

# 综放面停采线厚硬顶板爆破切顶护巷技术研究与应用\*

李东印<sup>1</sup>, 邝云锋<sup>1</sup>, 王伸<sup>1</sup>, 张景轩<sup>2</sup>, 王道康<sup>1</sup>

(1.河南理工大学 能源科学与工程学院, 河南 焦作市 454001;

2.东北大学 深部金属矿山安全开采教育部重点实验室, 辽宁 沈阳 110819)

**摘要:**恒泰煤矿13030综放工作面顶板厚硬砂岩层达23.9 m,普氏系数高达10.8~14.3,末采阶段采区下山巷道围岩受采动影响发生严重变形破坏。为解决上述问题,对超前工作面停采线爆破切顶预裂顶板技术展开了研究。采用理论分析和数值模拟方法确定了最优切顶高度为25.4 m,最优切顶角度为75°;基于现场试验确定了最优爆破钻孔间距为2400 mm,装药结构为分段均匀装药;与未切顶相比,停采线切顶工作面的超前支承应力峰值下降23%,有效改善了下山巷道的应力环境。现场工业试验应用结果表明,巷道变形在工作面停采25 d后趋于稳定,两帮最大移近量为340 mm,顶底板最大移近量为380 mm,经维修及加固后即可为下一工作面服务,围岩控制效果良好。

**关键词:**综放开采;停采线切顶;厚硬顶板;爆破切顶;巷道围岩控制

**中图分类号:**TD235.33;TD322+.4 **文献标识码:**A

**文章编号:**1005-2763(2023)09-0105-08

## 0 引言

煤矿在进行回采作业时,受采掘影响应力重新分布,在工作面前方形成超前支承压力,超前支承压力具有随回采向前移动的特点<sup>[1-2]</sup>。当工作面前方巷道处于超前支承压力影响范围内时,势必会对巷道围岩稳定性产生影响,容易引起巷道变形加快、冒顶、片帮等一系列问题<sup>[3-4]</sup>。如何消除或减弱超前支承压力的影响成为保护工作面前方巷道的关键。

近些年来,我国研究人员在切顶卸压方面进行了大量的研究及应用。朱文庆等<sup>[5]</sup>通过建立力学模型分析了工作面超前支承压力分布规律,上覆岩层完整性较好会加剧超前支承压力向前传递,使工作面大巷处于高应力状态,通过在撤架通道内布置切顶钻孔实施切顶卸压方案,减小了工作面超前支承

压力的影响范围,改善了采区大巷的围岩应力状态,减少了围岩变形。姚海<sup>[6]</sup>通过提前在撤架通道内应用切顶卸压技术,将采空区侧长悬臂梁转化为短悬臂梁,切断了采空区顶板岩层间应力的传递,减弱了工作面采动影响,有效改善了回撤通道贯通前后回撤空间的应力环境。汤朝均等<sup>[7]</sup>为解决运煤上山受多个回采工作面采动影响巷道变形量大及维护困难的问题,在工作面应用切顶卸压护巷技术,实现了切顶卸压和护巷的目的。金力波<sup>[8]</sup>为解决常村煤矿采区大巷受工作面采动影响维护困难的问题,采用理论分析、数值模拟及现场实测等方法进行了切顶卸压护巷技术研究,研究表明采取切顶卸压措施能够降低超前支承压力,减弱采动影响,使采区大巷易于维护,提高了煤炭资源回采率。郑立军等<sup>[9]</sup>针对高应力、坚硬顶板条件下的综放工作面开展了切顶卸压沿空留巷技术研究,采用理论分析、数值模拟的方法,确定了切顶卸压关键参数,进行了工业性试验,试验表明通过切顶降低了顶板矿压,实现了坚硬顶板的安全控制。刘乙霖等<sup>[10]</sup>为解决工作面回风巷受采动影响巷道变形量大的问题,对大采高坚硬顶板巷道进行了爆破切顶卸压研究,理论分析了切顶卸压工作机理,采用数值模拟确定了最佳切顶角度,实施爆破切顶卸压后,巷道矿压显现强度减弱,取得了良好的应用效果。赵晋军<sup>[11]</sup>以山西胡底矿坚硬顶板综采工作面为研究背景,通过数值模拟分析,开展了工作面深孔松动爆破放顶技术研究,缩短了工作面来压步距,取得了良好的治理效果。以上研究表明,通过切顶能够破坏煤层顶板岩层之间的完整性和连续性,切断巷道上方与采空区上方岩层间的

\* 收稿日期:2022-12-14

基金项目:国家自然科学基金青年科学基金项目(52204090);河南理工大学基本科研业务费专项资助项目(NSFRF210334)。

作者简介:李东印(1970—),男,河南封丘人,博士,教授,主要从事采矿工程方面的教学和研究工作,E-mail:lidongyin@126.com。

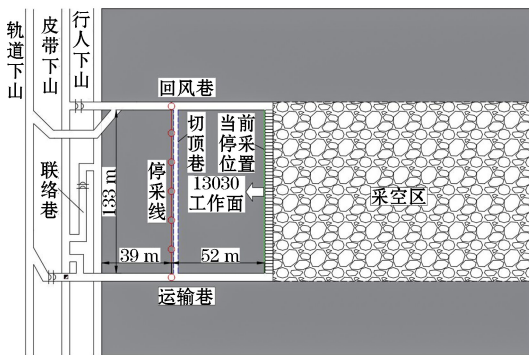
通信作者:王伸(1991—),男,河南焦作人,博士(后),副教授,主要从事地下岩体工程数值计算及二次开发,煤炭智能化开采、矿山压力与岩层控制方面的研究工作,E-mail:wangshen@hpu.edu.cn。

应力传递路径,起到卸压目的。

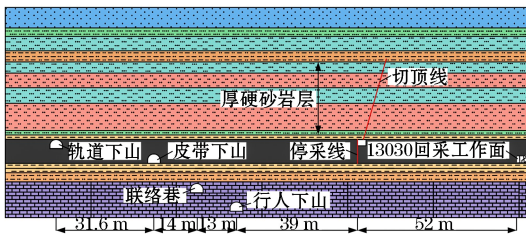
综上所述,目前在切顶卸压方面的理论和实践已有诸多研究,但研究多集中在切顶卸压沿空留巷和切顶卸压小煤柱沿空掘巷<sup>[12-16]</sup>,对于停采线位置切顶卸压护巷方面的研究较少。本文以恒泰煤矿13030综放工作面为研究背景,采用理论分析、数值模拟、现场实测及工业试验相结合的方法,对停采线切顶卸压保护下山巷道技术进行了研究及应用。

## 1 工程地质条件

郑宏恒泰(新密)煤业有限公司13030工作面位于13采区东翼中部,为东翼首采工作面,西部为13采区三条下山及辅助巷道,周围为未开采的原煤区。主采二<sub>1</sub>煤层,平均埋深为433 m,厚度为7.8 m,倾角为13°~22°,层理、节理中等发育。13030工作面平均走向长度为612 m,倾向长度为130 m,采用走向长壁后退式综采放顶煤开采,采高为2.6 m,采放比为1:2。13采区三条下山及辅助巷道为半圆拱巷道,采用29U钢被动支护方式。工作面巷道布置如图1所示。



(a) 工作面平面布置



(b) 工作面剖面布置

图1 13030工作面巷道布置

13030工作面煤层顶板存在多层致密坚硬的砂岩层,厚度在1.5~8.7 m之间,总厚为23.9 m,岩性为粉砂岩、细粒砂岩与中粒砂岩,多为硅质胶结,岩层完整性良好,普氏系数为10.8~14.3,直接顶厚为3 m(1.5 m泥岩、1.5 m粉砂岩),老顶为8.7 m中粒砂岩,煤层底板为3 m泥岩,工作面煤岩层综合柱

状分布如图2所示。

序号	厚度/m	煤岩层柱状	岩性	普氏系数
1	6.7		粗粒砂岩	9.4
2	2.7		粉砂岩	14.3
3	4.7		细粒砂岩	10.8
4	3.5		砂质泥岩	8.6
5	3.7		粉砂岩	14.3
6	4.8		中粒砂岩	12.2
7	5.2		细粒砂岩	10.8
8	8.7		中粒砂岩	12.2
9	1.5		粉砂岩	14.3
10	1.5		泥岩	2.8
11	7.8		二 <sub>1</sub> 煤	0.8
12	3.0		泥岩	2.8
13	3.0		砂质泥岩	8.6
14	15.3		石灰岩	12.4

图2 煤岩层综合柱状图

13030工作面采用采区式开采,大巷保护煤柱为39 m,由于工作面煤层顶板存在厚硬砂岩层,采高大,在回采到距离停采线52 m处时,受超前支承压力影响,下山巷道共计约850 m巷道发生了不同程度的破坏,变形幅度和速度超过正常经验数值,若不及时采取措施,将造成下山巷道严重破坏,影响到正常通风、行人及物料运输等。为减弱工作面超前支承压力对下山巷道的影响,拟在13030综放工作面停采线位置实施爆破切顶卸压技术,以改善下山巷道的应力环境,保障下山巷道稳定。

## 2 停采线爆破切顶技术

工作面回采过程中厚硬砂岩顶板形成悬臂梁结构,难以垮落,悬臂梁结构将传递来自采空区顶板岩层的力,使得工作面超前支承压力增大,影响到下山巷道的稳定<sup>[17-18]</sup>。停采线爆破切顶卸压技术原理是在停采线位置合理布置爆破钻孔,利用钻孔爆破产生的爆生裂隙贯通形成切缝,断开停采线顶板岩层之间的应力联系,当工作面回采到停采线位置时,在矿山压力作用下,采空区顶板岩层沿着切缝滑落,缩短厚硬砂岩层形成的悬臂梁结构长度,降低超前

支承压力的主动调控<sup>[19-20]</sup>。工作面停采线切顶前后超前支承应力分布如图3所示。

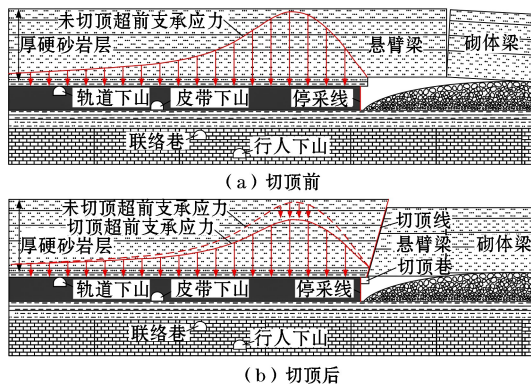


图3 切顶前后超前支承应力分布

13030工作面煤层顶板厚硬砂岩层是造成工作面超前支承压力的主要原因,因此,停采线爆破切顶卸压效果的好坏,关键在于爆破后能否形成贯通裂缝切断厚硬砂岩层在走向方向上的应力联系,与多个参数密切相关<sup>[21-22]</sup>,下面主要对切顶位置、切顶角度、切顶高度及钻孔间距进行分析确定。

### 2.1 切顶位置分析

停采线爆破切顶卸压是在工作面倾向方向上布置炮孔,通过爆破破坏煤层上方厚硬砂岩层之间在走向方向上的力的传递,为更好实施爆破切顶卸压方案,拟在13030工作面停采线位置沿煤层顶板掘进一条规格为3.2 m×2.8 m(长×宽)的矩形巷道,用于停采线爆破切顶工作,在切顶巷道内布置钻机施工爆破钻孔,并进行后续的装药爆破作业,该巷道后续可用作撤架通道。

### 2.2 切顶高度分析

根据关键层理论<sup>[23]</sup>,在13030工作面覆岩结构中,煤层顶板厚硬砂岩层对超前支承压力的矿压显现起关键控制作用。随着工作面回采,厚硬砂岩层发生周期性垮落,形成“煤壁-采空区”结构承载上覆岩层重量,由于采空区由冒落的矸石组成,支承能力较差,因此,大部分重量由工作面前方煤壁承担<sup>[24-25]</sup>,同时采空区顶板岩层的力也通过该结构传递到前方,使得超前支承压力的分布及影响范围增大。因此,合理的切顶层位可以人为破坏厚硬砂岩层之间应力的传递,从而改善工作面前方巷道的应力环境,保护工作面前方巷道的完整性。

### 2.3 切顶角度分析

设切顶角度为切顶爆破钻孔与水平线(偏向采

空区侧)的夹角,切顶角度影响着爆破后厚硬砂岩层之间的岩体剪切力,切顶后采空区上方厚硬砂岩层沿切缝滑落的关键在于顶板的下滑力大于岩体剪切力。13030工作面煤层顶板厚硬砂岩层完整性好,若切顶角度过大,切顶后厚硬砂岩层间岩体剪切力较大,采空区顶板垮落时需克服较大的岩体剪切力,工作面回采后顶板难以垮落;若切顶角度过小,切顶后厚硬砂岩层间岩体剪切力较小,有利于采空区顶板的垮落,但是会增加采空区侧顶板悬臂梁长度,使得超前支承压力的增大<sup>[26-27]</sup>。

### 2.4 钻孔间距分析

爆破后钻孔围岩破碎程度可划分为破碎区、裂隙区和震动区<sup>[28-29]</sup>,特征如图4所示。钻孔间距过大,钻孔爆破后裂隙区难以贯通,顶板随回采作业难以垮落,难以起到切顶卸压的效果;钻孔间距过小,钻孔爆破后裂隙区能够很好贯通,切顶卸压效果较好,但会增加钻孔工程量。因此,良好的爆破效果应当是相邻的两个钻孔爆破后裂隙区能够刚好贯通<sup>[30-31]</sup>。钻孔爆破后裂隙区的发育半径主要根据钻孔直径、炸药威力、装药密度、顶板岩性等因素确定,考虑到钻孔间距确定的复杂性,多采用现场实测的方式进行确定。

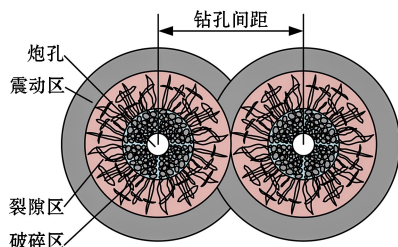


图4 爆破分区特征

### 2.5 切顶高度与切顶角度数值模拟

#### 2.5.1 模型的建立

为得到最优的切顶高度及切顶角度,检验切顶卸压效果,根据恒泰煤矿13030工作面实际工程地质条件,运用有限差分数值模拟软件FLAC3D建立停采线切顶卸压数值模型,如图5所示。

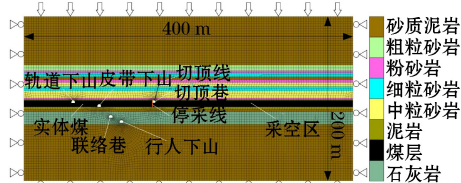


图5 数值模拟模型

模型尺寸为400 m×5 m×200 m(长×宽×

高),共划分为36 456个单元,共计16层,模型侧面限制水平方向位移,底部边界限制垂直方向位移,顶部为自由边界,在模型顶部施加8.5 MPa的载荷模拟上覆340 m岩层自重。材料采用Mohr-Coulomb本构模型。数值模型煤岩层物理力学参数见表1。

表1 煤岩层物理力学参数

岩性	密度/ ( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	体积 模量/ GPa	剪切 模量/ GPa	抗拉 强度/ MPa	黏聚 力/ MPa	内摩 擦角/ ( $^{\circ}$ )
粗粒砂岩	2400	10.7	5.8	4.2	6.5	29
粉砂岩	2500	13.5	7.7	5.8	8.7	31
细粒砂岩	2600	15.1	9.1	5.3	10.2	34
砂质泥岩	2300	8.2	2.7	2.6	6.8	28
粉砂岩	2500	13.5	7.7	5.8	8.7	31
中粒砂岩	2500	12.6	7.2	4.8	8.5	33
细粒砂岩	2600	15.1	9.1	5.3	10.2	34
中粒砂岩	2500	12.6	7.2	4.8	8.5	33
粉砂岩	2500	13.5	7.7	5.8	8.7	31
泥岩	2200	4.1	2	1.2	2.8	26
二 <sub>1</sub> 煤层	1400	2.3	1.1	0.8	1.2	24
泥岩	2200	4.1	2	1.2	2.8	26
砂质泥岩	2300	8.2	2.7	2.6	6.8	28
石灰岩	2400	11.7	6.7	5.7	8.3	32

## 2.5.2 不同切顶高度下数值模拟分析

为确定最优的切顶高度,模拟了切顶角度 $75^{\circ}$ 时,切顶到厚硬砂岩层不同岩层层位时围岩的应力分布规律,模拟切顶高度分别为0, 16.9, 21.7, 25.4, 28.9, 33.6 m,数值模拟计算结果如图6和图7所示。

由图6和图7可知,切顶高度分别为0, 16.9, 21.7, 25.4, 28.9, 33.6 m时,工作面超前垂直应力峰值分别为33.24, 28.52, 26.87, 25.59, 25.25, 24.73 MPa,由此可见,通过爆破切顶能够隔断采空区应力向前方传递,改善工作面前方的应力环境,随着切顶高度的增加,工作面超前垂直应力峰值逐渐减小,切顶卸压效果越好。对比分析,相较于不切顶,切顶高度分别为16.9, 21.7, 25.4 m时的超前垂直应力峰值降幅较大,切顶卸压效果较好;切顶高度为28.9, 33.6 m时超前垂直应力峰值相较于25.4 m时仅有小幅度的降低,切顶卸压效果不明显,且需要施工更多的钻孔工程。综合考虑到切顶卸压效果及钻孔施工工程量,最优切顶高度为25.4 m。

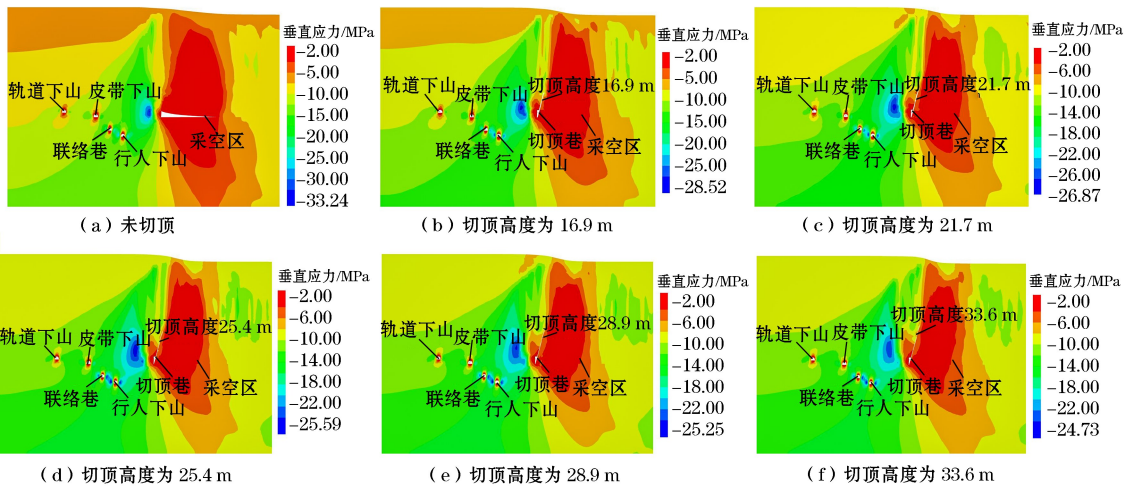


图6 不同切顶高度垂直应力云图

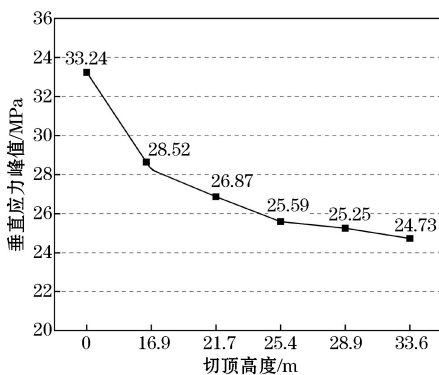


图7 不同切顶高度时超前垂直应力峰值

## 2.5.3 不同切顶角度下数值模拟分析

为确定最优切顶角度,基于上述最优切顶高度25.4 m,模拟切顶角度分别为 $0^{\circ}$ 、 $70^{\circ}$ 、 $75^{\circ}$ 、 $80^{\circ}$ 、 $85^{\circ}$ 、 $90^{\circ}$ 时的围岩垂直应力分布规律,数值模拟计算结果如图8和图9所示。

由图8和图9可知,切顶角度分别为 $0^{\circ}$ 、 $70^{\circ}$ 、 $75^{\circ}$ 、 $80^{\circ}$ 、 $85^{\circ}$ 、 $90^{\circ}$ 时,工作面前方应力集中峰值分别为33.24, 26.30, 25.59, 25.90, 25.92, 27.71 MPa,由此可见,切顶角度不是越大越好,也不是越小越好,切顶角度宜为 $75^{\circ}$ 、 $80^{\circ}$ 、 $85^{\circ}$ ,此时超前垂直应力

峰值较小。当切顶角度为  $90^\circ$  时,采空区侧顶板垮落是由于岩体剪切力给实体煤侧顶板岩层施加了部分应力,使得超前垂直应力峰值增加;当切顶角度为  $70^\circ$  时,虽然采空区侧顶板易于垮落,但是由于切顶角度较小,使得实体煤侧顶板悬臂梁长度增加,也使

得超前峰值应力有所增加。考虑到现场钻机施工及钻孔装药,最终选择切顶角度为  $75^\circ$ 。相较于未切顶条件下,切顶高度为 25.4 m、切顶角度为  $75^\circ$  时,工作面前方垂直应力峰值由 33.24 MPa 降低到 25.59 MPa,降低了 7.65 MPa,降低幅度为 23%。

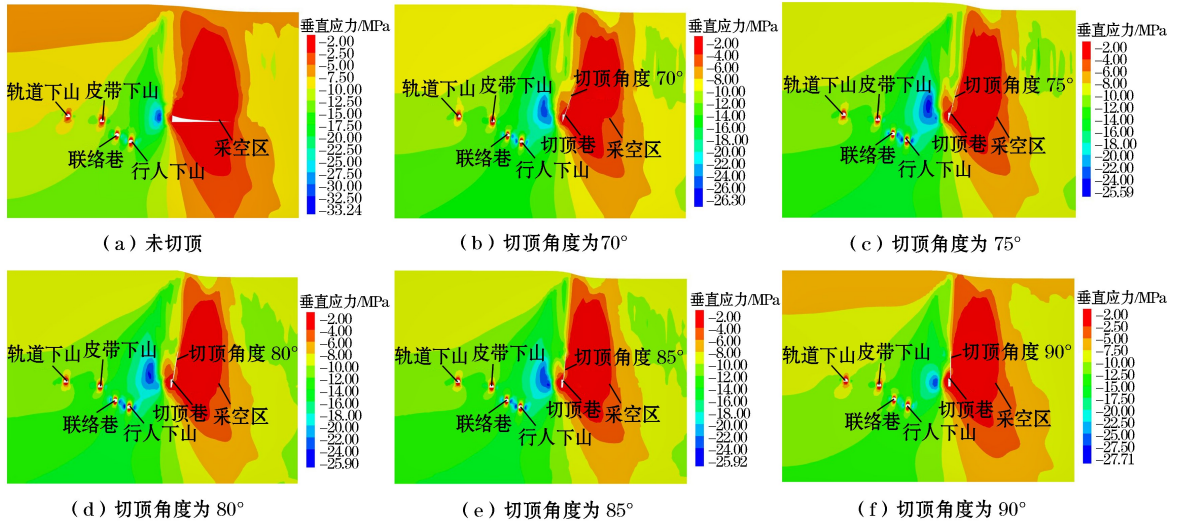


图 8 不同切顶角度垂直应力云图

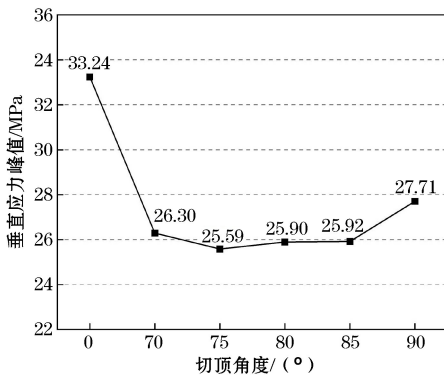


图 9 不同切顶角度时超前垂直应力峰值

## 2.6 钻孔间距现场实测

由上述数值模拟确定了切顶高度为 25.4 m,切顶角度为  $75^\circ$ ,经计算钻孔深度为 26.3 m,考虑到钻孔穿透顶板岩层厚度,取 27 m。为确定钻孔间距,在恒泰矿停采线切顶巷位置进行了现场爆破试验。结合该矿顶板爆破施工经验,对钻孔间距分别为 2000 mm、2200 mm、2400 mm、2800 mm 时的爆破效果进行了现场试验,经过综合对比分析,确定最优的钻孔间距为 2400 mm。

为检验钻孔爆破切顶效果,提前在爆破钻孔中间添加自由孔,采用 ZKXG30 矿用钻孔成像仪对自

由孔爆破前和爆破后进行窥视探测。在钻孔间距为 2400 mm 时,钻孔爆破前,自由孔孔壁完好,无明显裂隙;钻孔爆破后,自由孔孔壁相比爆破前变化较大,孔壁受爆破冲击出现震裂变形,孔壁出现大量爆生裂隙及块状破碎,局部破坏严重窥视探头难以进入,对爆破钻孔进行注水测试,自由孔有水流出,说明钻孔间距为 2400 mm 时,爆破后钻孔间裂隙已贯通,爆破钻孔间距合理。钻孔爆破前后爆破效果如图 10 所示。

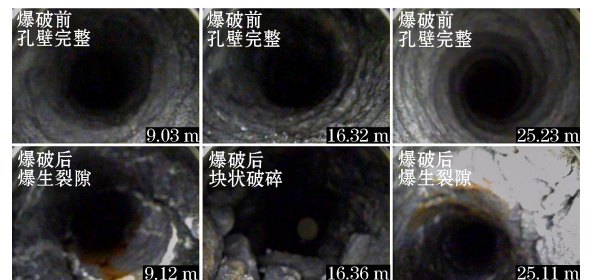


图 10 钻孔爆破前后自由孔爆破效果

## 2.7 装药结构与封孔方式

根据相关规定,深孔爆破时封孔长度不得小于孔深的  $1/3$ ,取封孔段长度为 9 m,装药结构为“3+3+3+3+3+3+3”(其中 3 指装药段或空气段长度,单位:

m)。由图 2 可知,此时煤层顶板 8.7 m 厚的中粒砂岩层约有 5.8 m 处于封孔段,封孔段岩层受爆破影响较弱,难以有效切断,为确保爆破切顶效果,在相邻深钻孔中间布置 13.5 m 中深孔,旨在切断煤层顶板 8.7 m 厚的中粒砂岩层,中深封孔段长度为 4.5 m,装药结构为“3+3+3”。钻孔装药结构如图 11

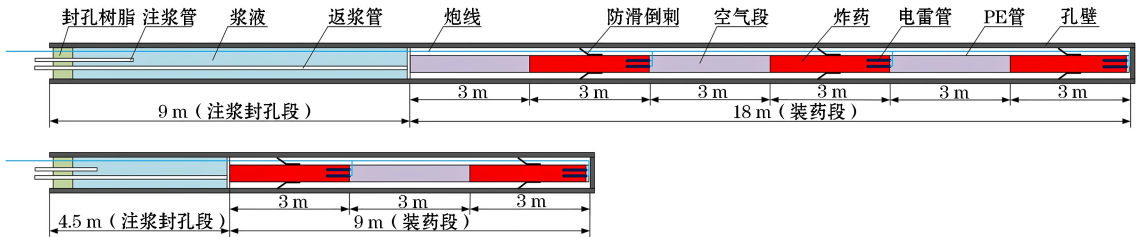


图 11 深孔、中深孔的装药结构

## 2.8 工业试验

基于上述研究,首先在 13030 工作面停采线位置沿煤层顶板掘一条宽 3.2 m、高 2.8 m 的矩形切顶巷道,如图 1 所示,沿巷道轴向共布置 157 个钻孔(深孔 79 个,中深孔 78 个)。爆破采用三级煤矿许用乳化炸药,反向装药,药卷规格为  $\Phi 32 \text{ mm} \times 200 \text{ mm}$ ,钻孔直径为 94 mm,注浆方式封孔。钻孔采用深孔、中深孔交错布置方式,深孔孔深为 27 m,切顶角度为  $75^\circ$ ,钻孔间距为 2400 mm,装药段长度为 18 m,单孔装药量为 18 kg,每孔需装药卷 90 卷,装药结构为“3+3+3+3+3+3”,6 个雷管引爆,封孔段长度为 9 m;中深孔布置在深孔中间,孔深为 13.5 m,切顶角度为  $75^\circ$ ,钻孔间距为 2400 mm,装药段长度为 9 m,单孔装药量为 12 kg,每孔需装药卷 60 卷,装药结构为“3+3+3”,使用 4 个雷管引爆,封孔段长度为 4.5 m。深孔、中深孔布置参数见表 2。

表 2 深、浅爆破切顶钻孔布置参数

孔深/ m	钻孔倾角/ ( $^\circ$ )	钻孔间距/ mm	装药段 长度/m	封孔段 长度/m	装药量/ kg
27	75	2400	18	9	18
13.5	75	2400	9	4.5	12

现场采用 PE 管作为载体进行装药,首先将 PE 管截成 2 m、3 m、4 m 等尺寸,装药前按照装药结构图将炸药固定在 PE 管上,每段 PE 管上搭配 1 个防滑倒刺,采用反向装药,瞬发电雷管引爆,装药段药卷之间紧密接触,每段炸药搭配 2 个雷管以保证炸

所示。

钻孔采用注浆封孔方式,首先将注浆管和返浆管放置在设计位置,然后对孔口 0.5 m 范围内使用树脂进行封孔,待树脂凝固后,将短管连接在注浆泵上进行注浆,当返浆管返浆时停止注浆。

药顺利引爆,爆破钻孔内雷管采用并联连接方式,爆破钻孔之间采用串联连接方式,然后将炸药固定在装好雷管的 PE 管上并送入到炮孔中相应位置,最后进行注浆封堵炮孔,待浆液凝固后进行爆破作业,每次起爆 5~10 个炮孔。

## 2.9 效果分析

为检验切顶卸压效果,在 13030 工作面实施切顶卸压后采用十字布点法对 13 采区三条下山及联络巷巷道表面位移进行监测,在监测巷道内各布置一个测点,共 4 个测点,巷道表面位移观测结果如图 12 所示。

13030 工作面在完成全部爆破切顶作业后,开始进行回采作业,受采动产生的超前支承压压力影响,三条下山及联络巷巷道开始发生变形,此时巷道表面位移变化速率较大。24 d 后完成回采作业,此后受工作面应力重新分布影响,此阶段巷道表面位移变化速率下降,在回采作业结束 25 d 后,巷道变形趋于稳定。

整体来看,巷道两帮移近量和顶底板移近量都呈现出先增大后稳定的趋势。在此期间,监测到轨道下山、皮带下山、联络巷及行人下山巷道表面两帮最大移近量分别为 130, 300, 240, 340 mm,顶底板最大移近量分别为 250, 345, 380, 260 mm。观测结果表明,13030 工作面在停采线位置采取爆破切顶卸压措施后,有效地控制了 13 采区三条下山及联络巷巷道围岩变形,巷道虽有一定量的变形,但巷道变形尚在可控之中,对巷道进行适当维修及加固措施后,即可供 13 采区下一工作面正常使用,达到了预期目标。

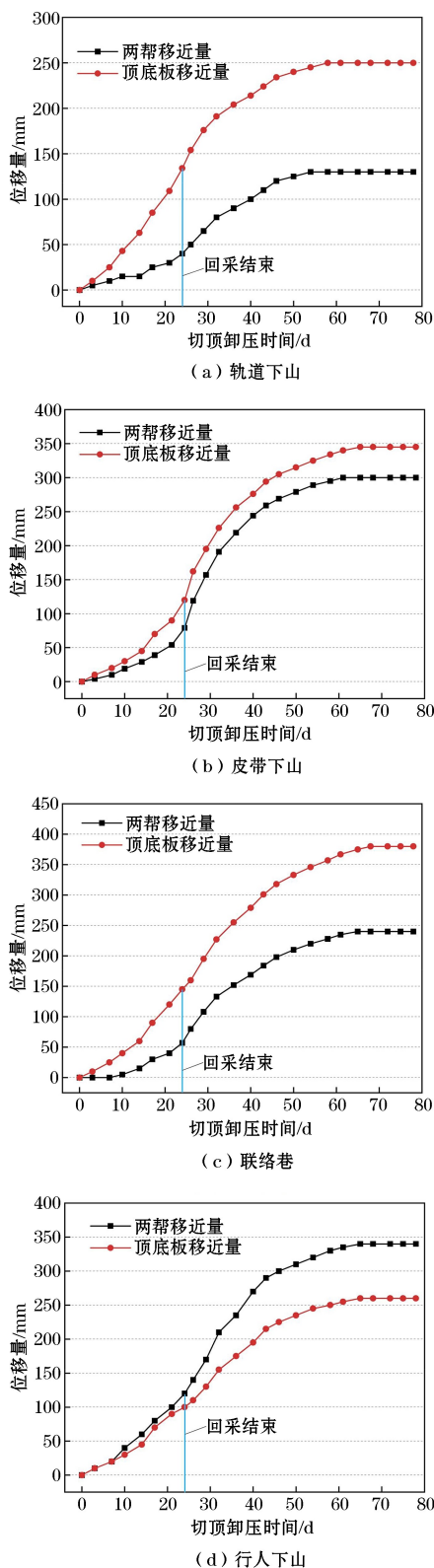


图 12 切顶后巷道表面位移随时间变化规律

### 3 结论

(1) 为解决恒泰煤矿 13030 综放工作面受采动

影响工作面前方巷道变形破坏严重的问题,提出了停采线厚硬顶板爆破切顶卸压技术保护下山巷道技术方案,采用爆破破坏煤层顶板厚硬砂岩层间应力传递路径,改善工作面前方巷道的应力环境。

(2) 根据理论分析,利用 FLAC3D 数值模拟软件建立计算模型对停采线切顶卸压关键参数进行了模拟分析,确定最优切顶高度为 25.4 m、最优切顶角度为  $75^{\circ}$ ,相较于未切顶,工作面前方垂直应力峰值下降 23%,能够有效改善工作面前方巷道的应力环境。通过现场试验确定了最优钻孔间距为 2400 mm,经钻孔窥视及注水测试表明爆破预裂效果良好。

(3) 停采线切顶卸压技术在 13030 工作面进行了应用,钻孔采用深孔、中深孔交错布置方式,在切顶巷内共布置了 157 个钻孔(深孔 79 个,中深孔 78 个),深孔孔深为 27 m,装药结构为“3+3+3+3+3+3”,封孔段长度为 9 m,中深孔孔深为 13.5 m,装药结构为“3+3+3”,封孔段长度为 4.5 m,钻孔间距为 2400 mm,钻孔倾角为  $75^{\circ}$ ,注浆方式封孔。

(4) 根据现场巷道变形观测数据,工作面在采取爆破切顶卸压措施后,受后续采动影响,下山巷道及联络巷仍有一定量的变形,在回采 25 d 后巷道变形趋于稳定,巷道变形处于可控范围,在后期对巷道进行维修及加固后,即可为 13 采区下一工作面正常服务,并取得了较好的应用效果。研究成果可为相似工程情况下停采线切顶卸压保护下山巷道的应用提供技术借鉴。

#### 参考文献(References):

- [1] 李敬凯,李青海,瞿衡哲,等.超前支承压力作用下的巷道围岩控制技术[J].煤矿安全,2019,50(10):98-102.
- [2] 王凯,华心祝,金声尧,等.厚煤层坚硬顶板综采工作面支承压力分布研究[J].煤炭技术,2015,34(4):33-35.
- [3] 谢广祥,杨科,常聚才,等.综放采场围岩支承压力分布及动力灾害的层厚效应[J].煤炭学报,2006(6):731-735.
- [4] 孙建,侯化强,王连国.综采工作面停采线合理位置确定[J].煤矿安全,2013,44(3):44-46+50.
- [5] 朱文庆,郝兵元,刘世涛,等.工作面未采段深孔预裂切顶护巷技术研究[J].煤炭工程,2022,54(5):97-103.
- [6] 姚海.神东矿区综采工作面通道支护及泄压贯通新技术的研究与应用[J].煤矿安全,2017,48(增刊1):37-42.
- [7] 汤朝均,盛建发.切顶卸压护巷技术研究与应用[J].煤炭技术,2015,34(8):78-81.
- [8] 金力波.常村煤矿切顶卸压护巷技术研究[D].太原:太原理工大学,2018.
- [9] 郑立军,王文,张广杰.高应力综放工作面切顶卸压沿空留巷开采技术研究[J].河南理工大学学报(自然科学版),2021,40(6):43-53.

- [10] 刘乙霖,马嘉伟.大采高厚坚硬顶板巷道定向爆破切顶卸压技术研究[J].煤炭工程,2022,54(3):50-55.
- [11] 赵晋军.坚硬顶板综采工作面爆破放顶技术研究[J].煤炭工程,2019,51(8):56-59.
- [12] 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(7):2254-2267.
- [13] 刘大江,许旭辉,朱恒忠,等.中厚煤层坚硬顶板切顶卸压主动留巷关键参数研究[J].煤矿安全,2020,51(12):237-243.
- [14] 张子健,云明,徐庆国,等.切顶条件下窄煤柱沿空掘巷围岩稳定性研究[J].煤炭技术,2022,41(5):68-71.
- [15] 杨威,周谢康,祖自银,等.中厚煤层坚硬顶板切顶卸压自成巷切顶效果及应用研究[J].煤炭工程,2021,53(11):48-52.
- [16] 何满潮,王亚军,杨军,等.切顶卸压无煤柱自成巷开采与常规开采应力场分布特征对比分析[J].煤炭学报,2018,43(3):626-637.
- [17] 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+125.
- [18] 陈祥祺,王仲,孙浩,等.特厚煤层综放变宽度煤柱巷道围岩稳定性研究[J].矿业研究与开发,2020,40(2):82-87.
- [19] 王帅.定向爆破切顶卸压技术在马兰矿的应用[J].现代矿业,2021,37(3):84-86.
- [20] 武善元,时启鹏,李廷春,等.复合灰岩顶板闭合爆破切顶技术研究[J].煤炭工程,2021,53(7):65-70.
- [21] 郑立军.综放工作面沿空留巷定向预裂爆破技术研究[J].煤炭工程,2021,53(10):19-24.
- [22] 焦振华,王浩,卢志国,等.厚层坚硬石灰岩顶板深孔预裂爆破技术研究[J].煤炭科学技术,2017,45(2):21-26.
- [23] 钱鸣高,石平五,许家林.矿山压力与岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2010.
- [24] 高玉兵,杨军,张星宇,等.深井高应力巷道定向拉张爆破切顶卸压围岩控制技术研究[J].岩石力学与工程学报,2019,38(10):2045-2056.
- [25] 王永安,任智敏.古汉山矿定向预裂爆破切顶卸压沿空留巷技术[J].煤炭科学技术,2018,46(10):130-135.
- [26] 陈上元,赵菲,王洪建,等.深部切顶沿空成巷关键参数研究及工程应用[J].岩土力学,2019,40(1):332-342+350.
- [27] 何满潮,马资敏,郭志彪,等.深部中厚煤层切顶留巷关键技术参数研究[J].中国矿业大学学报,2018,47(3):468-477.
- [28] 杨胜江,李正杰,娄金福.深孔爆破构造裂隙卸压技术研究[J].煤炭科学技术,2015,43(7):55-59.
- [29] 张盛,王小良,吴自强,等.切顶卸压沿空留巷爆破孔关键参数选择及留巷效果现状分析[J].河南理工大学学报(自然科学版),2019,38(6):1-9.
- [30] 何满潮,郭鹏飞,王炯,等.禾二矿浅埋破碎顶板切顶成巷试验研究[J].岩土工程学报,2018,40(3):391-398.
- [31] 陈学华,徐翔,李宇.坚硬顶板深孔爆破卸压技术及其模拟优化[J].世界科技研究与发展,2013,35(5):597-602.

### Research and Application of Roof Cutting and Supporting Roadway Technology by Blasting for Thick and Hard Roof at the Stopping Line of Fully Mechanized Caving Face

LI Dongyin<sup>1</sup>, KUANG Yunfeng<sup>1</sup>, WANG Shen<sup>1</sup>, ZHANG Jingxuan<sup>2</sup>, WANG Xiaokang<sup>1</sup>

(1.School of Energy Science and Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo, Henan 454001, China;

2.Key Laboratory of Ministry of Education on Safe Mining of Deep Metal Mines, Northeastern University, Shenyang, Liaoning 110819, China)

**Abstract:** The thick and hard sandstone layer of 13030 fully mechanized caving face in Hengtai Coal Mine is 23.9 m, and the value of Platts coefficient is up to 10.8 - 14.3. As entering the end mining stage, the surrounding rock of downhill roadway in mining area will be seriously deformed and destroyed by mining. To address the above issues, research was conducted on the technology of roof cutting and pre-splitting by blasting at the stopping line of the advanced working face. Using theoretical analysis and numerical simulation methods, the optimal roof cutting height and the optimal roof cutting angle were determined as 25.4 m and 75°. Based on field test, the optimal blast hole spacing was determined to be 2400 mm, and the charge structure was segmented uniform charge. Compared with the condition without roof cutting, the peak value of the advanced support stress in the roof cutting face of the stopping line was reduced by 23%, which can effectively improve the stress environment of downhill roadway. The field industrial test results show that the roadway deformation tends to be stable after 25 days of stopping mining, the maximum displacement of the two sides is 340 mm, and the maximum displacement of the roof and floor is 380 mm. After repairing and reinforcement, the roadway can serve the next working face, with a favorable control of the surrounding rock.

**Key words:** Fully mechanized caving, Roof cutting at the stopping line, Thick and hard roof, Roof cutting by blasting, Control of roadway surrounding rock