向前,石新禹,等. 浅埋工作面区段煤柱留设尺寸优化研究[J]. 矿业安全与环保,2023,50(03):68-73+80.
- [8] 李万名,赵启峰,田多等. 采动影响下回采巷道围岩控制技术与区段煤柱尺寸优化[J]. 华北科技学院学报,2014,11(09):16-20+26.
- [9] 石崇,杨文坤,沈俊良,等. 动压巷道区段煤柱合理留设宽度研究[J]. 煤炭科学技术,2019,47(07):108-114.
- [10] He F, Zhai W, Song J, et al. Reasonable Coal Pillar Width and Surrounding Rock Control of Gob-Side Entry Driving in Inclined Short-Distance Coal Seams [J]. Applied Sciences,2023,13(11):6578.
- [11] 李汉璞,张百胜,郭俊庆,等. 两次采动影响下小煤柱巷道切顶卸压围岩控制技术[J]. 矿业安全与环保,2024,51(02):90-97.
- [12] 牛同会. 分段水力压裂弱化采场坚硬顶板围岩控制技术研究[J]. 煤炭科学技术,2022,50(08):50-59.
- [13] 杨军,李长江,宋红旭,等. 基于TRIZ理论的厚硬顶板巷道围岩卸压技术及应用[J]. 煤炭工程,2023,55(05):32-38.
- [14] 何春光,徐晓鼎,杨建辉,等. 厚硬顶板切顶卸压围岩变形控制技术研究[J]. 煤炭工程,2022,54(09):59-63.
- [15] 钱鸣高,许家林,伍永平. 矿山压力与岩层控制[M]. 中国矿业大学出版社,2020.
- [16] 张百胜,王朋飞,崔守清,等. 大采高小煤柱沿空掘巷切顶卸压围岩控制技术[J]. 煤炭学报,2021,46(07):2254-2267.
- [17] 裴晓建,徐金海,刘涛. 坚硬厚顶板采动影响下区段煤柱合理宽度的确定[J]. 煤炭工程,2016,48(08):4-7.
- [18] 侯朝炯,马念杰. 煤层巷道两帮煤体应力和极限平衡区的探讨[J]. 煤炭学报,1989,(04):21-29.
- [19] 据朝旭,徐遵玉,井欢庆. 浅谈巷道围岩塑性区半径计算[J]. 陕西煤炭,2010,29(01):12-14.