

# 土城矿近距离煤层群回采巷道爆破切顶技术

Blasting and Roof Cutting Technology for Close Range Coal Seam Group  
Mining Roadway in Tucheng Mine

龙运荣(贵州省盘州市能源局, 贵州 六盘水 553537)

**摘要:**近距离煤层群范围内进行岩巷掘进,由于近距离煤层回采完毕后形成采空区,引发邻近巷道变形严重。土城矿近距离15采区边界石门大巷掘进为典型近距离煤层群范围巷道掘进,下层12煤回采完毕后形成采空区,顶板整体垮落,引发15采区边界石门大巷变形严重。针对干问题,通过数值模拟分析可知目前支措施容易引起巷道底鼓,最大底鼓量93.9 mm;制定切顶工艺技术,通过综合测算,切顶位置点为151212采面运输巷,切顶高度为15 m;切顶实施后巷道进行后期观测,巷道锚索最大受力160 kN,最大位移量155 mm,整体稳定。研究成果和研究方法对于其他矿井切顶具有一定指导意义。

**关键词:**巷道变形;煤层群;爆破切顶;采动压力

**中图分类号:** TD823 **文献标志码:** A **文章编号:** 1672-609X(2025)06-0021-07

**Abstract:** Rock tunnel excavation is carried out within the range of close range coal seams. Due to the formation of goaf after the completion of close range coal seam mining, severe deformation of adjacent tunnels is caused. The excavation of the Shimen main roadway at the boundary of the 15th mining area in Tucheng Mine is a typical close range coal seam group roadway excavation. After the completion of the mining of the 12th coal seam in the lower layer, a goaf is formed, and the overall roof collapses, causing severe deformation of the Shimen main roadway at the boundary of the 15th mining area. In response to the problem, numerical simulation analysis shows that current support measures are prone to causing bottom bulging in the roadway, with a maximum bottom bulging amount of 93.9 mm. A roof cutting technology process has been developed, and through comprehensive calculations, the cutting position point is at the 151212 mining face transportation roadway, with a cutting height of 15 m. After the implementation of roof cutting, the roadway will be observed in the later stage, and the maximum force on the roadway anchor cable is 160 kN, with a maximum displacement of 155 mm, and overall stability. The research results and methods have certain guiding significance for roof cutting in other mines.

**Key words:** deformation of tunnels; coal seam group; blasting and roof cutting; mining pressure

## 1 前言

煤矿回采过程中,巷道所在煤层顶板为近距离煤层群的时候,工作面回采完毕后,如果不采取任何措施,上覆岩层中存在的坚硬顶板产生应力转移,引发临近巷道围岩变形严重。近距离煤层群由于煤层比较薄,没重建的岩层储存不稳定,厚度比较薄,整体变化比较大,因此应力变化比较大。采用切顶技术可以有效控制工作面,回采完毕整体垮落随后上覆岩层应力向临近巷道传递的现象。针对切顶技术在巷道变形中的应用,我国专家学者进行了大量研究,李健光,李俊星,靳翔飞<sup>[1]</sup>针对近距离煤层切顶技术进行了深入研究,综合分析了二氧化碳预裂切顶、深孔爆破切顶、水力压裂切顶技术应用范围,提出近距离煤层群采用深孔预裂爆破技术切顶效果

更佳。刘建辉<sup>[2]</sup>提出近距离煤层切顶沿空留巷技术应用,在沿空留巷回采工作面一侧进行切顶,有效控制工作面回采完毕后上覆顶板岩层应力向留巷传递引发巷道变形严重的现象发生。许彦虎<sup>[3]</sup>针对近距离煤层水力压裂切顶卸压护巷技术进行深入研究,采用数值模拟分析水力压裂技术切顶过程中留巷应力演化规律,在山西某矿沿空留巷工作面进行了实践研究,取得良好效果。王帅,赵国贞,刘超针<sup>[4]</sup>对坚硬顶板下近距离煤层群切顶技术进行了理论研究和实践应用考察,确定在贵州地区近距离煤层群采用深孔爆破技术进行切顶,控制坚硬顶板引发的巷道围岩变形严重效应,取得良好效果。齐红霞,何康,贺相乾等<sup>[5]</sup>针对深部近距离煤层群下沿空留巷切顶锚注一体化技术进行深入研究,提

[作者简介] 龙运荣(1988—),男,汉族,四川三台人,工程师,本科,主要从事采矿工程方面研究。

[引用格式] 龙运荣. 土城矿近距离煤层群回采巷道爆破切顶技术[J]. 中国矿山工程,2025,54(6):21-27.

出沿空留巷技术实施过程中巷道围岩稳定性控制的新方法,通过锚注一体化技术有效加固巷道围岩,显著提升了巷道抗变形能力,确保了深部煤层安全高效回采。梁旺亮,赵文曙<sup>[6]</sup>针对近距离煤层群采煤面瓦斯综合治理技术进行深入研究,提出近距离煤层群瓦斯治理过程中切顶控制瓦斯外溢现象,通过实践应用研究,取得良好效果;其他专家学者分别针对近距离煤层群巷道切顶技术进行相关研究,分别取得一定成果<sup>[7-10]</sup>。土城煤矿15采区边界石门大巷位于12煤和9#煤层距离比较近,为典型近距离开采巷道,巷道掘进受邻近巷道影响比较大,导致巷道变相比较严重。针对该问题进行数值模拟研究分析确定巷道变形规律,制定切顶工艺并进行效果考察研究。

## 2 工程概况

土城煤矿为突出矿井,9号煤层原始瓦斯含量 $9.75\text{ m}^3/\text{t}$ ,瓦斯压力 $1.4\text{ MPa}$ ;12号煤层原始瓦斯含量 $9.87\text{ m}^3/\text{t}$ ,瓦斯压力 $1.12\text{ MPa}$ ;两层煤均具有突出危险性。15采区边界石门大巷位于9号煤层和15号煤层之间,在15采区边界石门大巷地应力测试结果为:垂直应力 $16.20\text{ MPa}$ ,最大水平应力 $1.65\text{ MPa}$ ,最大水平应力方向为北偏西 $38^\circ$ ,最小水平应力 $1.48\text{ MPa}$ 。综上所述,最大水平应力为垂直应力的 $0.10\sim 0.46$ 倍,最大水平主应力为最小水平应力的 $1.28\sim 2.02$ 倍。

15采区边界石门大巷掘进区域岩层情况见表1。

表1 区域岩层特征表

煤层编号	顶底板名称	岩石类别	厚度/m	岩性
9	基本顶	无	—	—
	顶板	直接顶	6.4	深灰色粉砂岩,薄层状,局部松软
		伪顶	无	
	底板	伪底	6.0	深灰色,薄层状,局部松软,含植物化石
		直接底	5~12	灰白色,厚层状,粗糙、坚硬,含钙质
		基本底	0.9	致密、松软
12-1	基本顶	粉砂岩	6.0	深灰色,薄层状,局部松软,含植物化石
	顶板	直接顶	12	灰白色,厚层状,粗糙、坚硬,含钙质
		伪顶	0.9	致密、松软
	底板	伪底	0~1.8	深灰色,致密、松软
		直接底	1~14	灰白色,厚层状,粗糙、坚硬,含钙质
		基本底	1.1	深灰色,致密,局部松软
12 <sup>-2</sup>	基本顶	泥质粉砂岩	1.8	深灰色,致密,局部松软
	顶板	直接顶	12	灰白色,厚层状,粗糙、坚硬,含钙质
		伪顶	1.1	浅灰色,致密,局部松软
	底板	伪底	3.0	灰色,含泥质,松软
		直接底	4.0	深灰色,薄层状,局部松软,含植物化石
		基本底	无	
13	基本顶	泥质粉砂岩	3.0	灰色,含泥质,松软
	顶板	直接顶	4.0	深灰色,薄层状,局部松软,含植物化石
		伪顶	无	
	底板	伪底	无	
		直接底	9.0	深灰色,中厚层状,钙质胶结,中夹细砂岩
		基本底	3.0	灰色,松软,底为0.5m的泥岩

15采区边界石门大巷采用锚杆+锚索组合支护措施,巷道支护如图1所示。锚杆采用 $\phi 21.6\text{ mm}\times 6\ 300\text{ mm}$ 规格,锚杆采用 $21.6\text{ mm}\times 2\ 500\text{ mm}$ 规格,锚杆锚索断面分布如图1(a)所示。

## 3 近距离煤层群巷道围岩演化规律

为进一步分析目前支护措施下围岩稳定性,采用数值模拟分析目前支护措施下围岩稳定性,数值

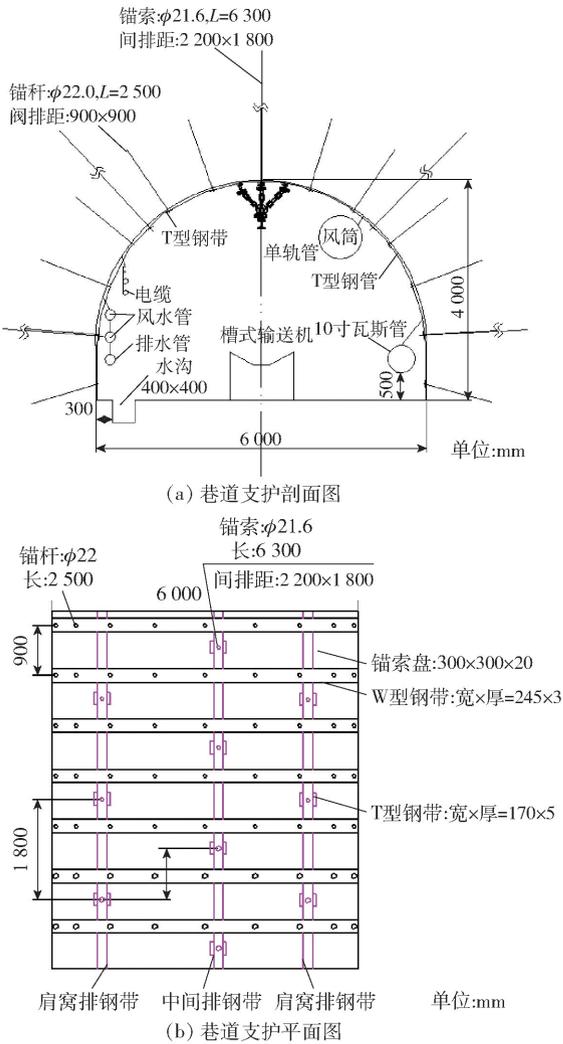


图 1 巷道支护措施图

模拟软件为 COMSOL。

### 3.1 数值模型建立

根据 15 采区边界石门大巷工程地质条件建立数值计算模型<sup>[11-12]</sup>。建立几何模型如图 2 所示,所建立的模型为三维立体模型,模型长度 100 m,按照

巷道支护方案 1:1 建立几何模型。模型高度 90 m,宽度 90 m,长度 100 m。建立的几何模型进行自由四面体划分,划分单元 127 009 个单元点,划分完成后的模型如图 2 所示。

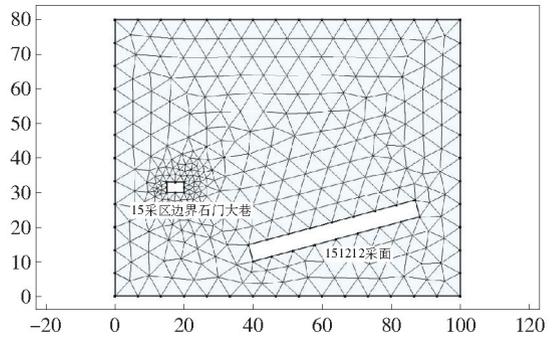


图 2 15 采区边界石门大巷数值模拟模型

### 3.2 数值模型边界条件及计算参数

模型四周边界为固定约束,其中模型底座为竖向固定约束,两侧为水平固定约束,假设模型竖向受竖向地应力。数值模拟过程中,巷道周围岩体为均匀介质,巷道断面承受边界载荷为均匀载荷。岩体内基本力学参数进行实验室取样测试,根据相关力学原理对相关参数进行修正,修正结果如下:

$$F_x = 0.469F_s \quad (1)$$

$$Q_x = 0.284Q_s \quad (2)$$

式中: $F_x$  为现场实际杨氏模量; $F_s$  为实验室测量杨氏模量; $Q_x$  为现场实际单轴抗压强度; $Q_s$  为实验室测量单轴抗压强度。

数值模拟以实验室测试的基本参数经过折减后作为初始计算参数,确定多组粘聚力、摩擦角与塑性应变  $ep$  的函数关系,经过修正得到 15 采区边界石门大巷围岩不同岩性的基本参数见表 2。作为 COMSOL 计算的基本参数组合。

表 2 15 采区边界石门大巷围岩不同岩性的物理力学参数

岩层名称	密度/ $\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$	弹性模量/GPa	内聚力/MPa	内摩擦角/ $(^\circ)$	泊松比	抗压强度/MPa	抗拉强度/MPa
细砂岩	2 740	4.52	3.25	40.04	0.28	30.51	1.20
粉砂岩	2 750	5.27	2.74	36.68	0.27	39.35	2.07
砂质泥岩	2 570	3.49	2.33	35.75	0.28	27.91	0.89

根据埋深得到模型竖向应力载荷为 22.9 MPa,模型在设计支护措施下承受地应力边界载荷后,产生竖向、水平方向弹性形变。通过数值模拟得到目前支护措施下整体位移、水平位移、垂直位移分布云图如图 3 所示。

由图 3 分析可知,151212 工作面回采完毕后 1 d,回采工作面 800 mm,竖向范围 10 m,底板最大位移量 70 mm,竖向范围 15 m;对 15 采区边界石门大巷影响比较小,大巷周边围边整体未出现较大变形;151212 工作面回采完毕后 2 d,回采工作面

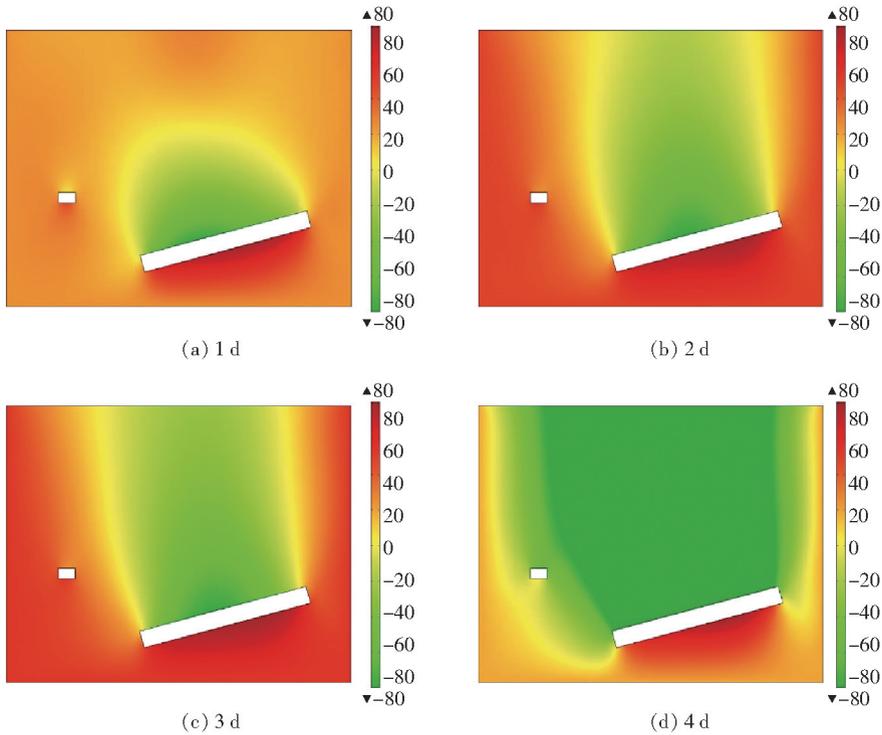


图 3 数值模拟结果

800 mm, 竖向范围 40 m, 底板最大位移量 71 mm, 竖向范围 20 m; 对 15 采区边界石门大巷产生一定影响, 巷道右帮及最大变形量达到 30 mm, 大巷周围整体变形比较小; 151212 工作面回采完毕后 3 d, 回采工作面 800 mm, 竖向范围 40 m, 底板最大位移量 750 mm, 竖向范围 22 m; 巷道右帮及最大变形量达到 100 mm, 大巷右帮开始变形; 151212 工作面回采完毕后 4 d, 回采工作面 800 mm, 竖向范围 40 m, 横向变形达到 60 m, 变形整体向 15 采区边界石门大巷传递, 底板最大位移量 78 mm, 竖向范围 25 m; 对 15 采区边界石门大巷影响比较大, 大巷周围整体变形严重, 最大位移量达到 700 mm。

综合分析, 151212 工作面回采完毕后 4 d, 15 采区边界石门大巷整体变形, 存在垮落风险。15 采区边界石门大巷变形比较严重的区域主要为巷道靠近 151212 工作面一侧及底板, 由于巷道距离下帮 12 号煤层比较近, 且底板未进行特殊固化处理, 因此竖向载荷作用下, 必然导致底板位移量比较大, 后期 12 号煤层开采后, 下层煤垮落, 且 12 煤层为突出煤层, 卸压后动力现象显著, 下层采面回采完毕形成采空区, 应力释放, 15 采区边界石门大巷变形问题将会愈发强烈。

## 4 巷道顶板爆破切顶技术实施

### 4.1 切顶分析

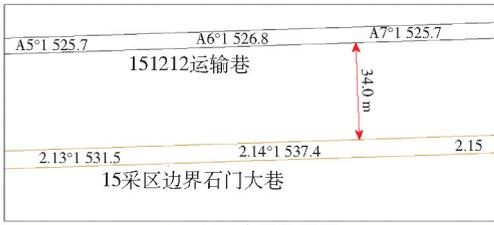
数值模拟研究分析可知, 15 采区边界石门大巷容易产生底鼓、右帮变形严重现象, 主要为煤层群开采所致, 下层煤开采完毕形成采空区, 上部巷道变形严重, 下部采面距离上部巷道距离比较近, 煤层群开采引发巷道变形严重。必须采取措施切断近距离煤层群开采对巷道变形的影响。距离 15 采区边界石门大巷最近的工作面为 151212 采面运输巷, 两条巷道水平距离 34 ~ 59 m, 相对位置图如图 4 所示。151212 工作面走向长度 1 260 m, 厚度 2.3 m, 采用走向长壁后退式回采, 全部垮落法管理顶板, 直接顶为粉砂岩, 平均厚度 27 m。

根据数值模拟分析可知, 影响 15 采区边界石门大巷主要因素为下部巷道影响所致, 因此, 拟采用切顶技术切断, 预期达到的效果如图 5 所示。

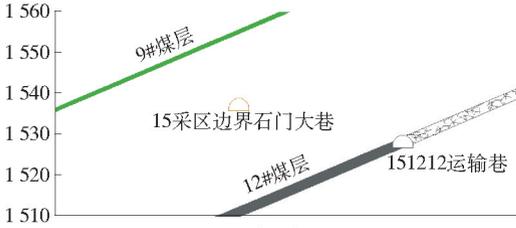
### 4.2 切顶卸压方案设计

#### 1) 切顶高度

为确定爆破切顶高度, 结合岩体顶板特征、高位岩层破碎规律, 分析确定切顶高度。假设切顶高度范围内有  $i$  层岩层, 岩层编号自下向上依次为 1、2、...、 $i$ , 则:



(a) 相对位置平面图



(b) 相对位置剖面图

图4 巷道相对位置图

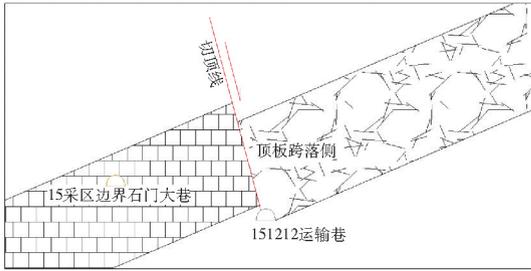


图5 切顶预期效果图

$$H_1 + H_2 + H_3 + H_3 + \dots + H_i + M - (k_1 H_1 + k_1 H_1 + k_1 H_1 + \dots + k_i H_i) = 0 \quad (3)$$

$$k_p = \frac{k_1 H_1 + k_1 H_1 + k_1 H_1 + \dots + k_i H_i}{H_1 + H_2 + H_3 + H_3 + \dots + H_i} \quad (4)$$

考虑到上覆岩层回转下沉与自然垮落,则:

$$H_q = \sum_{j=1}^i H_j = \frac{M}{k_p - 1} \quad (5)$$

式中: $H_q$ 为切顶高度,m; $M$ 为采高,m; $k_i$ 为第*i*层顶板岩层碎胀系数; $k_p$ 为加权平均碎胀系数,取1.15; $H_i$ 为第*i*层顶板岩层厚度,m。

根据151212工作面工程地质条件可知,采高 $M=2.3$  m,代入公可得: $H_q=15.33$  m。为保证采空区上覆厚硬岩层顺利垮落,同时为配合巷道围岩地质条件与施工安全有效进行,选定切顶高度为15 m。

### 2) 切顶角度

依据砌体梁理论建立的岩块破裂特征模型如图6所示。

对接点O受力分析,当O点摩擦力大于剪切力时,岩块间不会相对滑落失稳,因此得到岩块间力

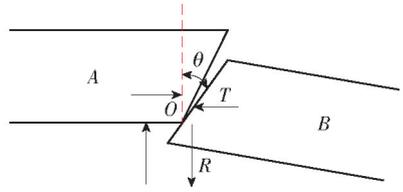


图6 覆岩破断岩块断裂面力学模型

的平衡关系:

$$(T \cos \theta - R \sin \theta) \tan \phi \geq R \cos \theta + T \sin \theta \quad (6)$$

化简可得: $T \sin(\phi - \theta) \leq R \cos(\phi - \theta)$

$$\text{即: } \frac{R}{T} \geq \tan(\phi - \theta)$$

$$\text{则: } \theta \geq \phi - \arctan\left(\frac{R}{T}\right)$$

$$\text{其中: } T = \frac{qL}{2(h_E - \Delta_s)}, R = 2(h_E - \Delta_s)$$

则:

$$\theta \geq \phi - \arctan \frac{2(h_E - \Delta_s)}{T} \quad (7)$$

式中: $\theta$ 为切顶角度,(°); $\Delta_s$ 为岩块B的下沉量,m;

$L$ 为基本顶的侧向断裂跨度,m; $\phi$ 为基本顶的内摩擦角,(°); $T$ 为基本顶岩块水平力,kN; $h_E$ 为煤层开采厚度,m。

切顶角度越大,侧向悬臂附加应力越大,因此,在满足基本顶岩块切落的同时应尽可能降低切顶角度。即:

$$\theta = \phi - \arctan \frac{2(h_E - \Delta_s)}{T} \quad (8)$$

结合151212工作面现场实际情况,取 $\Delta_s=1.5$  m, $L=1.3$  m, $\phi=23.4^\circ$ , $T=10.9$  kN, $h_E=2.3$  m,将上述参数带入公式(8)即可求得 $\theta=15^\circ$ 。

### 4.3 爆破切顶施工设计

#### 1) 打眼技术要求:

根据计算,切顶钻孔角度为 $15^\circ$ ,针对该区域岩性,结合以往工程经验,爆破切顶钻孔孔径为 $\phi 65$  mm,钻孔施工采用ZDY-1000LS矿用履带式全液压坑道钻机。爆破切顶钻孔工艺参数如下:

- (1)炮眼个数:每组10个钻孔,同时进行爆破。
- (2)炮眼深度:15 m。
- (3)聚能管长度:聚能管采用特制装置,该装置直径42 mm,长度1500 mm。
- (4)炮眼位置和角度:垂直于巷道顶板,距离巷道下帮1000 mm。

(5)装药方式:采用 3 + 2 + 2 + 2 + 2 + 2 + 2 + 1 的装药方式。

(6)连线方式和装药要求:爆破工艺包括:装药→连线→导通→爆破。选用三级矿用许可炸药,将炸药安装于聚能管中,每 10 m 安装两个雷管,每节雷管之间采用串联连接,安装过程中进行导通,防止出现断路引发的拒爆炸现象。

(7)炸药量:每个炮眼装 16 节三级煤矿许用乳化炸药,其每节规格为: $\phi = 32 \text{ mm}$ ,  $m = 0.3 \text{ kg}$ ,  $L = 300 \text{ mm}$ ,每个炮眼装药量 4.8 kg,总装药 160 节,总装药量 48 kg。

(8)装药量可根据实际孔深进行调整。

(9)封孔段采用水炮泥和黄泥封堵,封孔长度不小于 5 m。

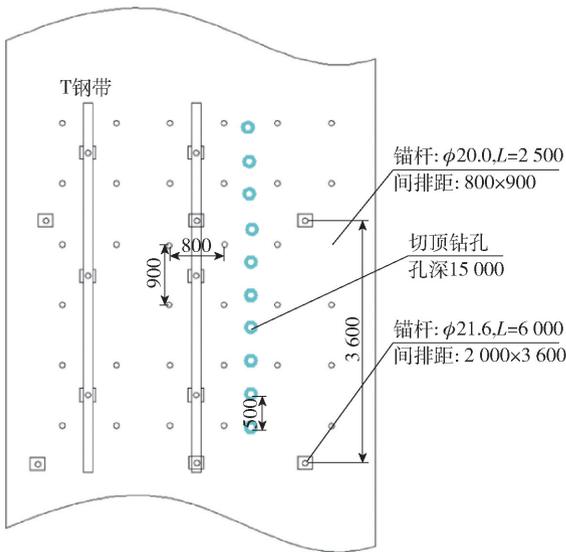


图 7 爆破切顶眼布置示意图

### 2)切顶施工

151212 运输巷在切顶过程中,切顶过程如图 8 所示。现场采用全液压坑道钻机按照工艺参数施工钻孔,每次施工钻孔 10 个,炸药选用煤矿用水胶炸药,封孔深度 5 m,雷管为煤矿用数码电子雷管。10 组同时爆破,多个钻孔同时爆破产生的应力波在岩体中产生能量耦合作用,因此爆破效果更佳。

## 4.4 巷道矿压观测

### 1)监测设备安装

151212 工作面在回采前在 15 采区边界石门大巷布置顶板在线监测系统及布置人工观测点对 15 采区边界石门巷道变形量进行观测。顶板在线监测系统每隔 50 m 布置一组 YHJ40J 矿用本安型激光测距仪,一组包含激光测距仪 2 个,一个监测巷道中



(a)切顶钻机现场施工图



(b)切顶眼施工效果图

图 8 切顶现场施工图

高变化、一个监测巷道下宽变化,共安设了 14 组。同时每隔 50 m 布置一组 GAD400 矿用本安型张拉力传感器,主要用于巷道顶板及两帮锚杆或锚索应力变化的信号采集,一组传感器包含 4 个设备,其中一个监测锚索应力情况、1 个监测顶锚杆应力情况,2 个监测帮锚杆应力情况,共安设了 5 组。离层仪观测围岩变形,每隔 50 m 布置一个观测点,采取在巷道顶板、两帮布置铁钉挂线进行观测巷道围岩变形量,共布置了 16 个点。激光传感器安装、围岩观测布点如图 9 所示。

### 2)监测结果

顶板在线监测数据在地面调度控制主机上自动读取,只需要确保信号正常传输即可。顶板观测数据为动态观测,时间间隔为 2 h。观测数据结果如图 10 所示。

由图 10 分析可知,爆破切顶爆破巷道的锚杆最大承受荷载 160 kN,最小承受荷载 28 kN,顶板承受荷载在锚杆承受范围之内,未出现脱锚、锚杆断裂现象;顶板离层仪观测,顶板深部最大位移量 155 mm,浅部最大位移量 100 mm,深部稳定时间为第 129 h,浅部稳定时间为 136 h,最大位移量小于 200 mm,顶板整体变形比较小,顶板岩层弹性应变极限范围之内。切顶爆破主要沿巷道走向方向,孔间距为 5 m,爆破产生的破碎带有效切断下部煤层动压传递介质,控制岩石大巷围岩应变,因此巷道整体变形比较

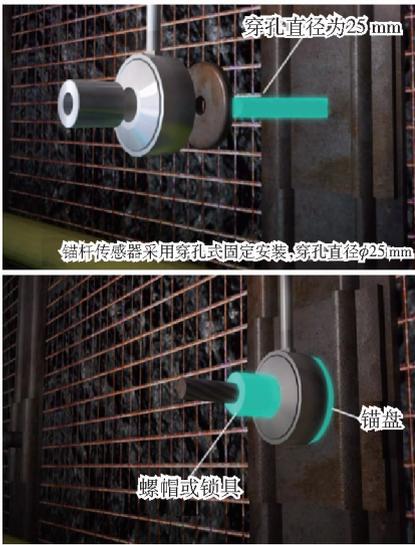


图9 锚杆索应力传感器安装示意图

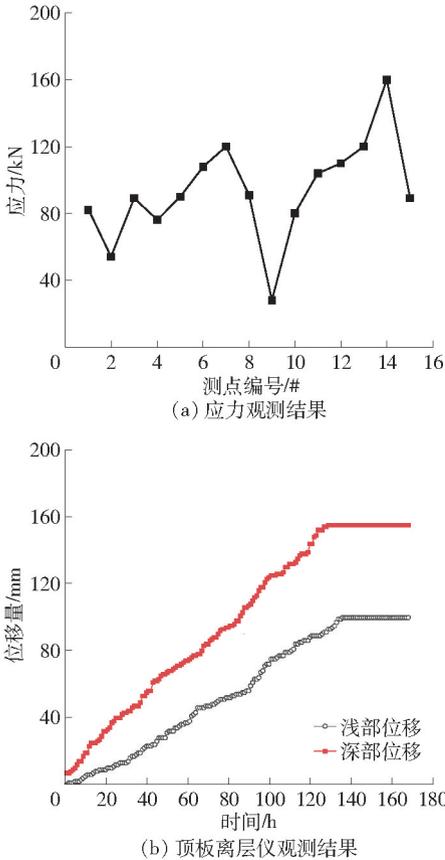


图10 15采区边界石门大巷切顶效果观测结果

小,锚杆承受的载荷较小,未出现锚杆应力集中现象。

## 5 结论

土城矿近距离15采区边界石门大巷掘进为典型近距离煤层群范围巷道掘进,通过数值模拟分析可知目前支措施容易引起巷道底鼓,制定切顶技术工艺并进行效果考察,得到以下结论:

(1)15采区边界石门大巷位于9号煤层和12号煤层之间,采用传统锚杆+锚索组合支护,受突出煤层影响较大。

(2)数值模拟分析可知,目前支护措施下底板最大底鼓量为93.9mm,预计底鼓问题严重。

(3)综合分析,切顶位置点为151212采面运输巷,切顶高度为15m;切顶实施后巷道进行后期观测,巷道锚索最大受力160kN,最大位移量155mm,整体稳定。

### [参考文献]

- [1] 李健光,李俊星,靳翔飞. 近距离煤层联合开采下切顶卸压技术研究[J]. 山东煤炭科技,2024,42(12):10-14.
- [2] 刘建辉. 近距离煤层切顶卸压沿空留巷技术及应用研究[J]. 山西煤炭,2024,44(2):36-41.
- [3] 许彦虎. 近距离煤层水力压裂切顶卸压护巷技术研究[J]. 西部探矿工程,2023,35(2):101-103.
- [4] 王帅,赵国贞,刘超. 坚硬顶板下近距离煤层群切顶卸压技术研究[J]. 煤炭工程,2022,54(9):75-80.
- [5] 齐红霞,何康,贺相乾,等. 深部近距离煤层群下层沿空留巷切顶锚注一体化控制技术[J]. 煤炭工程,2021,53(9):42-46.
- [6] 梁旺亮,赵文曙. 近距离煤层群采煤面瓦斯综合治理方案探究[J]. 山东煤炭科技,2021,39(5):106-108.
- [7] 刘爱卿. 近距离煤层水力压裂切顶卸压护巷技术研究[J]. 煤炭工程,2020,52(4):38-42.
- [8] 王鹏. 祥升煤矿近距离6#煤层沿空留巷技术研究[D]. 太原:太原理工大学,2019.
- [9] 杨红运. 特定地质条件沿空留巷应用技术及理论研究[D]. 重庆:重庆大学,2016.
- [10] 胥彪. 近距离煤层群同采工作面错距布置研究[D]. 太原:太原理工大学,2016.
- [11] 樊海亮. 近距离煤层群卸压区回采工作面开采技术研究[D]. 徐州:中国矿业大学,2014.
- [12] 翟成. 近距离煤层群采动裂隙场与瓦斯流动场耦合规律及防治技术研究[D]. 徐州:中国矿业大学,2008.