

DOI: 10.11779/CJGE20230873

# 深部采煤深孔爆破技术防控强矿震机制研究

张全<sup>1,2</sup>, 邹俊鹏<sup>\*1</sup>, 吴坤波<sup>1</sup>, 焦玉勇<sup>1</sup>, 蒋宇静<sup>2</sup>, 王超<sup>3</sup>, 闫宪洋<sup>3</sup>

(1. 中国地质大学(武汉)工程学院, 湖北 武汉 430074; 2. 长崎大学工学研究科, 长崎 8528051; 3. 兖矿能源集团股份有限公司, 山东 济宁 273500)

**摘要:** 中国华东、东北、华北大部分煤矿已进入 600 m 以下深度开采, 矿震等动力灾害屡有发生, 严重制约了煤矿安全、绿色、高效生产。针对中国深部煤矿厚硬顶板下开采矿震频发问题, 以东滩煤矿为例, 采用现场监测、理论分析和数值模拟等方法, 详细阐述了深孔爆破顶板卸压前后强矿震空间分布特征, 研究了深孔爆破技术预裂顶板机制、对采动中覆岩活动影响及防控矿震的效果。研究发现深孔爆破技术可有效弱化或断裂上覆厚硬岩层, 释放上覆岩层积聚的应变能, 减少大能量矿震的风险。基于爆炸荷载作用下岩石破坏区理论分析计算出了深孔爆破岩石破碎区、裂隙区和有效破坏范围, 并结合工作面支架阻力监测, 发现深孔爆破技术可主动调控矿山压力, 避免了强矿压显现。建立了含四次深孔爆破的煤层开采全过程数值模型, 分析了深孔爆破前后覆岩应力及位移演化特征, 揭示了深孔爆破对采动中覆岩活动影响机制。深孔爆破断顶卸压技术能够有效弱化煤层顶板、降低顶板来压强度、增大覆岩的碎胀系数, 能够用于防控深部采煤强矿震的发生。

**关键词:** 矿震; 深孔爆破; 厚硬顶板; 岩石破坏区; 支架阻力; 数值模拟

**中图分类号:** TU432

**文献标识码:** A

**文章编号:** 1000-4548(2024)11-2439-11

**作者简介:** 张全(1994—), 男, 博士研究生, 主要从事深部采煤诱发矿震机理及防控技术方面研究。E-mail: quanzhang@cug.edu.cn。

## Prevention and control mechanism of deep-hole blasting in deep mining

ZHANG Quan<sup>1,2</sup>, ZOU Junpeng<sup>1</sup>, WU Kunbo<sup>1</sup>, JIAO Yuyong<sup>1</sup>, JIANG Yujing<sup>2</sup>, WANG Chao<sup>3</sup>, YAN Xianyang<sup>3</sup>

(1. Faculty of Engineering, China University of Geosciences, Wuhan 430074, China; 2. Graduate School of Engineering, Nagasaki

University, Nagasaki 8528521, Japan; 3. Yanzhou Coal Industry Company Limited, Jining 273500, China)

**Abstract:** Most of the coal mines in East China, Northeast China and North China have been mined below 600 m in depth, and dynamic disasters such as mine earthquakes have occurred frequently, which have seriously restricted the safety, green and efficient production of coal mines. In view of the frequent occurrence of mine earthquakes under thick and hard roofs in deep coal mines in China, this study takes Dongtan coal mine as an example, and uses the methods of field monitoring, theoretical analysis and numerical simulation to elaborate the effects of deep-hole blasting roof pressure relief on the prevention and control of mine earthquakes, the pre-cracking mechanism and the influences on the overburden activities during mining process. It is found that the deep-hole blasting technology can effectively weaken the thick and hard overlying strata, release the strain energy accumulated in the overlying strata, and reduce the risk of large energy mine earthquakes. Based on the theoretical analysis of rock failure zone under explosion loads, the rock fracture zone, fracture zone and effective failure range of deep-hole blasting are calculated. Combined with the monitoring of working face support, the deep-hole blasting technology can actively regulate the mine pressure and avoid the appearance of strong mine pressure. The numerical simulation model for the whole process of coal seam mining with four deep-hole blastings is established, and the evolution characteristics of stress and displacement of overburden before and after blasting are analyzed. In addition, the influence mechanism of the deep-hole blasting on the overburden activity during mining is revealed. The pressure relief technology of broken roof by the deep-hole blasting can effectively weaken the thick and hard roof above the coal seam, reduce the compressive strength of thick and hard roof and increase the coefficient of crushing and swelling

of overburden, which can be used to prevent and control the occurrence of strong mine earthquakes in deep mining.

**基金项目:** 湖北省自然科学基金杰出青年项目(2023AFA045); 国家自然科学基金面上项目(42177152); 国家自然科学基金重大科研仪器研制项目(42227805); 国家公派出国留学基金项目(202206410027)

**收稿日期:** 2023-09-11

**\*通信作者** (E-mail: zoujunpeng@cug.edu.cn)

**Key words:** mine earthquake; deep-hole blasting; thick and hard roof; rock breakage zone; support resistance; numerical simulation

## 0 引言

中国华东、东北、华北大部煤矿已进入 600 m 以下深度开采,强矿震事件屡有发生,严重威胁着井下矿工和地面居民的安全,以及深部矿井的安全、绿色、高效生产<sup>[1]</sup>。2019 年 6 月 9 日,龙家堡煤矿开采时发生 2.3 级矿震(开采深度近 900 m),造成 9 人遇难,10 人受伤。东滩煤矿六采区 4 个工作面已累计发生 1.5 级以上矿震逾 240 次。为了防止或减少矿震等其他动力灾害,已有水力压裂<sup>[2]</sup>、采空区充填<sup>[3]</sup>、深孔爆破等防治技术<sup>[4-5]</sup>。此外,优化采煤布置和无煤柱开采技术也被用于防止矿震的发生。与其他方法相比,深孔爆破成本低,可控性好,在许多深部煤矿取得了良好效果<sup>[6]</sup>。

与浅部煤层不同,深部地应力大,地质条件恶劣,煤岩体的动力响应变化明显<sup>[7]</sup>。通过深孔爆破过程中爆炸产生的高温高压气体,可使覆岩损伤及岩石的承载能力下降,从而降低煤层开采时煤层上方出现大规模顶板悬空的可能性<sup>[4-5, 8]</sup>。李杨杨等<sup>[9]</sup>发现,深孔爆破后,采煤过程中应力集中区的电磁辐射明显减少。刘金海等<sup>[10]</sup>开展了现场原位钻孔力学试验,研究了深孔爆破对煤岩动力灾害的控制机理。贾传洋等<sup>[11]</sup>采用了 PFC 和 FRACOD 等不同的数值模拟方法,研究了不同钻孔布置和爆破参数下爆炸裂纹的分布和形态。深孔爆破的理想结果是在爆炸波的作用下,使钻孔附近的上覆岩层充分破碎,孔间的裂缝相互连通,使应力得到充分释放,但其控制矿震的效果也受多种因素的影响,包括地质构造<sup>[12]</sup>、地应力、地层力学特性<sup>[13]</sup>、钻孔参数(直径、深度、角度)<sup>[14]</sup>以及装药等爆破参数<sup>[6]</sup>。

为了评价煤岩体的应力释放及弱化效果,学者们提出了一些评价标准。朱斯陶等<sup>[15]</sup>提出了能量耗散指数法来评价上覆岩层的应力释放程度,根据能量耗散理论,能量耗散指数越高,煤岩体中的应变能量积累就越低。Zhang 等<sup>[5]</sup>提出了岩石强度降低指数法,用岩体应力释放前后的强度峰值差来反映应力释的效果。不同爆破孔之间的裂纹萌生、扩展和穿透程度也被用来解释应力释放效应<sup>[5, 14]</sup>。Konicek 等<sup>[16]</sup>从地震效应的角度评估了应力爆破在不同开采阶段控制冲击地压的效率。

本文通过现场监测、理论研究、数值模拟等手段,以东滩煤矿深部煤层开采矿震事件频发为背景,研究了深部采煤过程中深孔爆破前后矿震的空间分布特征及支架阻力的变化情况,利用数值模拟分析了深孔爆破过程中上覆岩层应力及位移演化规律,评价了深孔

爆破的防治强矿震灾害效果,揭示了深孔爆破顶板预裂卸压及其对覆岩活动的影响机制。

## 1 工程背景和钻孔爆破方案

### 1.1 工程背景

东滩煤矿位于山东省邹城市,其周围有 4 个矿区,包括鲍店煤矿(西南)、兴隆庄煤矿(西北)、南屯煤矿(东南)和星村煤矿(东)。从地质结构上看,东滩煤矿位于兖州向斜的核心位置,矿区为石炭二叠系山西组煤田,划分为 7 个采区。6 采区位于南翼,目前主要开采煤层为 3<sub>上</sub>煤层,埋深约 670 m。3<sub>上</sub>煤层的厚度为 4.12~6.70 m,平均为 5.41 m。

6 采区长约 3.4 km,宽 1.8~2.8 km,面积约 6.9 km<sup>2</sup>。63<sub>上</sub>06 工作面位于六采区中部,南翼辅助运输巷西侧,与已开采的 63<sub>上</sub>05 工作面相邻。63<sub>上</sub>06 工作面长 1500 m,宽 260 m,标高-604.5~-670.3 m,平均标高为-637.4 m(图 1)。工作面的开采顺序:63<sub>上</sub>04 工作面⇒63<sub>上</sub>05 工作面⇒63<sub>上</sub>03 工作面⇒63<sub>上</sub>06 工作面,如图 1 所示。相邻工作面之间设置了 3.5 m 小煤柱。其中 63<sub>上</sub>03 工作面、63<sub>上</sub>04 工作面和 63<sub>上</sub>05 工作面已被开采,截至 2023 年 3 月,63<sub>上</sub>06 工作面已推进到 1050 m。

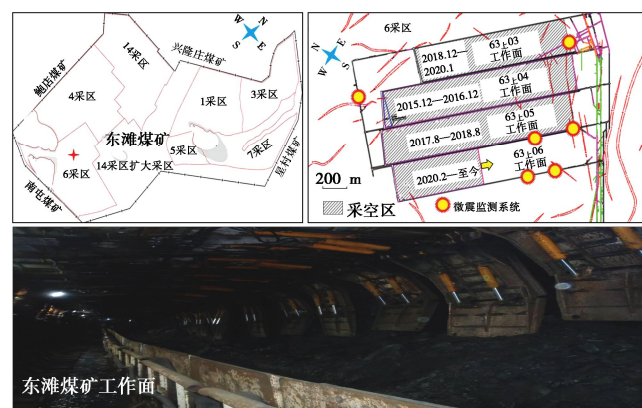


图 1 东滩煤矿位置及六采区工作面划分

Fig. 1 Location of Dongtan coal mine and division of panels in No.6 mining area

3<sub>上</sub>煤层的直接顶板为深灰色粉砂岩,平均厚度为 5.73 m,其抗压强度、抗拉强度和弹性模量分别为 107.14, 7.57, 50.89 GPa。基本顶为灰白色中砂岩,层厚为 30.87 m,抗拉强度为 8.61 MPa,抗压强度为 90.25 MPa,弹性模量为 36.63 GPa。在基本顶以上 94.88~314.1 m 处发育有厚硬砂岩层。表 1 列出了 3<sub>上</sub>煤以上岩层的主要物理力学参数。

表 1 东滩煤矿 6 采区上覆岩层的主要物理力学参数 (#170 钻孔)

Table 1 Main physical and mechanical parameters of overlying strata in No. 6 mining area of Dongtan coal mine (drilling #170)

| 序号 | 岩性  | 厚度/m   | 抗压强度/MPa | 抗拉强度/MPa | 弹性模量/GPa | 泊松比  | 序号 | 岩性               | 厚度/m  | 抗压强度/MPa | 抗拉强度/MPa | 弹性模量/GPa | 泊松比  |
|----|-----|--------|----------|----------|----------|------|----|------------------|-------|----------|----------|----------|------|
| 1  | 表土层 | 123.08 | —        | —        | —        | —    | 10 | 细砂岩              | 13.38 | 46.76    | 3.17     | 9.85     | 0.30 |
| 2  | 粉砂岩 | 115.66 | 85.60    | 8.17     | 21.01    | 0.29 | 11 | 中砂岩              | 5.50  | 103.01   | 6.65     | 30.13    | 0.27 |
| 3  | 细砂岩 | 21.06  | 68.35    | 5.14     | 20.66    | 0.26 | 12 | 砂质泥岩             | 3.08  | 54.87    | 2.47     | 13.80    | 0.26 |
| 4  | 中砂岩 | 24.66  | 50.97    | 7.06     | 12.45    | 0.22 | 13 | 中砂岩              | 30.87 | 90.25    | 8.61     | 36.63    | 0.23 |
| 5  | 细砂岩 | 54.17  | 68.35    | 5.14     | 20.66    | 0.26 | 14 | 黏土岩              | 1.10  | 28.44    | 2.74     | 15.00    | 0.33 |
| 6  | 细砂岩 | 219.22 | 72.35    | 6.92     | 19.29    | 0.21 | 15 | 粉砂岩              | 1.69  | 74.88    | 6.46     | 24.23    | 0.25 |
| 7  | 细砂岩 | 51.29  | 78.87    | 7.82     | 15.52    | 0.16 | 16 | 中砂岩              | 0.72  | 106.58   | 6.23     | 43.35    | 0.24 |
| 8  | 细砂岩 | 12.98  | 33.34    | 5.29     | 19.34    | 0.25 | 17 | 粉砂岩              | 5.73  | 107.14   | 7.57     | 50.89    | 0.26 |
| 9  | 泥岩  | 8.65   | —        | —        | —        | —    | 18 | 3 <sub>上</sub> 煤 | 5.39  | —        | —        | —        | —    |

表 2 6 采区 63<sub>上</sub>03-06 工作面微震事件监测统计

Table 2 Microseismic events on 63<sub>upper</sub> 03-06 panels in No. 6 mining area

| 工作面                | 起止时间            | 微震事件总数 | 强矿震事件总数 | 强矿震事件占比/% | 最大矿震事件                 |
|--------------------|-----------------|--------|---------|-----------|------------------------|
| 63 <sub>上</sub> 03 | 2018.12—2020.02 | 727    | 19      | 2.61      | 2.42×10 <sup>6</sup> J |
| 63 <sub>上</sub> 04 | 2015.12—2016.12 | 2187   | 39      | 1.78      | 8.82×10 <sup>6</sup> J |
| 63 <sub>上</sub> 05 | 2017.08—2018.08 | 7857   | 55      | 0.70      | 1.45×10 <sup>7</sup> J |
| 63 <sub>上</sub> 06 | 2020.02—2021.03 | 5867   | 27      | 4.60      | 6.81×10 <sup>6</sup> J |

矿井安装了由波兰开发的 16 通道微震监测系统, 系统中包括低频井下地震仪, 微震信号通过电力传输线传输到地面。7 个传感器安装在 6 采区地下巷道的不同位置(图 1)。传感器记录频率范围为 0~150 Hz, 采样频率为 500 Hz。东滩煤矿 6 采区以往的煤层开采过程中发生了大量的强矿震( $E>10^5$ J), 引起了极大的社会恐慌, 也引起了政府的高度重视。63<sub>上</sub>03 工作面发生了强矿震事件 19 次, 63<sub>上</sub>04 和 63<sub>上</sub>05 工作面分别为 39, 55 次。与其他已采工作面相比, 自 2020 年 2 月开采以来, 63<sub>上</sub>06 工作面已经发生了 27 次以上强矿震事件(表 2)。

1.2 钻孔爆破方案

为了减少或消除大能量的矿震, 在工作面附近共计实施了 4 次深孔爆破。如图 2(a) 所示, 在工作面相邻的两个液压支架之间的空隙中以 80° 的向上角度向目标岩层钻孔。钻孔深度为 90 m, 装药段为 46 m, 每个爆破孔装药 90 kg。其中第 4 次深孔爆破中的爆破孔装药 120 kg。

由于受到多岩层、相邻采空区、地质构造等因素的影响, 很难得到合理的爆破理论设计。本文中的 4 种爆破方案主要是根据现场经验、反复尝试确定的, 即在煤矿开采过程中, 根据矿井矿震情况, 逐步优化爆破方案(图 2(b), (c))。

为了对比分析爆破效果, 4 种设计的钻孔排布并不一样。第 1 次爆破时, 不考虑相邻采空区的影响,

采用对称的顶板弱化方案。事实上, 相邻采空区顶板对矿震的发生有很大的控制作用。因此, 后 3 种方案的深钻孔均向邻近工作面(63<sub>上</sub>05 工作面)采空区方向倾斜。

2 深孔爆破顶板卸压防控矿震效果评价

2.1 深孔爆破前后矿震空间分布特征

通过在采区地面及井下布置微震监测传感器实时监测采煤引起的矿震事件, 分析 63<sub>上</sub>06 工作面顶板深孔爆破卸压防控矿震的效果。

图 3 为 4 次深孔爆破前后的矿震事件空间分布统计。63<sub>上</sub>06 工作面采取深孔爆破前, 矿震活动集中分布在工作面后方采空区附近, 分布范围小且大能量矿震较为频发。前 3 次爆破后, 大部分矿震发生在工作面前方及相邻采空区上方, 第 4 次深孔爆破加大装药量后, 矿震事件主要集中于工作面前方, 说明工作面前方顶板岩层得到了提前破坏。

同时, 结合矿震剖面分布特征, 受顶板深孔爆破作用, 矿震平均深度由爆破前的-553 m 下降到-630 m, 距 3<sub>上</sub>煤层约 40 m(图 4)。引起矿震空间分布特征变化的主要原因是利用了深孔爆破技术对上覆厚硬顶板进行了预裂卸压, 目标高位岩层被弱化或强制冒落导致大量应变能转移至工作面前方和相邻采空区上覆岩层。在煤层采动应力影响下, 上覆厚硬岩层逐渐发生破坏和断裂。



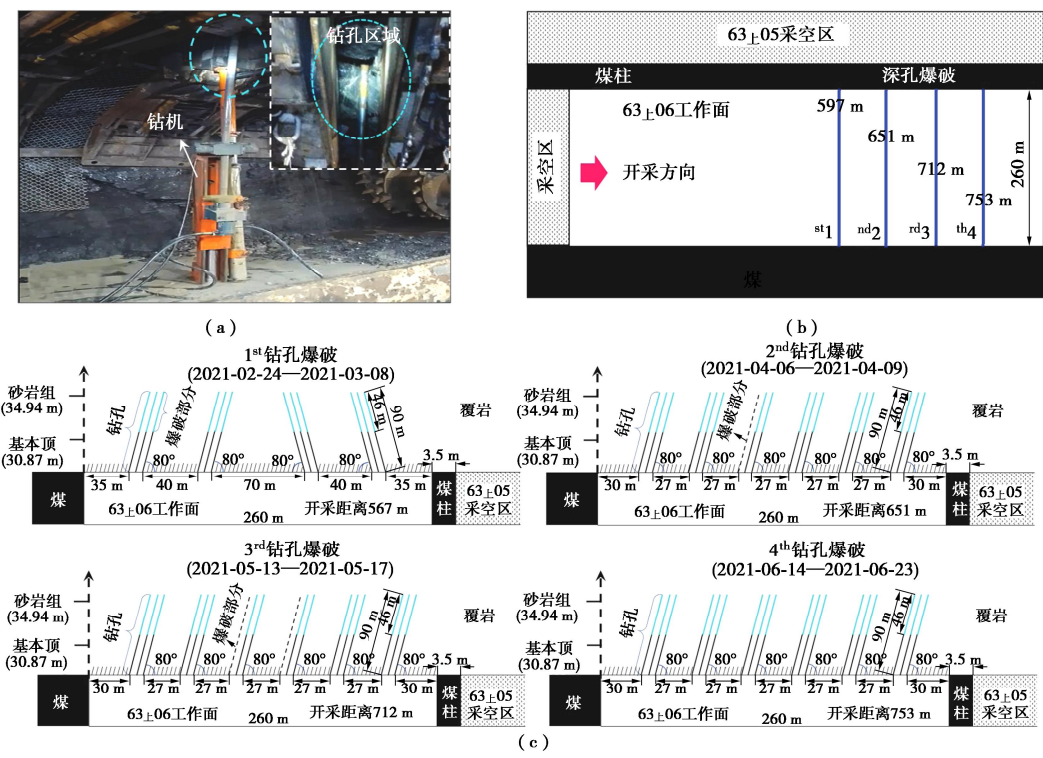
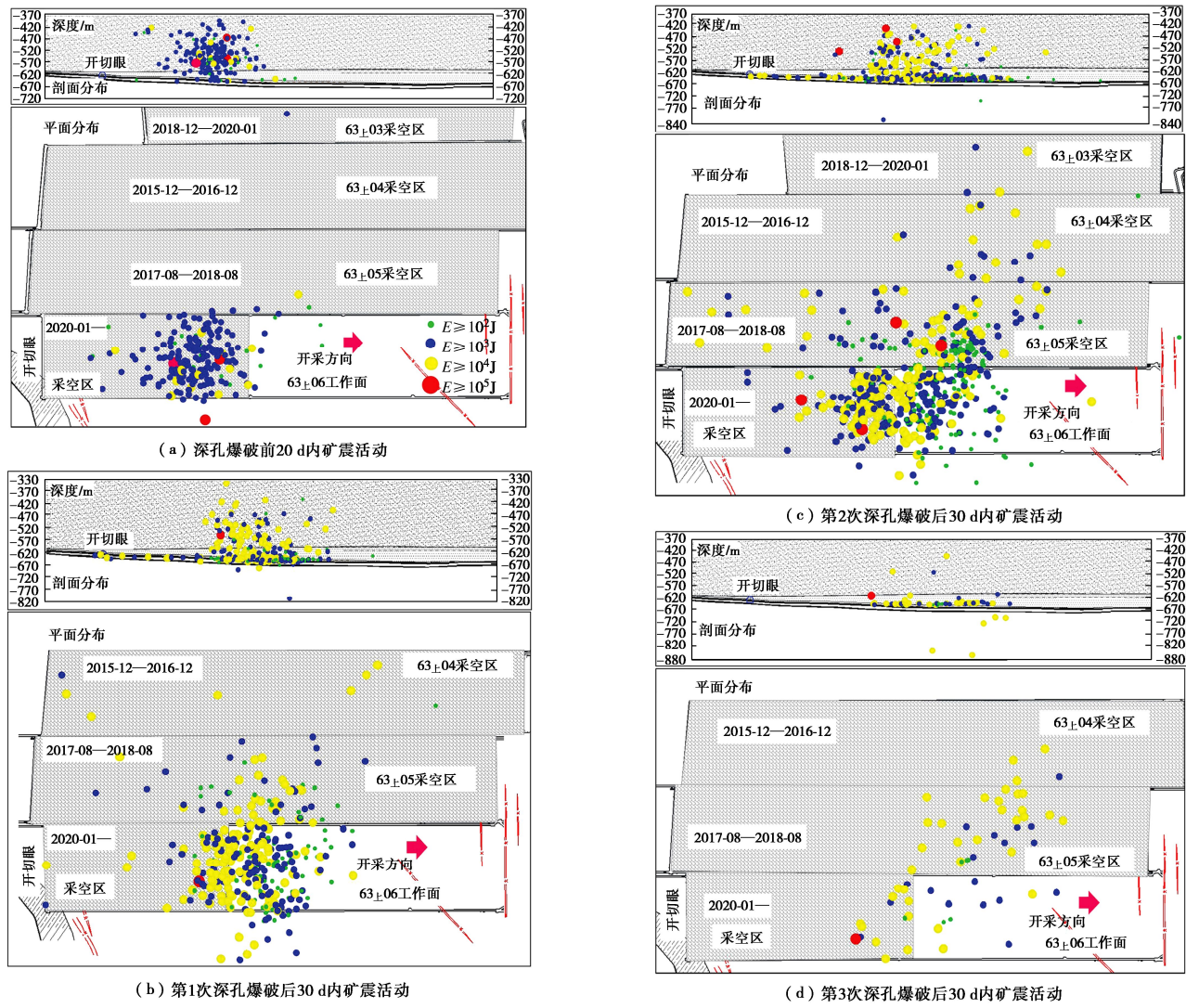


图 2 深孔爆破示意图

Fig. 2 Schematic diagram of deep-hole blasting





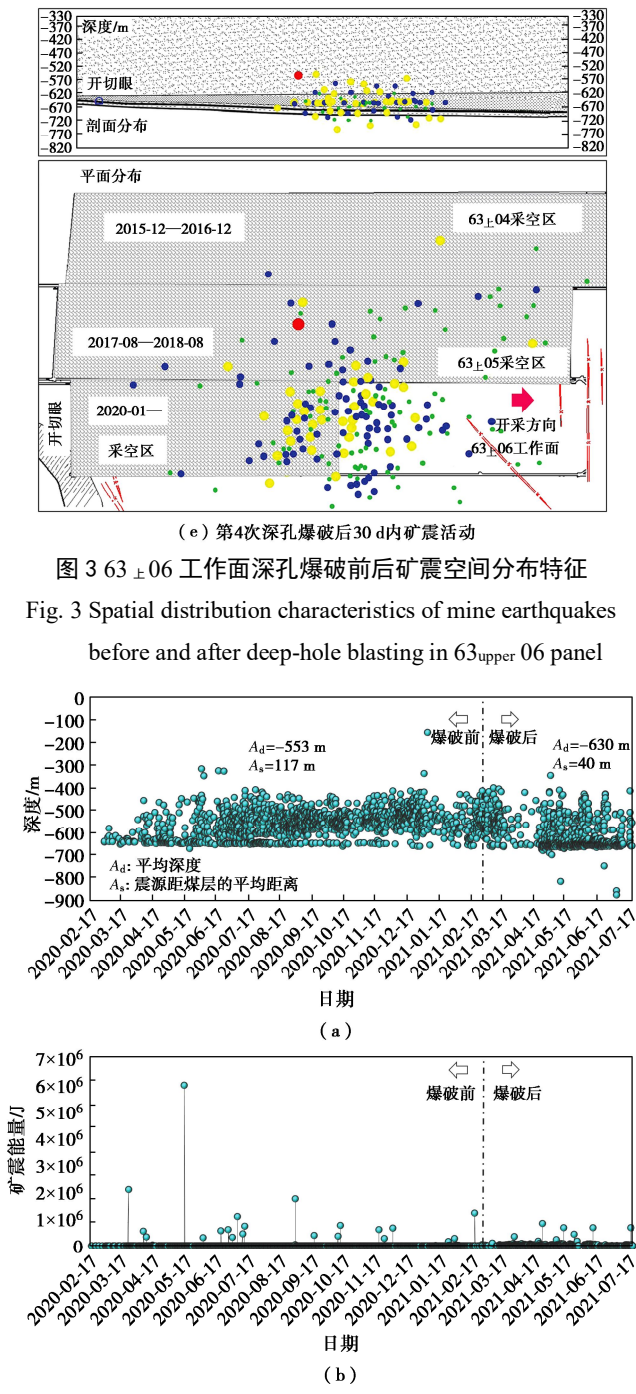


图 4 爆破前后矿震平均发生高度

Fig. 4 Average depth of mine earthquakes before and after deep-hole blasting

深孔爆破前, 微震事件的能量基本维持在  $10^3$  J, 且强矿震 ( $E > 5 \times 10^5$  J) 的数量相对较多 (即 2020 年 2 月—2021 年 2 月共发生强矿震 13 起)。爆破后, 微震事件的能量增加了一个数量级 ( $10^4$  J), 但强矿震灾害明显减少或基本被消除, 超过  $5 \times 10^5$  J 能量的矿震事件仅 3 起 (即 2021 年 4 月 22 日,  $E = 9.5 \times 10^5$  J; 2021 年 5 月 12 日,  $E = 7.68 \times 10^5$  J; 2021 年 7 月 15 日,  $E = 7.73 \times 10^5$  J)。目标岩层在深孔爆破后, 炮孔周围形成了一定范围的爆破松动圈及裂隙区<sup>[17]</sup>, 在松动圈

周围岩体会产生局部应力集中, 坚硬顶板被有效弱化而失去或部分失去承载能力。

结果显示, 深孔爆破技术可有效预裂、弱化煤层上覆厚硬顶板, 切断覆岩应力的传递路径, 主动释放上覆岩层积聚的弹性能, 从而达到顶板卸压的目的。虽然不能完全消除矿震灾害, 但可以显著降低大能量矿震诱发的风险, 保障深部矿井安全、高效生产。

## 2.2 深孔爆破引起井下支架阻力变化

为研究深孔爆破前后顶板来压情况, 对 63<sub>上</sub>06 工作面安装的 147 个液压支架的支架阻力情况进行了监测。图 5 为第二次深孔爆破过程中 63<sub>上</sub>06 工作面支架阻力的演化特征。第二次爆破沿工作面依次布置 6 组钻孔, 每组 3 个, 爆破顺序为第六组→第二、四组→第一、三、五组, 分 3 d 完成。

从图 5 中看出, 2022 年 4 月 7 日第六组钻孔爆破后支架阻力无明显变化, 说明顶板岩石产生的裂缝未形成贯通, 岩石整体未发生显著破裂; 4 月 8 日第二组、第四组钻孔爆破后, 支架阻力发生了不同程度的变化, 顶板岩石发生初步破断; 4 月 9 日, 剩余的第一、三、五组钻孔进行爆破, 爆破后井下支架阻力产生了较显著的增加, 说明顶板岩石在爆破作用下产生了较明显破裂。

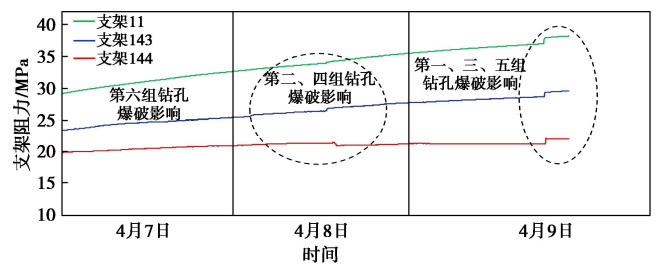


图 5 深孔爆破下支架阻力演化特征

Fig. 5 Evolutionary characteristics of support resistance under deep-hole blasting

在第二、四组爆破后, 目标岩层已发生一定程度的破裂、下沉, 但裂隙未完全贯通未使岩层发生断裂、垮落; 在第一、三、五组爆破后, 爆破引起的岩石裂隙区范围扩大, 在上覆荷载及爆破动载作用下, 顶板岩石裂隙贯通而发生破断, 切断了荷载传递路径, 上覆荷载传递至工作面前方导致支架阻力发生上升。

## 3 深孔爆破覆岩损伤演化规律

### 3.1 爆破覆岩破坏分区理论计算

岩石爆破损伤断裂过程包括爆炸应力波动作用过程和爆生气体准静态作用过程<sup>[18]</sup> 两个阶段。在应力波引起的切向拉应力作用下, 岩体中将产生拉裂破坏区, 即岩体在爆破应力波作用下发生拉伸破裂的条件

符合纯脆性断裂准则。而应力波在爆破中区形成拉裂破坏后,在爆生气体膨胀压力和原岩应力作用下,爆破中心区域的裂纹将产生进一步的扩展,从而使裂隙区范围进一步扩大,即在爆生气体压力场作用下的裂纹的扩展断裂的条件符合准脆性断裂准则。由此可知,受岩石物理力学特征和装药条件因素影响,岩体对两种效应的响应(即断裂准则)存在差异且岩石损伤形式(即断裂机理)均有所不同。

基于圆柱形空腔膨胀理论,爆破诱发的岩石破坏区可划分为 3 部分<sup>[19]</sup>,即 I-破碎区(爆炸冲击波作用),II-裂隙区(爆炸应力波和爆生气体作用)和III-弹性震动区(爆炸应力波),如图 6 所示。爆炸应力波使岩石微裂纹发生了稳态扩展而止裂,爆生气体的二次扩展是在已经发生了扩展的微裂纹尖端损伤局部化的结果。

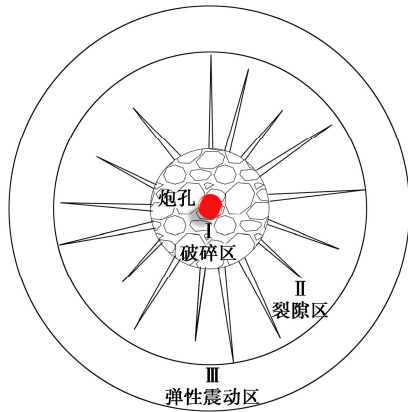


图 6 深孔爆破岩石破坏分区

Fig. 6 Zoning of rock damage for deep-hole blasting

炸药爆炸产生的部分能量消耗于岩石的压缩、破碎,在炮孔附近形成破碎区。基于爆炸荷载作用下岩石破坏区划分,通过经验公式计算深孔爆破不耦合装药条件下岩石破碎区( $R_c$ )、裂隙区( $R_p$ )和弹性震动区半径( $R_s$ )<sup>[19]</sup>:

$$R_c = \left( \frac{\sqrt{2}\rho_0 D^2 n K^{-2\gamma} l_e B}{16\sigma_{cd}} \right)^{\frac{1}{\alpha}} r_b, \quad (1)$$

$$\left. \begin{aligned} B &= \sqrt{(1+b)^2 + (1+b^2) - 2\mu_d(1-\mu_d)(1-b)^2}, \\ b &= \frac{\mu_d}{1-\mu_d}, \\ \alpha &= \frac{2-\mu_d}{1-\mu_d}, \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

$$R_p = \left( \frac{\sqrt{2}\sigma_R B}{2\sigma_{td}} \right)^{\frac{1}{\beta}} \left( \frac{\sqrt{2}\rho_0 D^2 n K^{-2\gamma} l_e B}{16\sigma_{cd}} \right)^{\frac{1}{\alpha}} r_b, \quad (3)$$

$$R_s = (1.5 \sim 2.0) \sqrt[3]{q_e}. \quad (4)$$

式中: $\rho_0$ 为炸药的密度( $\text{kg/m}^3$ ); $D$ 为爆炸速度( $\text{m/s}$ ); $\sigma_{cd}$ 为岩石单轴动态抗压强度(MPa), $\sigma_{cd}=\varepsilon^{1/3}\sigma_c$ ;  $\varepsilon$ 为应变率( $10 \text{ s}^{-1}$ ); $\mu_d$ 为岩石动态泊松比, $\mu_d=0.8\mu$ ;  $K$ 为装药径向不耦合系数,即炮孔半径和装药半径之比; $l_e$ 为装药轴向不耦合系数,即装药长度和炮孔长度之比; $n$ 为炸药爆炸产物膨胀碰撞炮孔壁时的压力增大系数,一般取 $n=10$ ;  $\gamma$ 为爆轰产物的膨胀绝热系数,一般取 $\gamma=3$ ;  $\sigma_{td}$ 为岩石单轴动态抗拉强度(MPa);  $\sigma_R$ 为破碎区与裂隙区之间界面的径向应力(MPa), $\sigma_R=1.414\sigma_{cd}/B$ ;  $\beta$ 为应力波衰减指数, $\beta=2-\mu_d/(1-\mu_d)$ ;  $q_e$ 为单个炮孔的炸药量(kg);  $r_b$ 为炮孔半径(mm)。

根据深孔爆破现场条件及室内试验结果,获得了上述计算所需参数: $\rho_0=1640 \text{ kg/m}^3$ ,  $D=3600 \text{ m/s}$ ,  $\mu=0.27$ ,  $\sigma_c=55 \text{ MPa}$ ,  $\sigma_{td}=3.1 \text{ MPa}$ ,  $K=1.4$ ,  $l_e=0.5$ ,  $r_b=44.5 \text{ mm}$ ,  $q_e=90 \text{ kg}$ 。将上述参数带入到式(1),(3)中,可以计算出深孔爆破岩石破碎区( $R_c$ )和裂隙区的半径( $R_p$ )分别为 123.5, 1021.4 mm。单个炮孔的岩石有效破坏半径是破碎区与裂隙区范围的叠加,即单孔爆破的有效破坏半径为 1144.9 mm。在应力波和爆生气体作用下,弹性震动区的岩石不足以发生破坏,仅产生区域内质点的弹性震动,且本文不考虑深孔爆破引起的弹性震动区影响范围。

根据深孔爆破岩石有效破坏范围计算,爆破产生的裂隙未能完全贯通顶板。然而,深孔爆破措施虽不能直接强制顶板冒落,但起到了对坚硬顶板的超前预裂弱化效果,切断了上覆荷载传递路径,在采动应力及上覆荷载共同作用下,目标岩层因叠加荷载超过其承载阈值而发生断裂、冒落。

### 3.2 爆轰作用过程及应力波传播规律

爆轰本质上来说是强冲击波在炸药中传播,并伴随有强烈的化学反应。与普通冲击波的区别在于爆轰波所产生的强冲击波与其紧随其后的强烈化学反应是一个不可分割的整体,并且在炸药中具有相同的速度。

此外,爆轰中的化学反应区会产生能量,使得能量在传播过程中得到补充从而在实际中衰减的更慢。而强冲击波只是一个强间断面,不存在能量补充,因而会在波阵面的传播过程中快速衰减为以声波速度传播。

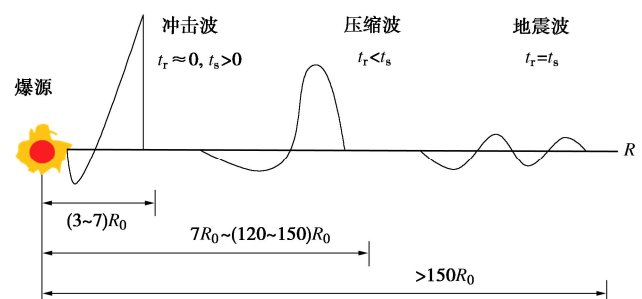


图 7 波的传播与衰减

Fig. 7 Wave propagation and attenuation

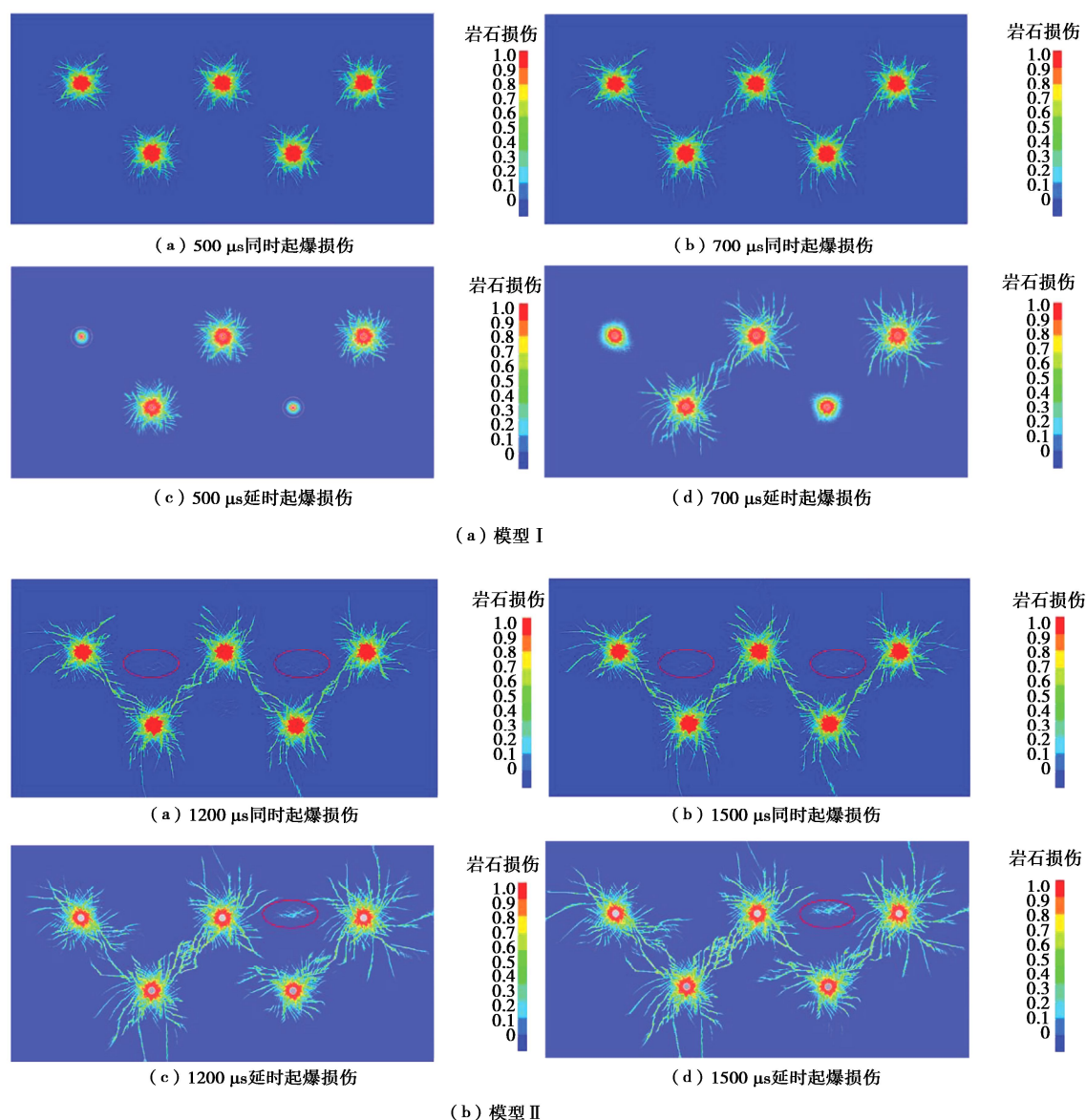


图 8 两种起爆方式的损伤演化过程

Fig. 8 Damage evolution of two detonation methods

如图 7 所示, 爆炸应力波在距爆源不同距离尺度上主要表现为冲击波、压缩波和地震波 3 种形式。其中  $R_0$  为装药半径;  $t_r$  为应力增至峰值的上升时间;  $t_s$  为应力下降至零时的下降时间。

在爆炸点附近产生的冲击波能量大、衰减快, 岩石的各项状态参数都会发生突跃变化, 波形上具有陡峭的波头。衰减为弹塑性压缩波后以声波速度传播, 能量损伤和衰减速度都比冲击波慢。随着距离的增大, 继续衰减为周期性的地震波, 波以声速传播, 衰减速度很慢。在爆炸应力波的作用中, 纵波得能量大于横波, 传播速度也更快。岩石首先形成压缩或者拉伸破坏, 再出现剪切破坏。

实际工程中, 炮孔起爆可以采用同时起爆或微差毫秒爆破技术。微差爆破也称为延时爆破, 一般是按照一定顺序延迟几毫秒至几十毫秒起爆。利用该技术起爆后, 由于前后药包爆炸间隔极短, 应力场不会消

弭而是叠加。应力场的叠加会使损伤演化情况更为复杂, 应力波在自由面之间反射并拉伸岩石, 从而产生更多的爆破裂隙。延时爆破能够降低爆破地震波的影响、减少大块率、增加爆破药量, 从而减少爆破次数、提高大型设备利用率等。

为了探明延时爆破下应力与损伤演化的规律, 建立了三角布孔的平面应变模型 I 和模型 II, 其中模型 II 中的 1 号和 5 号两个孔延迟 1 ms 爆破。如图 8 (a) 所示, 起爆 500  $\mu\text{s}$  后, 粉碎区和裂隙区迅速扩展。此时应力波已扩散至边界, 在岩石内部形成了损伤, 气体还未扩散, 气楔作用不明显, 各孔的裂隙发展不具有明显的差异性。延时爆破孔的应力波还未扩散, 不影响其他已爆炮孔。起爆 700  $\mu\text{s}$  后延迟爆孔的应力波与已爆孔残余的应力波相遇并叠加, 炮孔的裂隙区发展已经初步具有定向的趋势, 朝着距离较近的孔有导向性的延伸。而延迟爆破孔的应力对已爆孔的裂隙区



发展也有破坏作用，应力波的叠加与反复拉伸使两孔间的裂隙更早“牵手”，裂隙区范围扩大，裂隙延展更长。

如图 8 (b) 所示，起爆 1200  $\mu\text{s}$  后，同时起爆的 5 孔的损伤已基本演化完毕，延迟起爆方式的损伤依然在演化，孔间裂隙继续发展贯通。起爆 1500  $\mu\text{s}$  后，第一批次起爆的#2 孔和#3 孔之间裂隙虽然没有贯通，但在#5 孔应力波的叠加扰动下，出现如图中红圈所示的纯应力波拉伸破坏。同时起爆时，拉应力损伤出现在三角形形心位置，两个形心都有显现。延迟起爆时，左边三角形延时爆孔与两个炮孔距离不同，形心处并未有明显的拉应力损伤裂纹，而右边延时爆孔与两个炮孔距离相等，拉应力损伤纹出现在#2 孔和#3 孔之间，并且比同时起爆时更加明显。

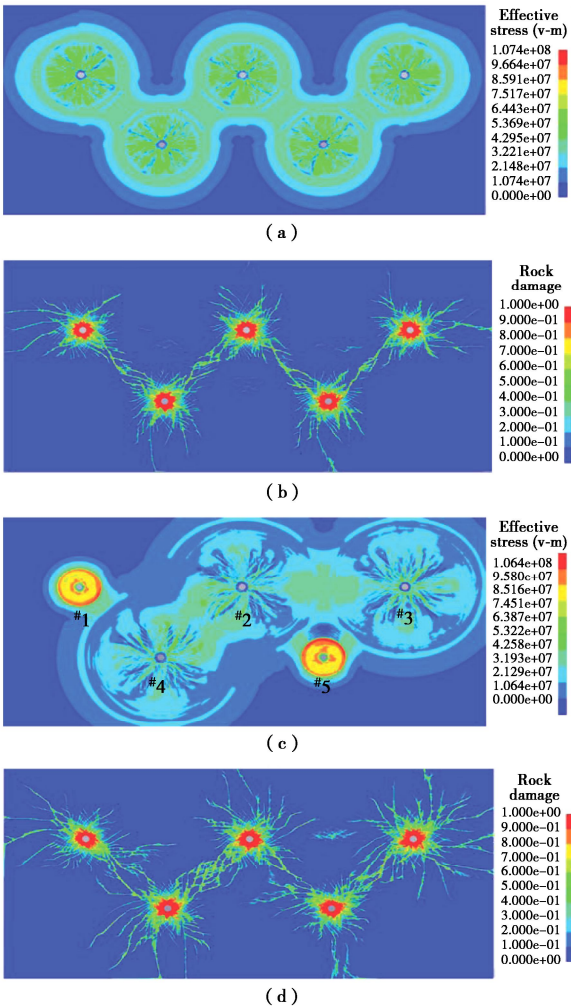


图 9 同时起爆与延时爆破应力与最终损伤云图

Fig. 9 Clouds of simultaneous and delayed blasting stress and final damage

这进一步说明了此处的损伤裂纹是应力波叠加造成的，同时要 3 个不同的方向在具有相当能量时叠加。左边的能量在炮孔贯通后迅速用来扩展与较远的炮孔之间的贯通裂隙。直到裂纹几乎不再扩展同时起爆孔的最终作用时间约为 1800  $\mu\text{s}$ ，延迟起爆孔的最终作用

时间是 3200  $\mu\text{s}$ ，延时爆破作用时间更长，从最终损伤云图 9 来看，裂隙扩展和贯通程度也大大加强。

4 深孔爆破覆岩数值模拟研究

4.1 模型构建

利用 UDEC 离散元软件建立了 63  $\pm$  06 工作面开采全过程数值模型。模型尺寸长度为 1200 m，高度为 735 m，模型左右两侧以及底部各节点设置位移约束，如图 10 所示。

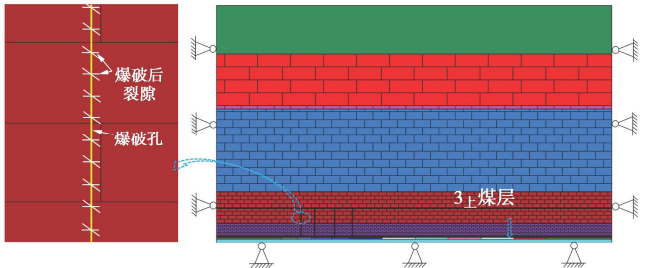


图 10 开采全过程离散元数值模型

Fig. 10 Discrete element numerical model for whole entire mining process

岩层和煤层的块体单元采用 Mohr-Coulomb 本构模型，岩层物理力学参数见表 3。节理采用具有库伦滑移破坏的弹塑性节理区接触本构模型。用水平和交叉的裂隙近似模拟炮孔爆破后的爆生裂纹，长度为 1145 mm（依据 3.1 节理论计算结果）。通过在数值模型中设置的 4 次爆破计算，分析了爆破后覆岩破断运移的规律。

4.2 覆岩破断与应力变化规律

图 11 分别为开挖 500 m 未深孔爆破、开挖 597 m 并进行第 1 次深孔爆破、开挖 651 m 并进行第 2 次深孔爆破、开挖 712 m 并进行第 3 次深孔爆破、开挖 753 m 并进行第 4 次深孔爆破、开挖 803 m 后计算得出的应力与位移云图。

结果显示，第一次爆破后，上方悬顶发生断裂、垮落，在煤层上方 56 m、工作面后方 80 m 范围内，低位关键层发生断裂、回转、离层、失稳破坏（图 12 (a)），出现明显的矿压显现，炮孔周边破坏情况如图 12 (b) 中所示。爆破后拉应力区范围扩大，在炮孔端部、工作面上方 73~86 m 内形成应力集中区，主要原因为深孔爆破释放了积聚的弹性能，扩大了拉应力区范围，拉应力区与压应力区不平滑交界造成应力集中现象。

第 2 次爆破后，进一步弱化了坚硬顶板引起长悬臂结构。坚硬顶板中的泥岩充分垮落，并充填了第一次深孔爆破产生的离层空间。上覆岩层破裂高度迅速上升，岩层运移活动剧烈，应力急剧变化，积聚的能量从爆破孔处释放，工作面上方高位关键层中的巨厚砂岩在上覆荷载作用下发生压缩-剪切破坏（图 13

表 3 岩层物理力学参数  
Table 3 Physical and mechanical parameters of overlying strata

| 岩性  | $E$ /GPa | $F_c$ /MPa | $F_t$ /MPa | $P$ /(g·cm <sup>-3</sup> ) | $\gamma$ /(kN·cm <sup>-3</sup> ) | $\nu$ | $c$ /MPa | $\varphi$ /(°) |
|-----|----------|------------|------------|----------------------------|----------------------------------|-------|----------|----------------|
| 表层土 | 1.00     | 20.00      | 2.100      | 2.41                       | 23.58                            | 0.30  | 13.21    | 24             |
| 砂岩  | 21.01    | 85.60      | 8.170      | 2.49                       | 24.44                            | 0.29  | 17.99    | 31             |
| 泥岩  | 11.55    | 43.99      | 3.730      | 2.44                       | 23.92                            | 0.41  | 15.46    | 20             |
| 砂岩  | 18.70    | 63.22      | 6.290      | 2.33                       | 22.88                            | 0.22  | 5.29     | 28             |
| 泥岩  | 35.51    | 72.24      | 7.170      | 2.63                       | 25.80                            | 0.27  | 12.68    | 20             |
| 砂岩  | 36.63    | 90.25      | 8.610      | 2.59                       | 25.57                            | 0.23  | 13.84    | 27             |
| 粉砂岩 | 50.89    | 107.00     | 7.570      | 2.61                       | 25.57                            | 0.26  | 16.21    | 11             |
| 煤   | 1.00     | 8.00       | 0.032      | 1.54                       | 23.00                            | 0.36  | 1.30     | 30             |
| 砂岩  | 50.89    | 105.06     | 5.900      | 2.56                       | 25.10                            | 0.33  | 14.32    | 18             |

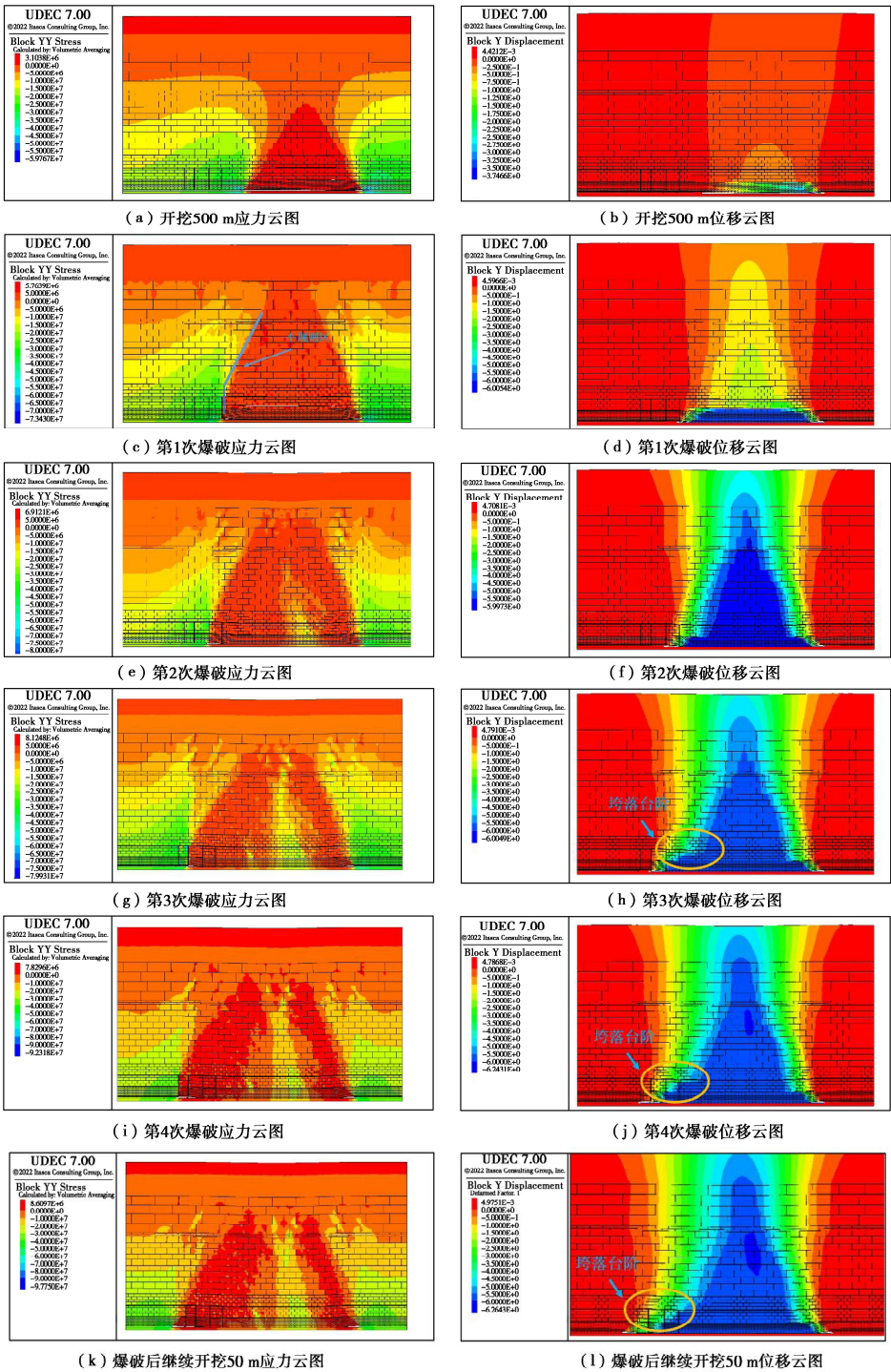


图 11 深孔爆破顶板应力与位移云图

Fig. 11 Clouds overburden stress and displacement after deep-hole blasting



(a))。推测应力集中的原因和第 1 次爆破后相同, 因为第 2 次爆破后应力变化更为剧烈, 故剪切滑移幅度大, 又因为高位关键层中积聚的能量远大于低位关键层中积聚的能量, 故发生大能量矿震事件的可能性大大增加。结合现场监测结果, 第 2 次爆破后工作面 上方高位关键层中发生 3 次能量为  $10^5$  J 的大矿震, 侧面说明该模拟结果符合实际。由于两次深孔爆破后岩层的充分垮落及下方采空区被充分填充, 第 3, 4 次爆破后应力峰值均明显降低(图 13 (b)), 且低于未爆破时的工作面应力峰值。

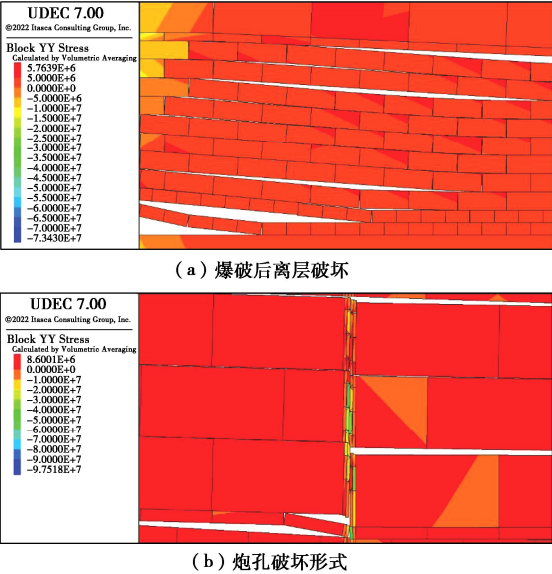


图 12 爆破后离层和炮孔破坏形式

Fig. 12 Separation fissures and hole failure patterns after blasting

综上分析可知, 经过 4 次爆破后, 顶板应力峰值距工作面的距离较远, 这有利于工作面的安全生产。说明 4 次爆破后, 基本达到了改变煤层上覆岩层应力传递路径的目的, 即随着工作面的继续推进, 新发生的矿震活动将会主要分布在低位关键层和泥岩层中(即矿震发生的深度降低、频次变高且能量小), 这与现场实施了 4 次爆破后的矿震监测情况基本吻合(2.1 节)。

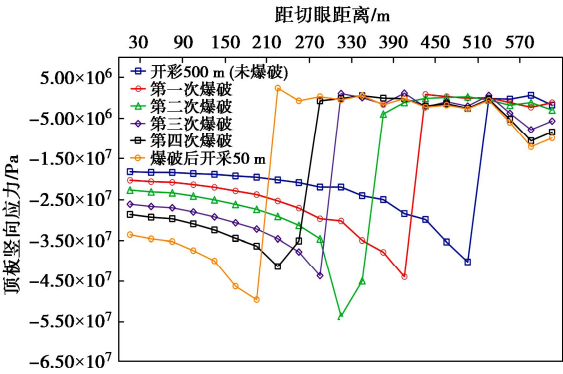
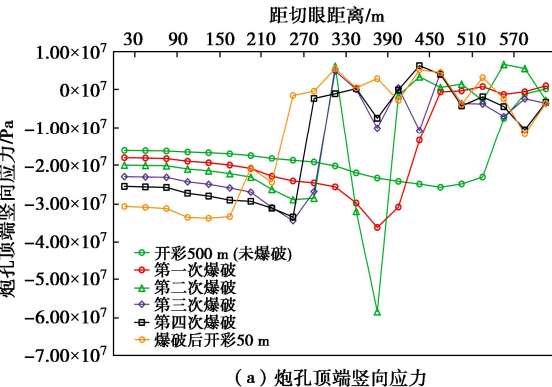


图 13 顶板和炮孔顶端竖向应力

Fig. 13 Vertical stresses in roof slab and at top of hole after blasting

5 结 论

(1) 深孔爆破前, 矿震集中分布在工作面后方采空区上方, 分布范围小且大能量矿震较为频发。爆破后, 大部分矿震发生在工作面前方及相邻采空区上方, 强矿震灾害明显减少或基本被消除。

(2) 基于圆柱形空腔膨胀理论, 计算出东滩煤矿深孔爆破岩石破碎区和裂隙区的半径分别为 123.5, 1021.4 mm, 单孔爆破的有效破坏半径为 1144.9 mm。

(3) 结合工作面支架阻力监测, 利用深孔爆破技术人为的弱化或断裂目标岩层后, 上覆荷载传递至工作面前方导致支架阻力上升, 实现了主动调控矿山压力的目的。

(4) 延时爆破应力波互相叠加、反射拉伸, 对岩体的破坏作用时间更长, 裂隙更发育, 且已爆孔对延时爆孔具有一定的导向作用。

(5) 深孔爆破开采模型分析结果表明, 深孔爆破会造成上覆岩层部分损伤或形成离层空间, 爆破后上覆岩层形成台阶型垮落, 采空区充填更为充分。深孔爆破能有效弱化煤层顶板厚硬岩层, 切断应力传递路径, 降低发生大能量矿震的风险。

参考文献:

[1] 张 全, 邹俊鹏, 吴坤波, 等. 深部采煤上覆关键层破断诱发矿震特征研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2023, 42(5): 1150-1161. (ZHANG Quan, ZOU Junpeng, WU Kunbo, et al. On the characteristics of mine earthquakes induced by key strata breaking during deep mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2023, 42(5): 1150-1161. (in Chinese))

[2] FAN J, DOU L M, HE H, et al. Directional hydraulic fracturing to control hard-roof rockburst in coal mines[J]. International Journal of Mining Science and Technology,



- 2012, **22**(2): 177-181.
- [3] YU W J, WU G S. Cooperative control mechanism and control effect analysis of coal seam backfill mining[C]// Proceedings of the 20th International Seminar on Paste and Thickened Tailings. University of Science and Technology Beijing, Beijing, 2017: 302-314.
- [4] LIU Z W, HAO C B. Apply roof-broken the blasting technique to control rock burst[J]. Applied Mechanics and Materials, 2014, **522/523/524**: 1377-1381.
- [5] ZHANG S C, LI Y Y, SHEN B T, et al. Effective evaluation of pressure relief drilling for reducing rock bursts and its application in underground coal mines[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2019, **114**: 7-16.
- [6] 魏明尧, 王恩元, 刘晓斐, 等. 深部煤层卸压爆破防治冲击地压效果的数值模拟研究[J]. 岩土力学, 2011, **32**(8): 2539-2543, 2560. (WEI Mingyao, WANG Enyuan, LIU Xiaofei, et al. Numerical simulation of rockburst prevention effect by blasting pressure relief in deep coal seam[J]. Rock and Soil Mechanics, 2011, **32**(8): 2539-2543, 2560. (in Chinese))
- [7] FRID V I, SHABAROV A N, PROSKURYAKOV V M, et al. Formation of electromagnetic radiation in coal stratum[J]. Journal of Mining Science, 1992, **28**(2): 139-145.
- [8] 王海钢. 沿空留巷聚能爆破坚硬顶板弱化机理研究及应用[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2019. (WANG Haigang. Mechanism of Hard Roof by Concentrated Energy Blasting along Goaf Roadway Research and Application[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2019. (in Chinese))
- [9] 李杨杨, 张士川, 高立群, 等. 不等长工作面台阶区域覆岩运动诱冲机制及防治[J]. 岩土力学, 2016, **37**(11): 3283-3290. (LI Yangyang, ZHANG Shichuan, GAO Liqun, et al. Mechanism and prevention of pressure burst in step region based on overburden strata movement of unequal length working face[J]. Rock and Soil Mechanics, 2016, **37**(11): 3283-3290. (in Chinese))
- [10] 刘金海, 姜福兴, 孙广京, 等. 强排煤粉防治冲击地压的机制与应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, **33**(4): 747-754. (LIU Jinhai, JIANG Fuxing, SUN Guangjing, et al. Mechanism of intensive venting pulverized coal to prevent coal burst and its application[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, **33**(4): 747-754. (in Chinese))
- [11] 贾传洋, 蒋宇静, 张学朋, 等. 大直径钻孔卸压机理室内及数值试验研究[J]. 岩土工程学报, 2017, **39**(6): 1115-1122. (JIA Chuanyang, JIANG Yujing, ZHANG Xuepeng, et al. Laboratory and numerical experiments on pressure relief mechanism of large-diameter boreholes[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2017, **39**(6): 1115-1122. (in Chinese))
- [12] CAI W, DOU L M, SI G Y, et al. Fault-induced coal burst mechanism under mining-induced static and dynamic stresses[J]. Engineering, 2021, **7**(5): 687-700.
- [13] DOU L M, LU C P, MU Z L. Application of dynamic prevention method for rock burst in Sanhejian coal mine[C]// XII International Scientific-Technical Conference Natural Mining Hazards, Ustron, 2005.
- [14] YANG T H, XU T, LIU H Y, et al. Stress-damage-flow coupling model and its application to pressure relief coal bed methane in deep coal seam[J]. International Journal of Coal Geology, 2011, **86**(4): 357-366.
- [15] 朱斯陶, 姜福兴, 史先锋, 等. 防冲钻孔参数确定的能量耗散指数法[J]. 岩土力学, 2015, **36**(8): 2270-2276. (ZHU Sitao, JIANG Fuxing, SHI Xianfeng, et al. Energy dissipation index method for determining rockburst prevention drilling parameters[J]. Rock and Soil Mechanics, 2015, **36**(8): 2270-2276. (in Chinese))
- [16] 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.
- [17] 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. (in Chinese))
- [18] 索永录. 坚硬顶煤弱化爆破的破坏区分布特征[J]. 煤炭学报, 2004, **29**(6): 650-653. (SUO Yonglu. Distribution characteristic of breaking extending area of weakening-blast in hard top-coal[J]. Journal of China Coal Society, 2004, **29**(6): 650-653. (in Chinese))
- [19] 戴 俊. 柱状装药爆破的岩石压碎圈与裂隙圈计算[J]. 辽宁工程技术大学学报(自然科学版), 2001, **20**(2): 144-147. (DAI Jun. Calculation of radii of the broken and cracked areas in rock by a long charge explosion[J]. Journal of Liaoning Technical University (Natural Science Edition), 2001, **20**(2): 144-147. (in Chinese))