沿空巷坚硬顶板走向爆破合理参数研究*

张修峰[1]，牟宗龙[2,3]，王浩[1]，蒋春龙[3]，陈洋[1]，庄佳鑫[3]，满操[1]，曹京龙[3]

（1.山东能源集团有限公司， 山东 济南 250014；
2.中国矿业大学 江苏省矿山地震监测工程实验室， 江苏 徐州市 221116；
3.中国矿业大学 矿业工程学院， 江苏 徐州市 221116）

摘要：沿空巷侧向坚硬顶板垮落不及时会引起顶板和实体煤侧产生应力集中，对工作面安全构成重大威胁，常采用爆破手段对其进行弱化。以某工作面沿空巷为背景，采用理论分析、数值模拟和现场实践的方法，研究了沿空巷坚硬顶板走向爆破角度、爆破高度与卸压效果之间的关系。结果表明：沿空巷爆破时，断裂位置沿采空区侧最有利于维持巷道围岩稳定性，爆破角度应高于关键层运移破断时形成的破断角，同时避免爆破后顶板压在煤柱上方；在合理爆破角度范围内，随着爆破角度的增大，卸压效果有所提高；爆破高度达到组合亚关键层顶部时，能达到较好的卸压效果。现场工程实践表明，在参数选择合理的情况下，对沿空巷顶板实施走向爆破可以有效降低冲击危险，确保工作面安全生产。研究成果可为类似条件的矿井提供理论及工程依据。

关键词：沿空巷道；深孔爆破；坚硬顶板；卸压机制；爆破参数；数值模拟

中图分类号：TD235.33 **文献标识码**：A **文章编号**：1005-2763(2025)05-0132-10

Study on Reasonable Parameters of Blasting Along Hard Roof in Gob-Side Roadway

ZHANG Xiufeng[1], *MU Zonglong*[2,3], *WANG Hao*[1], *JIANG Chunlong*[3],
CHEN Yang[1], *ZHUANG Jiaxin*[3], *MAN Cao*[1], *CAO Jinglong*[3]

(1.Shandong Energy Group Co., Ltd., Jinan, Shandong 250014, China;
2.Jiangsu Engineering Laboratory of Mine Earthquake Monitoring and Prevention,
China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China;
3.School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

Abstract: The stress concentration of the roof and the solid coal side will be caused by the untimely collapse of the lateral hard roof in the gob-side roadway, which poses a major threat to the safety of the working face, and the blasting method is often used to weaken it. Taking the gob-side roadway of a working face as the background, the relationships among blasting angle, blasting height and pressure relief effect of the hard roof in the gob-side roadway were studied by means of theoretical analysis, numerical simulation and field practice. The results show that the fracture position on the goaf side is the most conducive to maintaining the stability of roadway surrounding rock during the blasting of gob-side roadway. The blasting angle should be higher than the breaking angle formed when the key stratum is broken, and the roof pressure above the coal pillar after blasting should be avoided. In the range of reasonable blasting angle, with the increase of blasting angle, the pressure relief effect is improved. When the blasting height reaches the top of the combined sub-key stratum, a better pressure relief effect can be achieved. The field engineering practice shows that under the condition of reasonable parameters, the implementation of strike blasting on the roof of gob-side roadway can effectively reduce the impact risk and ensure the safe production of working face. The research results can provide theoretical and engineering basis for mines with similar conditions.

Key words: Gob-side roadway, Deep hole blasting, Hard roof, Pressure relief mechanism, Blasting parameter, Numerical simulation

---

* **收稿日期**：2024-06-13

基金项目：国家自然科学基金项目(52274147,51974302)；国家重点研发计划课题项目(2022YFC3004603)；山东能源集团2022年度揭榜挂帅项目(SNKJ2022BJ01-R27)

作者简介：张修峰(1970—)，男，山东菏泽人，正高级工程师，从事冲击地压防治技术管理与研究工作。E-mail：zhangxiufengsn@163.com

通信作者：牟宗龙(1979—)，男，山东胶州人，博士，教授，博士生导师，从事冲击地压、采矿地球物理方面的教学与研究工作。E-mail：muzonglong@163.com

0 引言

冲击矿压是采掘工作面煤岩体积聚的弹性能突然释放,引发煤岩体强烈振动和破坏的动力灾害[1]。沿空巷坚硬顶板来压强度高、垮落步距大、力学行为复杂,对矿山安全生产构成严重危害[2-4],因此,对沿空巷坚硬顶板爆破卸压技术进行研究具有重要意义。近年来,许多学者针对爆破卸压防冲研究取得了一系列成果。在爆破卸压机理方面,高魁等[5]以潘一矿东区某工作面为研究对象,以动力学分析软件LS-DYNA模拟分析结果为基础,推导了放顶卸压机理,同时在试验面进行了应用。齐庆新等[6]通过理论分析和数值模拟阐述了深孔爆破卸压机制,并在典型倾斜煤层条件下进行了工程实践。牟宗龙等[7]利用FLAC3D软件模拟了顶板深孔爆破前后煤体内垂直应力的分布规律,发现顶板深孔爆破能够有效降低煤体内的垂直应力,并采用钻孔窥视仪、钻屑、电磁辐射等监测技术对爆破卸压效果进行了检验。在爆破卸压效果评价方面,KONICEK 等[8]对某煤矿煤层危险性进行了深孔顶板预裂爆破设计与实践,提出了相应的卸压爆破效果评价指标以及分级标准。窦林名等[9-10]依据动静载叠加原理分析了爆破断顶防冲机制,建立了分时、分区、分级防冲体系并进行了效果评价。温颖远等[11]通过井地联合监测的方式确定了爆破卸压层位,结果显示,实施顶板爆破具有较好的卸压效果。在爆破卸压参数研究方面,郭德勇等[12]通过聚能爆破技术设计优化了现场爆破方案,为处理顶板悬顶提供了技术指导。赵善坤等[13]通过数值模拟探讨了扇形孔条件下不同爆破参数对防冲的影响。在围岩控制方面,胡涛等[14]系统研究论证了爆破和沿空巷道围岩稳定性的关系,结果表明,爆破切顶后巷道顶底板、帮部和墙体位移量大幅减小,爆破切顶能显著提高巷道围岩稳定性。张欣等[15]建立了顶板预裂前后来压力学模型,并以此为基础提出了相应爆破措施,验证了顶板预裂能控制来压步距。李春睿等[16]基于 AUTODYN 动力学软件模拟了不耦合装药下爆破附近岩石的位移及应力特征,并形成了顶板弱化的成套技术。WANG 等[17]通过有限元软件LS-DYNA模拟了爆破引起的断裂范围,揭示了顶板爆破控制顶板垮落的机制,并在石圪台煤矿达到了预期的实践效果。陈大勇等[18]通过 LS-DYNA 分析了爆炸应力波的传播路径和影响范围,通过监测巷道变形量,得到深孔爆破对巷道围岩稳定性影响较小。伍永平等[19]通过相似模拟和数值模拟两种方法研究了不同顶板条件下上覆岩层垮落特征,研究结果表明,超前顶板爆破技术可有效降低冲击矿压危害,保障综采工作面安全开采。王艳军等[20]基于 UDEC 软件分析了巷道围岩变形和应力分布特征,发现对顶板进行深孔顶裂爆破后,可以较好地维护沿空留巷的稳定。

综上可知,许多学者已经从理论和实践等方面对深孔爆破防治冲击地压作出了重要贡献,但以上成果对沿空巷顶板爆破参数与卸压效果之间的关系的研究还不够充分。因此,笔者针对某矿 6305 工作面沿空巷坚硬顶板,通过理论分析和数值模拟研究了沿空巷顶板爆破高度、断裂位置、爆破角度与卸压效果之间的关系,并在现场进行了爆破效果检验。

1 工程背景

新巨龙煤矿位于山东省菏泽市巨野县龙固镇,6305 工作面位于六采区北翼,为该区域的第 5 个工作面。东侧是尚未进行开采的 6306 工作面,西侧是6304 采空区,南侧是下山保护煤柱,北侧是断层保护煤柱。工作面及巷道位置如图 1 所示。L-6 钻孔柱状图如图 2 所示。

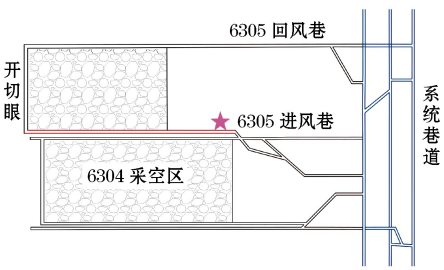


图 1 6305 工作面平面图

Fig.1 6305 working face plan

岩石名称	柱状图	厚度/m	累计厚度/m
细粒砂岩		1.55	1.55
砂质泥岩		16.37	17.92
粉砂岩		18.09	36.01
细粒砂岩		8.16	44.17
砂质泥岩		1.82	45.99
泥岩		0.50	46.49
3# 煤		9.51	56.00
粉砂岩		5.85	61.85

图 2 L-6 钻孔柱状图

Fig.2 Histogram of L-6 borehole

2 沿空巷顶板爆破参数确定

沿空巷走向顶板爆破主要考虑爆破高度、断裂位置、爆破角度3个参数,高度上主要是对关键层进行处理。根据关键层[21]理论,计算第 n 层岩层对第1层关键层影响,载荷表达式为:

$$q_n=\frac{E_1h_1^3(\gamma_1h_1+\gamma_2h_2+\cdots+\gamma_nh_n)}{E_1h_1^3+E_2h_2^3+\cdots+E_nh_n^3} \tag{1}$$

式中,q_i 为关键层所承受的上覆岩层的载荷,kN/m;E_i 为各岩层弹性模量;GPa;h_i 为各岩层厚度,m;r_i 为各岩层体积力,kN/m^3,$i=1\sim n$。

假设某岩层为第1层关键层,则该岩层上方第 $n+1$ 层坚硬岩层作为第2层关键层必须满足如下载荷关系:

$$q_{n+1}<q_n \tag{2}$$

同时,该坚硬岩层还必须满足强度条件,即破断距存在以下关系:

$$l_n<l_{n+1} \tag{3}$$

式中,l_i 为岩层的破断步距,m,$i=1\sim n$。

岩层的破断距可根据式(4)求解:

$$l_i=h_i\sqrt{\frac{2R_i}{q_i}} \tag{4}$$

式中,R_i 为各岩层单轴抗拉强度,MPa。

根据L-6钻孔柱状图划分得到6305工作面顶板岩石力学参数,见表1。

表1 6305工作面顶板岩石力学参数

Table 1 Mechanical parameters of 6305 workface roof rock

岩层名称	厚度/m	抗拉强度/MPa	抗压强度/MPa	弹性模量/GPa
细粒砂岩	1.55	3.3	37	5.6
砂质泥岩	16.37	2.5	30	5.5
粉砂岩	18.09	3.5	40	5.7
细粒砂岩	8.16	3.2	37	5.6
砂质泥岩	1.82	2.5	30	5.5
泥岩	0.50	2.0	28	5.0
3#煤	9.51	1.0	12	4.8
粉砂岩	5.85	3.5	40	5.7

将表1中的相关参数代入式(1)至式(4),得到各顶板岩层的破断步距以及对下层关键层所形成的载荷,并对关键层位置进行判别,判别结果见表2。由表2可知,距离3#煤上方10.48 m的粉砂岩及砂质泥岩形成了组合亚关键层,是进行走向爆破处理时的目标层位。

表2 6305工作面顶板关键层判别

Table 2 Roof key layer judgment of 6305 workface

岩性	厚度/m	与煤层距离/m	关键层类型
砂质泥岩	16.37	10.48	组合亚关键层
粉砂岩	18.09	10.48	组合亚关键层

沿空巷顶板爆破时,断裂位置有朝向实体煤侧、巷道上方及采空区侧3个方向,对这3种情况进行分析。

顶板在实体煤侧断裂时,建立的力学模型如图3所示。

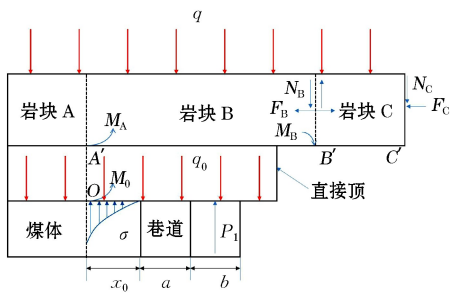


图3 实体煤侧断裂时的力学模型

Fig.3 Mechanical model of solid coal side fracture

其中:F_B 为岩块B所受水平推力,kN;F_C 为岩块C所受水平推力,kN;N_B、N_C 分别为岩块B、C所受剪切力,kN;M_A,M_B 为岩块在A'、B'处的残余弯矩,kN·m;M_0 为直接顶抗弯弯矩,kN·m;σ 为塑性区煤体力,MPa;q 为上覆岩层平均载荷,kN/m;q_0 为直接顶的平均载荷,kN/m;P_1 为实体煤侧断裂时煤柱支撑力,kN;x_0 为煤体极限平衡区宽度,m;a 为巷道宽度,m;b 为保护煤柱宽度,m。

岩块B所受水平推力为:

$$F_B=\frac{q'L}{2(h-\Delta S_B)} \tag{5}$$

式中:L 为基本顶断裂跨度,m,q' 为基本顶平均载荷,kN/m;h 为基本顶的厚度,m;ΔS_B 为岩块B在B'处的下沉量,m。

对于岩块C,由 $\sum F_x=0$ 可得:

$$F_B=F_C \tag{6}$$

由 $\sum F_y=0$ 可得:

$$N_B=N_C+qL \tag{7}$$

由 $\sum M'_B=0$ 可得:

$$M_B+F_C(h-\Delta S_C)-N_CL-qL^2/2=0 \tag{8}$$

即:

$$N_C=\frac{M_B+F_B(h-\Delta S_C)-qL^2/2}{L} \tag{9}$$

$$N_B=\frac{M_B+F_B(h-\Delta S_C)+qL^2/2}{L} \tag{10}$$

对于岩块 B,由 $\sum M'_A=0$ 可得:

$$M_A+M_0+P_1(x_0+a+b/2)+\int_0^{x_0}\sigma(x_0-x)\mathrm{d}x+F_B(h-\Delta S_B)-M_B-qL^2/2-q_0(x_0+a+b)^2/2-N_BL=0 \tag{11}$$

可解得 P_1 为:

$$P_1=\frac{2M_B+qL^2+q_0(x_0+a+b)^2/2+q'L(\Delta S_B-\Delta S_C)/[2(h-\Delta S_B)]-M_A-M_0-\int_0^{x_0}\sigma(x_0-x)\mathrm{d}x}{x_0+a+b/2} \tag{12}$$

式中,ΔS_C 为岩块 C 在 C' 处的下沉量,m。

顶板在巷道上方断裂时,力学模型如图 4 所示。

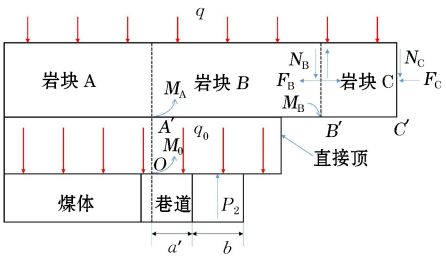


图 4 巷道上方断裂时的力学模型

Fig.4 Mechanical model of fracture above roadway

其中:a' 为巷道距断裂位置的水平距离,m;P_2 为巷道上方断裂时煤柱的支撑力,kN。

该情况的推导过程与断裂位置在实体煤侧的推导类似,得到的结果与式(9)、式(10) 相同,再由 $\sum M'_A=0$ 可得:

$$M_A+M_0+P_2(a'+b/2)+T_B(h-\Delta S_B)-M_B-qL^2/2-q_0(a'+b)2/2-N_BL=0 \tag{13}$$

联立解得:

$$P_2=\frac{2M_B+qL^2+q_0(a'+b)^2/2+q'L(h-\Delta S_C)/[2(h-\Delta S_B)]-M_A-M_0-q'L/2}{(a'+b/2)} \tag{14}$$

顶板在采空区侧断裂时,力学模型如图 5 所示。

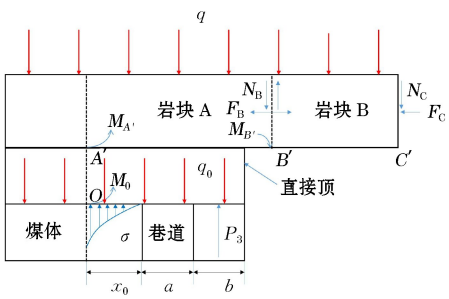


图 5 采空区侧断裂时的力学模型

Fig.5 The mechanical model of goad side fracture

其中:$F_{B'}$ 为岩块 A 所受水平推力,kN;$F_{C'}$ 为岩块 B 所受水平推力,kN;$N_{B'}$、$N_{C'}$ 分别为岩块 A、B 所受剪切力,kN;$M_{A'}$ 为岩块 A 产生的弯矩,kN·m;$M_{B'}$ 为 B' 处的残余弯矩,kN·m;P_3 为采空区侧断裂时煤柱的支撑力,kN。

对于岩块 B,由 $\sum F_x=0$ 可得:

$$F_{B'}=F_{C'}=\frac{q'L}{2(h-\Delta S_{C'})} \tag{15}$$

式中,$\Delta S_{C'}$ 为岩块 B 在 C' 处的下沉量,m。

由 $\sum F_y=0$ 可得:

$$N_{B'}=N_{C'}+qL \tag{16}$$

由 $\sum M_{B'}=0$ 可得:

$$M_{B'}+F_{C'}(h-\Delta S_{C'})-N_{C'}L-qL^2/2=0 \tag{17}$$

即:

$$N_{C'}=\frac{M_{B'}+F_{B'}(h-\Delta S_{C'})-qL^2/2}{L} \tag{18}$$

$$N_{B'}=\frac{M_{B'}+F_{B'}(h-\Delta S_{C'})+qL^2/2}{L} \tag{19}$$

对岩块 A 的 A' 点取弯矩平衡,得:

$$M_{A'}+M_0+P_3(x_0+a+b/2)+\int_0^{x_0}\sigma(x_0-x)dx+T_{B'}(h-\Delta S_{B'})-M_{B'}-qL^2/2-q_0(x_0+a+b)^2/2-N_{B'}L=0 \tag{20}$$

式中,$\Delta S_{B'}$ 为岩块 A 在 B' 处的下沉量,m。

联立可解得:

$$P_3=\frac{2M_{B'}+qL^2+q_0(x_0+a+b)^2/2+q'L(\Delta S_{B'}-\Delta S_{C'})/[2(h-\Delta S_{C'})]-M_{A'}-M_0-\int_0^{x_0}\sigma(x_0-x)\mathrm{d}x}{x_0+a+b/2} \tag{21}$$

比较 P_1、P_2 可知，$P_1<P_2$，考虑到断裂处的残余弯矩较小，可假设 $M_A=M_B=M_{B'}=0$、$\Delta S_B=\Delta S_C$、$\Delta S_{B'}=\Delta S_{C'}$，则 $P_1-P_3=M_{A'}/(x_0+a+b/2)$，而 $M_{A'}$ 较大，可知 $P_1>P_3$。根据以上分析，3 种顶板结构下的煤柱支撑力由小到大为：$P_3<P_1<P_2$，故实施沿空巷道顶板走向爆破时，断裂位置沿采空区侧最佳。

爆破角度 β 的选取应遵循以下原则：

(1) 关键层覆岩结构的运移破断会形成破断角 α，沿空巷走向爆破的主要目的是为了减小悬顶距，因此，沿空巷走向爆破角度 β 应大于破断角 α；

(2) 爆破角度不应太大，由上述力学分析可知，断裂位置位于巷道上方时煤柱会产生应力集中，即爆破角度不应为 90°；

(3) 为进一步降低煤柱受到的悬顶挤压，应保证断裂位置在垂向上超出煤柱宽度，即爆破角度 $\beta<\theta=\arctan(H/b)$，$H$ 为关键层顶部与煤层的垂直高度，m。综上所述，爆破角度 β 应满足 $\alpha<\beta<\theta$。爆破角度范围示意如图 6 所示。

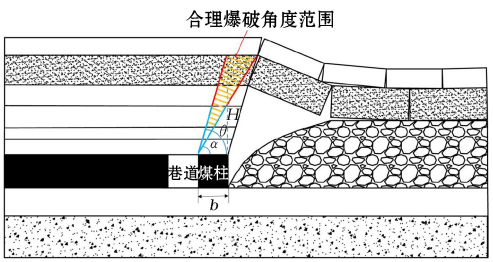


图 6 爆破角度范围示意

Fig.6 Illustration of blasting angle range

由文献[22]可知，关键层破断角与水平面的夹角 α 的取值范围为 57.5°～71°，结合上述分析可知，爆破最大角度 θ 应不超过 $\arctan(45/5)\approx83°$，因此，该矿能充分卸压的合理的走向爆破角度 β 应为 57.5°～83°。

3 沿空巷顶板爆破卸压数值模拟研究

3.1 模型建立

在 6305 工作面原有的地质和应力条件下，模拟了沿空巷坚硬顶板不同爆破高度、不同爆破角度下煤体的应力演化规律。使用 UDEC 离散元软件建立了数值模型，如图 7 所示。模型尺寸为 250 m×92 m，工作面长 85 m，采空区长 135 m，模型左侧留有 30 m 煤柱，以降低边界条件影响。模型的上边界采用应力边界条件，顶部施加 19.2 MPa 的垂直应力，等效为上覆岩层载荷。下边界和左右边界简化为位移边界，块体采用摩尔-库伦本构模型，接触面为库伦滑移模型。

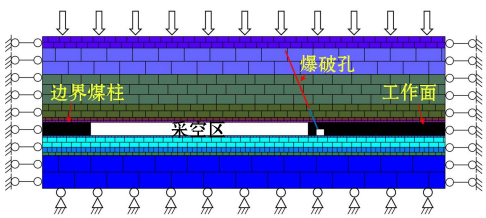


图 7 数值模拟模型

Fig.7 Model of numerical simulation

3.2 模拟方案

根据数值模型及 6305 工作面现场情况，为研究爆破高度及爆破角度对煤体应力及卸压效果的影响，设计了不同参数组合。将爆破高度设定为位于组合关键层底部、组合关键层第一层顶部和组合关键层第二层顶部 3 个位置，即爆破高度确定为 10 m、28 m 和 45 m。爆破角度的改变会使破断岩块的滑落速度及支撑力产生差别，从而对卸压效果产生影响，结合第二节论述可将爆破角度设定为朝向采空区方向 70°和 80°。

3.3 不同爆破高度下实体煤应力演化规律

保持爆破角度为 80°不变，研究不同爆破高度下实体煤的应力变化情况，结果如图 8 和图 9 所示。由图 8 和图 9 可知，当爆破高度为 10 m 时，未达到组合关键层，此时应力峰值为 38.83 MPa，应力集中区距沿空巷 9 m，卸压效果不明显；当爆破高度为 28 m 时，爆破高度达到组合关键层中第一层顶部，此时实体煤侧峰值应力为 37.18 MPa，应力集中区距沿空巷 10 m；当爆破高度为 45 m 时，上方组合关键层完全被爆破，此时煤壁侧峰值应力为 35.69 MPa，应力集中区距沿空巷 15 m，卸压效果最好。综合上述，爆破高度对卸压效果的影响主要与关键层位置

有关,当爆破高度未影响到关键层时,卸压效果并不明显,当爆破高度逐渐增加至组合关键层顶部时,爆破卸压效果达到了工程实践的要求。

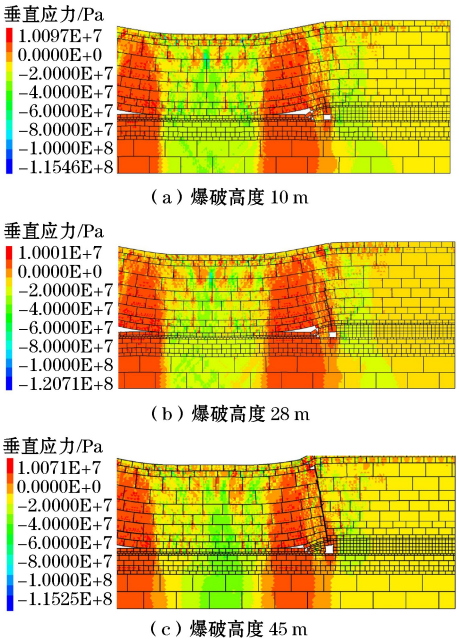


图 8 不同爆破高度下的垂直应力云图

Fig.8 Vertical stress cloud diagrams under different blasting heights

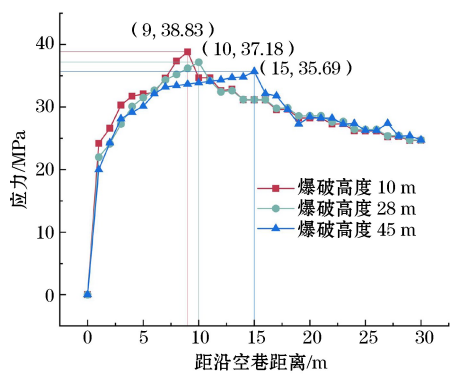


图 9 不同爆破高度下实体煤侧垂直应力分布

Fig.9 Vertical stress distribution of solid coal side under different blasting heights

3.4 不同爆破角度下实体煤应力演化规律

上述研究结果表明,爆破高度为 45 m 时有较好的工程效果,因此将爆破高度定为 45 m,爆破角度分别为 70°和 80°,这两种情况下实施爆破后的垂直应力云图如图 10 所示,应力分布情况如图 11 所示。由图 10 和图 11 可知,当爆破角度为 70°时,沿空侧煤体应力峰值为 37.4 MPa,应力峰值与煤壁之间的距离为 12 m;当爆破角度为 80°时,沿空侧煤体应力峰值为 35.69 MPa,应力峰值与煤壁之间距离为 15 m。对比可知,两种爆破角度都对降低工作面冲击危险性有益,但在合理角度范围内,角度越大,卸压效果越好。

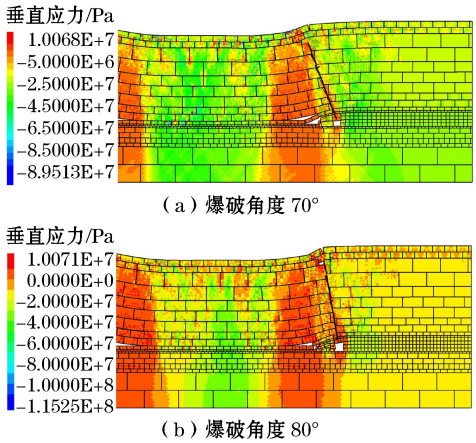


图 10 不同爆破角度下的垂直应力云图

Fig.10 Vertical stress cloud diagrams under different blasting angles

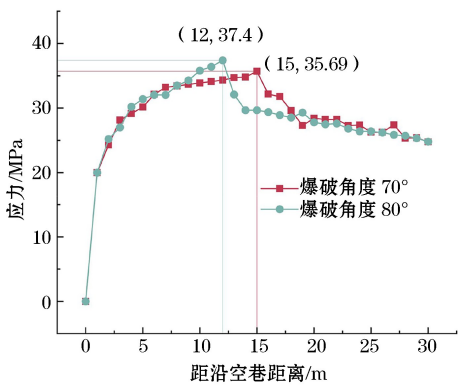


图 11 不同爆破角度下的煤体应力分布情况

Fig.11 Stress distribution of coal under different blasting angles

3.5 爆破断顶前后实体煤应力变化

在 6305 工作面回采过程中,6304 采空区上覆岩层随着时间的推移逐渐破断和下沉,并压实采空区。爆破前后煤体距沿空巷不同距离处的垂直应力分布如图 12 所示。由图 12 可知,爆破前后沿空侧煤体应力峰值分别为 39.23 MPa 和 35.69 MPa,峰值应力降低了 3.54 MPa,与沿空巷的距离分别为 9 m 和 15 m,向深部转移了 6 m。可知爆破能使沿空巷煤体应力峰值减小并向深部转移,降低冲击危险性。

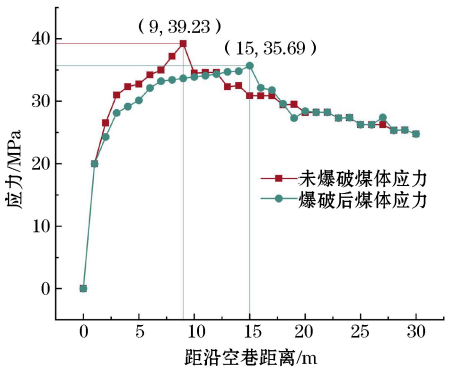


图 12 爆破前后距沿空巷不同距离处的垂直应力分布

Fig.12 Vertical stress distribution at different distances from gobside roadway before and after blasting

4 工程应用

为比较沿空巷走向爆破效果,在 6305 工作面回采过程中设计了试验 1 区和试验 2 区,其中试验 1 区为实施走向爆破前的区域,试验 2 区为实施走向爆破后的区域。爆破的垂直高度为 45 m,爆破角度为 80°,剖面图如图 13 所示。

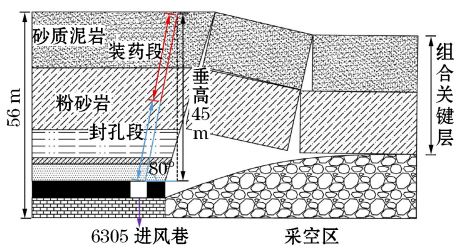


图 13 沿空巷朝向采空区侧爆破剖面

Fig.13 Blasting profile along the goaf roadway towards gob side

对爆破前后煤粉量数据进行了监测,施工方式为:从停采线以北 20 m 开始施工煤粉监测孔,孔深 15 m,爆破前施工 8 个,爆破后 8 个,进行前后对比,爆破前和爆破后的煤粉监测孔间距为 1 m,以减小受距离影响而产生的误差。监测孔施工位置如图 14 所示。

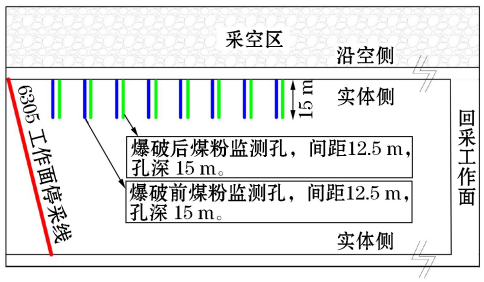
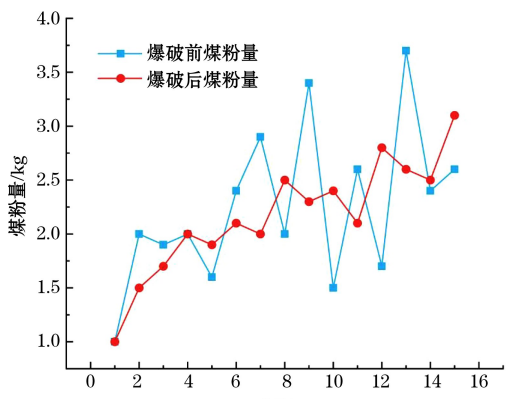


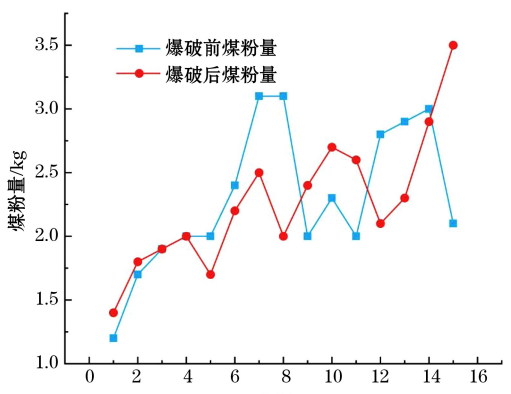
图 14 监测孔位置

Fig.14 Monitoring hole locations

图 15 和图 16 分别为爆破前后距停采线 20～57.5 m、70～112.5 m 的共 16 个煤粉监测孔的煤粉钻屑量随孔深的变化情况。距停采线 20 m 处,爆破后总煤粉量的降幅约为 3.56%,平均煤粉量的降幅约为 1.36%;距停采线 37.5 m 处,爆破后总煤粉量的降幅约为 1.45%,平均煤粉量的降幅约为 1.3%;距停采线 57.5 m 处,爆破后总煤粉量的降幅约为 2.77%,平均煤粉量的降幅约为 4.09%;距停采线 70 m 处,爆破后总煤粉量的降幅约为 3.13%,平均煤粉量的降幅约为 5%;距停采线 82.5 m 处,爆破后总煤粉量的降幅约为 4.72%,平均煤粉量的降幅约为 6.52%;距停采线 100 m 处,爆破后总煤粉量的降幅约为 5.59%,平均煤粉量的降幅约为 3.33%;距停采线 112.5 m 处,爆破后总煤粉量的降幅约为 31.8%,平均煤粉量降幅约为 22.72%;只有距停采线 45 m 处,爆破后总煤粉量及平均煤粉量较爆破前有所升高。



(a) 距停采线 20 m



(b) 距停采线 37.5 m

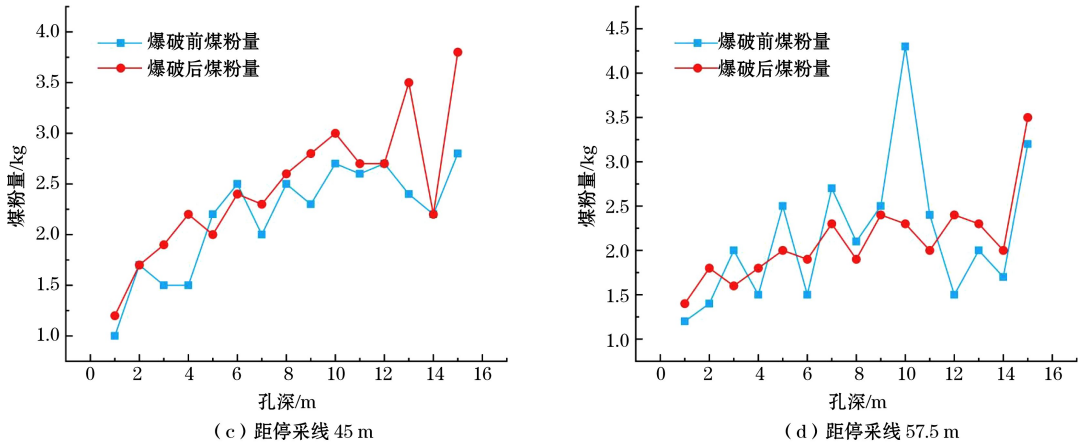


图 15　距停采线 20～57.5 m 处的钻屑量对比

Fig.15　Comparison of drilling cuttings at 20 -57.5 m from the stop line

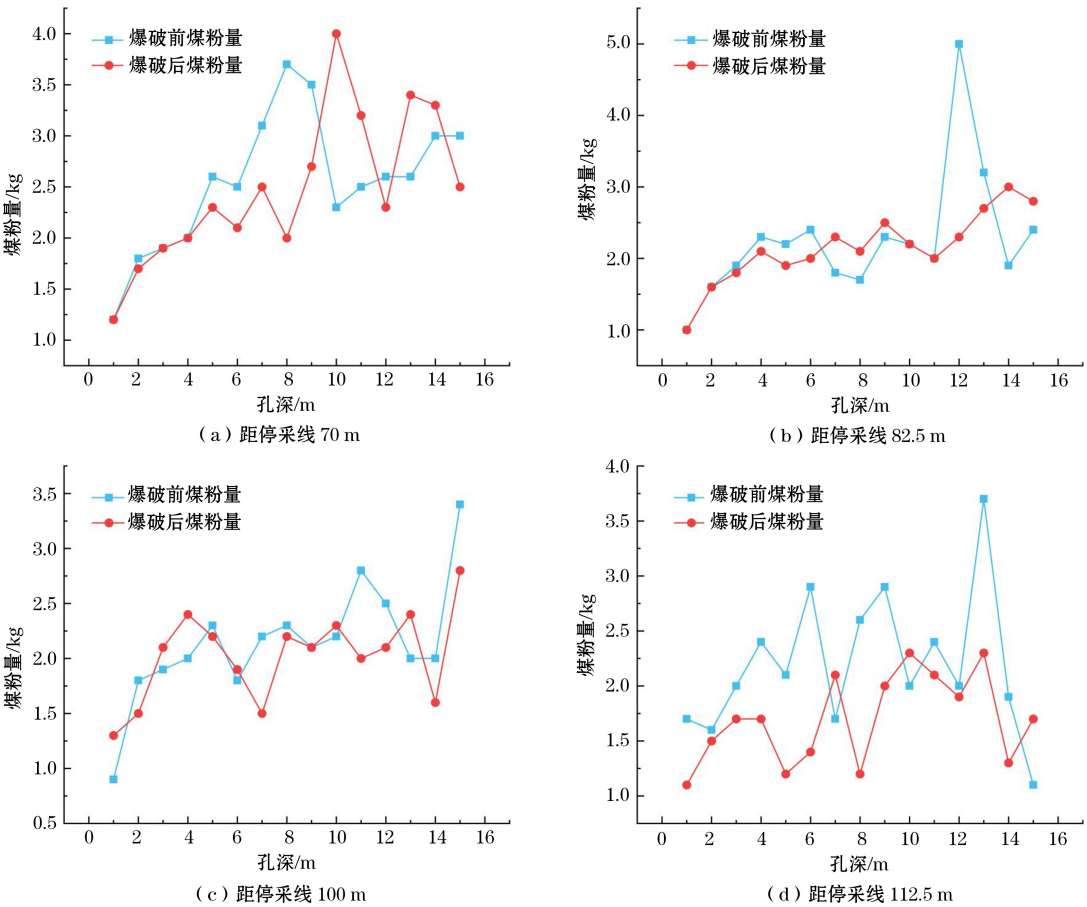
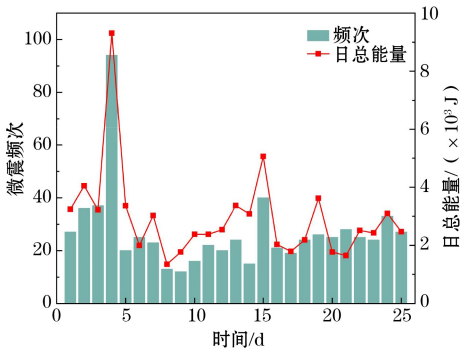


图 16　距停采线 70～112.5 m 处的钻屑量对比

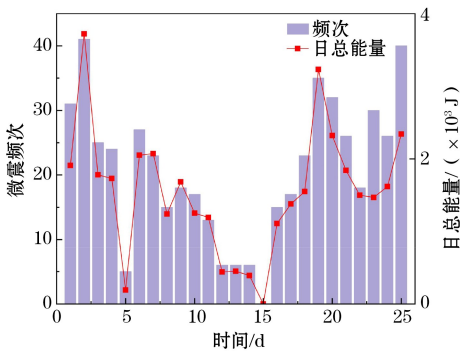
Fig.16　Comparison of drilling cuttings at 70 -112.5 m from the stop line

由此可知,对 6305 沿空巷顶板实施走向爆破后,总煤粉量及平均煤粉量几乎均下降,可见实施走向爆破能降低工作面的冲击危险性。

图 17 为试验 1 区与试验 2 区回采过程中微震频次及总能量。由图 17 可知,试验 1 区平均每日释放总能量为 2.95×10^3 J,试验 2 区平均每日释放总能量为 1.54×10^3 J,进行走向爆破后微震总能量平均降幅约为 47.8%;试验 1 区平均日微震频次为 27.04次,试验 2 区平均日微震频次 27.76 次,进行走向爆破后微震频次平均降幅约为 23.2%。



(a) 试验 1 区 微震频次及日总能量



(b) 试验 2 区 微震频次及日总能量

图 17 试验 1 区及试验 2 区的微震频次及总能量

Fig.17 Microseismic frequency and total energy in test area 1 and test area 2

综合钻屑及微震监测情况可知,6305 工作面沿空巷坚硬顶板实施走向爆破后,冲击危险性明显降低,有效确保了工作面安全生产。

5 结论

(1) 通过理论分析建立了爆破断裂位置处于实体煤侧、巷道上方及采空区侧 3 种情况下的围岩结构力学模型,计算并比较了 3 种爆破断裂位置下沿空巷旁煤柱支撑力大小,结果为 $P_3<P_1<P_2$,可知实施沿空巷道顶板走向爆破时,断裂位置沿采空区侧最佳。

(2) 沿空巷走向爆破角度应大于关键层运移破断形成的破断角,同时,爆破角度也不应太大。结合所建立的力学模型结果可知,断裂位置位于巷道上方时,煤柱会产生应力集中,因此爆破角度应避免垂直向上。为进一步降低煤柱受到的悬顶挤压,应使断裂位置在垂向上超出煤柱宽度,避免爆破后顶板压在煤柱上方。

(3) 通过数值模拟的方式比较了不同爆破高度和不同爆破角度下实体煤侧的应力变化。结果表明:爆破角度不变时,10 m、28 m 及 45 m 三种爆破高度下实体煤侧的应力峰值分别为 38.83 MPa、37.18 MPa 及 35.69 MPa,距沿空巷距离分别为 9 m、10 m 及 15 m,可知爆破高度为 45 m 时能有效降低围岩应力集中,起到较好的卸压效果;爆破高度不变时,70°和 80°两种爆破角度下沿空侧煤体应力峰值分别为 37.4 MPa 和 35.69 MPa,应力集中区距沿空巷道的距离分别为 12 m 和 15 m,说明在合理爆破角度范围内,随着爆破角度的升高,卸压效果有所改善。

(4) 现场工程实践结果表明,沿空巷坚硬顶板实施走向爆破后,工作面煤粉钻屑量、微震日总能量及频次均有所降低,其中微震总能量平均降幅约为 47.8%,微震频次平均降幅约为 23.2%,说明沿空巷坚硬顶板实施走向爆破能有效降低冲击危险性,确保工作面安全生产。

参考文献(References):

[1] 窦林名,田鑫元,曹安业,等.我国煤矿冲击地压防治现状与难题[J].煤炭学报,2022,47(1):152-171.
DOU Linming, TIAN Xinyuan, CAO Anye, et al. Present situation and problems of coal mine rock burst prevention and control in China[J].Journal of China Coal Society,2022,47(1):152-171.

[2] 解嘉豪,韩刚,孙凯,等.邻空巷坚硬顶板预裂爆破防冲机理及效果检验[J].煤炭学报,2023,48(5):2078-2091.
XIE Jiahao, HAN Gang, SUN Kai, et al. Rockburst prevention mechanism and effect test of blast presplitting of hard roof in gob-side roadway[J]. Journal of China Coal Society,2023,48(5):2078-2091.

[3] 谭云亮,张明,徐强,等.坚硬顶板型冲击地压发生机理及监测预警研究[J].煤炭科学技术,2019,47(1):166-172.
TAN Yunliang, ZHANG Ming, XU Qiang, et al. Study on occurrence mechanism and monitoring and early warning of rock burst caused by hard roof[J]. Coal Science and Technology,2019,47(1):166-172.

[4] 何江,窦林名,王崧玮,等.坚硬顶板诱发冲击矿压机理及类型研究[J].采矿与安全工程学报,2017,34(6):1122-1127.
HE Jiang, DOU Linming, WANG Songwei, et al. Study on mechanism and types of hard roof inducing rock burst[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2017, 34(6): 1122-1127.

[5] 高魁,刘泽功,刘健,等.深孔爆破在深井坚硬复合顶板沿空留巷强制放顶中的应用[J].岩石力学与工程学报,2013,32(8):1588-1594.
GAO Kui, LIU Zegong, LIU Jian, et al. Application of deep borehole blasting to gob-side entry retaining forced roof caving in hard and compound roof deep well[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2013,32(8):1588-1594.

[6] 齐庆新,雷毅,李宏艳,等.深孔断顶爆破防治冲击地压的理论与实践[J].岩石力学与工程学报,2007(增刊 1):3522-3527.

QI Qingxin, LEI Yi, LI Hongyan, et al. Theory and application of prevention of rock burst by break-tip blast in deep hole [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2007(Suppl.1):3522-3527.

[7] 牟宗龙,窦林名,张广文,等.坚硬顶板型冲击矿压灾害防治研究[J].中国矿业大学学报,2006(6):737-741.
MU Zonglong, DOU Linming, ZHANG Guangwen, et al. Study of prevention methods of rock burst disaster caused by hard rock roof[J].Journal of China University of Mining & Technology,2006(6):737-741.

[8] KONICEK P, SOUCEK K, STAS L, et al. Long-hole destress blasting for rockburst control during deep underground coal mining[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2013,61:141-153.

[9] 窦林名,阚吉亮,李许伟,等.断顶爆破防治冲击矿压技术体系及效果评价研究[J].煤炭科学技术,2020,48(1):24-32.
DOU Linming, KAN Jiliang, LI Xuwei, et al. Study on prevention technology of rock burst by break-tip blasting and its effect estimation[J].Coal Science and Technology, 2020,48(1):24-32.

[10] 窦林名,何江,曹安业,等.煤矿冲击矿压动静载叠加原理及其防治[J].煤炭学报,2015,40(7):1469-1476.
DOU Linming, HE Jiang, CAO Anye, et al. Rock burst prevention methods based on theory of dynamic and static combined load induced in coal mine[J].Journal of China Coal Society,2015,40(7):1469-1476.

[11] 温颖远,郭志刚,曹安业,等.基于微震数据评价的顶板深孔爆破卸压效果分析[J].煤炭科学技术,2020,48(6):57-63.
WEN Yingyuan, GUO Zhigang, CAO Anye, et al. Analysis of prssure relief effect of roof deep hole blasting parameters based on micro-seismic data evaluation[J].Coal Science and Technology,2020,48(6):57-63.

[12] 郭德勇,商登莹,吕鹏飞,等.深孔聚能爆破坚硬顶板弱化试验研究[J].煤炭学报,2013,38(7):1149-1153.
GUO Deyong, SHANG Dengying, LYU Pengfei, et al. Experimental research of deep-hole cumulative blasting in hard roof weakening[J]. Journal of China Coal Society, 2013,38(7):1149-1153.

[13] 赵善坤,欧阳振华,刘军,等.超前深孔顶板爆破防治冲击地压原理分析及实践研究[J].岩石力学与工程学报,2013,32(增刊 2):3768-3775.
ZHAO Shankun, OUYANG Zhenhua, LIU Jun, et al. Theory and application of prevention of rock burst by advanced deep hole roof blasting[J].Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2013,32(Suppl.2):3768-3775.

[14] 胡涛,侯公羽,李子祥,等.深孔爆破切顶对沿空留巷围岩稳定性影响的研究[J].矿业科学学报,2019,4(4):299-307.
HU Tao, HOU Gongyu, LI Zixiang, et al. Study on influence of advanced deep-hole blasting pre-splitting roof on stability of gob side entry retaining[J].Journal of Mining Science and Technology,2019,4(4):299-307.

[15] 张欣,涂敏,张向阳,等.二次采动下无煤柱厚硬顶板预裂控顶技术研究[J].矿业研究与开发,2024,44(2):81-88.
ZHANG Xin, TU Min, ZHANG Xiangyang, et al. Research on pre-splitting roof control technology of thick and hard roof without coal pillar under secondary mining[J]. Mining Research and Development,2024,44(2):81-88.

[16] 李春睿,康立军,齐庆新,等.深孔爆破数值模拟及其在煤矿顶板弱化中的应用[J].煤炭学报,2009,34(12):1632-1636.
LI Chunrui, KANG Lijun, QI Qingxin, et al. Numerical simulation of deep-hole blasting and its application in mine roof weaken[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34 (12):1632-1636.

[17] WANG F T, TU S H, YUAN Y, et al. Deep-hole pre-split blasting mechanism and its application for controlled roof caving in shallow depth seams[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2013,64:112-121.

[18] 陈大勇,黄炳香,吴占伟,等.煤矿顶板超深孔爆破对巷道围岩稳定性影响研究[J].采矿与安全工程学报,2022,39(6):1135-1142.
CHEN Dayong, HUANG Bingxiang, WU Zhanwei, et al. Study on influence of ultra-deep hole roof blasting on stability of surrounding rock of roadway [J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2022,39(6):1135-1142.

[19] 伍永平,李开放,张艳丽.坚硬顶板综放工作面超前弱化模拟研究[J].采矿与安全工程学报,2009,26(3):273-277.
WU Yongping, LI Kaifang, ZHANG Yanli. Simulation of hard roof weakening ahead of working face with fully mechanized caving [J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2009,26(3):273-277.

[20] 王艳军,张晨,许志军.厚煤层深孔爆破切顶沿空留巷围岩控制技术研究[J].矿业研究与开发,2023,43(12):103-111.
WANG Yanjun, ZHANG Chen, XU Zhijun. Research on surrounding rock control technology of deep-hole blasting and roof cutting gob-side entry retaining in thick coal seam [J]. Mining Research and Development, 2023, 43 (12): 103-111.

[21] 杨登峰,李小双,马天辉,等.基于断裂力学的浅埋工作面过沟谷地形上坡段切顶机理分析[J].矿业研究与开发,2024,44(4):97-106.
YANG Dengfeng, LI Xiaoshuang, MA Tianhui, et al. Analysis on fracture mechanics theory of roof cutting mechanism of shallow-buried working face crossing the uphill sections of valley terrains[J]. Mining Research and Development,2024,44(4):97-106.

[22] 许斌,蒋金泉,代进,等.采场上覆关键层破断角的力学推导和实验模拟[J].煤炭学报,2018,43(3):599-606.
XU Bin, JIANG Jinquan, DAI Jin, et al. Mechanical derivation and experimental simulation of breaking angle of key strata in overlying strata [J]. Journal of China Coal Society,2018,43(3):599-606.