



移动阅读

周坤友, 窦林名, 曹安业, 等. 矿震诱发高应力巷道厚顶煤动力失稳机制[J]. 煤田地质与勘探, 2024, 52(10): 25–35. doi: 10.12363/issn.1001-1986.24.06.0419

ZHOU Kunyou, DOU Linming, CAO Anye, et al. Mechanisms behind mine earthquake-induced dynamic instability of thick top coals in high-stresses roadways[J]. Coal Geology & Exploration, 2024, 52(10): 25–35. doi: 10.12363/issn.1001-1986.24.06.0419

矿震诱发高应力巷道厚顶煤动力失稳机制

周坤友^{1,2}, 窦林名^{3,*}, 曹安业³, 马衍坤¹, 阚吉亮², 李家卓², 马小涛³

(1. 安徽理工大学 煤矿安全高效开采省部共建教育部重点实验室, 安徽 淮南 232001; 2. 安徽理工大学 矿业工程学院, 安徽 淮南 232001; 3. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116)

摘要: 【目的】厚煤层沿底掘进煤巷普遍存在厚顶煤, 工作面矿震对巷道厚顶煤产生动载作用, 易诱发厚顶煤动力失稳和冒顶-冲击复合灾害, 亟需探究矿震动载作用下巷道厚顶煤动力失稳机制。

【方法】以陕西彬长矿区深部厚顶煤巷道为工程背景, 调研分析深部高应力巷道厚顶煤动力失稳特征, 数值模拟研究不同静动载作用下巷道厚顶煤多场演化规律, 提出矿震诱发高应力巷道厚顶煤动力失稳机制。【结果和结论】结果表明, 巷道厚顶煤冒顶区域距回采工作面较远, 冒顶后裸露平整顶板, 顶板锚索拉断, 冒顶区域附近均发生大能量矿震, 呈现冒顶-冲击复合灾害现象。随静载增加, 巷道围岩裂隙发育深度及变形不断增加; 随动载作用时间和动载强度增大, 顶煤震动速度、加速度及裂隙发育程度不断增大, 顶煤离层量显著增加; 顶板锚杆索均位于顶煤裂隙发育区, 支护性能大幅降低。静动载作用下巷道厚顶煤累积损伤及离层量不断增大, 大能量矿震动载使浅部破碎顶煤震动速度及加速度显著增大, 作用在锚索上载荷超过其承载能力, 锚索被拉断, 浅部破碎煤体以较快速度冒落, 诱发厚顶煤动力失稳和冒顶-冲击复合灾害。在此基础上, 提出了采用重建厚顶煤主被动支护和加强卸压的深部巷道厚顶煤动力失稳灾害的防治方法。

关键词: 深部开采; 巷道厚顶煤; 矿震; 多场演化; 支护结构; 动力失稳

中图分类号: TD324 文献标志码: A 文章编号: 1001-1986(2024)10-0025-11

Mechanisms behind mine earthquake-induced dynamic instability of thick top coals in high-stresses roadways

ZHOU Kunyou^{1,2}, DOU Linming^{3,*}, CAO Anye³, MA Yankun¹, KAN Jiliang², LI Jiazhuo², MA Xiaotao³

(1. Key Laboratory of Safe and Effective Coal Mining, Ministry of Education, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China; 2. School of Mining Engineering, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China; 3. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

Abstract: 【Objective】Thick top coals are common in roadways excavated along the bottom of thick coal seams. Mine earthquakes along the mining face can exert dynamic loading on thick top coals in roadways, prone to induce the dynamic instability of thick top coals and even roof fall-rock burst compound disasters. Therefore, there is an urgent need to explore the mechanisms behind the dynamic instability of thick top coals in roadways under dynamic loading induced by mine earthquakes. 【Methods】This study investigated a roadway of deep thick top coals in the Binchang mining area, Shaanxi. Specifically, this study analyzed the dynamic instability characteristics of deep thick top coals in the high-stress roadway, investigated the multi-field evolutionary patterns of thick top coals in the roadway under different static/dynamic loading using numerical simulations, and determined the mechanisms behind the mine earthquake-induced dy-

收稿日期: 2024-06-28; 接收日期: 2024-09-05

基金项目: 国家自然科学基金项目(52304197); 煤矿安全高效开采省部共建教育部重点实验室基金项目(JYBSYS202301); 国家重点研发计划项目(2022YFC3004603)

第一作者: 周坤友, 1990 年生, 男, 河南商丘人, 博士, 讲师。E-mail: 2022047@aust.edu.cn

*通信作者: 窦林名, 1963 年生, 男, 青海平安人, 博士, 教授, 博士生导师。E-mail: lmdou@126.com

© Editorial Office of Coal Geology & Exploration. OA under CC BY-NC-ND

dynamic instability of thick top coals in high-stress roadways. [Results and Conclusions] The results indicate that the roof fall zone of thick top coals in the roadway is far from the mining face. Roof falls were followed by the exposure of the flat roof and the breaking of anchor cables in the roof. Concurrently, high-energy mine earthquakes occurred near the roof fall zone, resulting in roof fall-rock burst compound disasters. An increase in static load corresponded to continuously increasing fracture depths and deformations of surrounding rocks in the roadway. As the time and intensity of dynamic loading increased, the vibration velocity, acceleration, and fracture developmental degree of top coals increased gradually, along with significantly increasing detachment layer number of top coals. The anchor bolts and cables for the roof, all located in the fracture zone of top coals, showed significantly reduced support performance. Under the static/dynamic loading, the cumulative damage and detachment layer number of thick top coals in the roadway increase gradually. The dynamic loading induced by high-energy mine earthquakes leads to significantly elevated vibration velocity and acceleration of shallow broken top coals. Consequently, the anchor cables break off when the load acting on them exceeds their bearing capacities, and the shallow broken coals fall at a relatively high speed, thus inducing the dynamic instability of thick top coals and even roof fall-rock burst compound disasters. Based on these results, this study proposes preventing and controlling the dynamic instability of deep thick top coals in roadways by reconstructing the active and passive supports of thick top coals and reinforcing pressure relief.

Keywords: deep mining; thick top coal in a roadway; mining-induced earthquake; multi-field evolution; support structure; dynamic instability

矿震是矿山采掘活动诱发的非天然地震现象,是采掘活动必然产物,一定条件下远场矿震多次作用可导致煤岩体累积损伤,近场矿震易诱发煤岩体宏观失稳甚至动力灾害^[1-3]。受深部高应力、强开采扰动影响,深部巷道顶板易渐进破坏甚至整体冲击垮冒,出现“冒顶-冲击复合灾害”这一新的动力失稳破坏形式^[4]。

针对冒顶和冲击地压灾害,前人已开展大量针对性研究。冒顶灾害发生的实质是顶板塑性区的形成和发展,其与顶板结构、围岩应力及支护结构密切相关^[5-6],煤巷冒顶分为围岩主导型和应力主导型两大类^[7-8],在此基础上研究得到了采掘扰动巷道应力场与顶板灾害间的内在关系^[9],并提出了回采巷道冒顶机理^[10-11]。冲击地压是静载荷和动载荷叠加作用的结果,当围岩静载荷与外部动载引起的动载荷叠加超过临界应力时,则煤-岩系统失稳破坏,诱发冲击等动力显现,其中煤岩体静载荷主要受理深、褶皱、断层等影响,动载荷主要来源于工作面采动诱发矿震^[12-13],在此基础上,提出了针对动静载的源头防控技术^[14-16]。

针对动载扰动下巷道顶板动力失稳灾害,潘一山等^[4]提出了深部巷道冒顶-冲击复合灾害的概念、机理与分类,建立了巷道发生复合灾害力学模型,得到复合灾害发生临界条件及主控因素。史新帅等^[17]开展三轴试验研究深部掘进巷道冲击冒顶破坏特征。曹安业等^[18]研究了弹性波作用下托顶煤巷道的应力响应特征并提出顶板锚固“梁-拱”结构的冲击失稳机制。孙泽权^[19]、刘学生^[20]、温鹏飞^[21]等研究得到了动载扰动下复合顶板变形特征、锚固围岩响应特征。靖洪文等^[22]研究揭示了动载扰动对深部煤巷冲击冒顶的致灾作用,提出强化表层围岩完整性和承载能力及优化锚索参数的支护

控制原则。

我国厚煤层资源丰富,且已逐步转入深部开采,厚煤层巷道沿底掘进时,其顶板普遍留有较厚顶煤^[23],相对于顶板岩层,顶煤强度低,受矿震等动载频繁扰动时更易发生动力失稳和冒顶冲击灾害。目前,深部工作面在开采过程中由采动矿震诱发的巷道厚顶煤动力失稳机制方面研究成果较少,且其发展过程尚不明确。因此,笔者以陕西彬长矿区近千米埋深矿井矿震诱发回采巷道厚顶煤动力失稳冒顶-冲击灾害为工程背景,分析矿震诱发巷道厚顶煤动力失稳特征,研究不同静动载条件下厚顶煤多场响应特征,提出矿震诱发高应力巷道厚顶煤动力失稳机制,以期类似条件巷道稳定性控制提供理论指导。

1 工程背景

陕西彬长矿区某矿是矿区内煤层埋深最大的强冲击地压矿井,主采 4 号煤层埋深 800~1 000 m,厚度为 0.8~17.8 m,平均 9.7 m,煤层倾角 0°~8°,煤样单轴抗压强度 18~20 MPa,具有强冲击倾向。该矿 301 工作面是三盘区第二个回采工作面,设计走向可采长度 1 460 m,斜宽 145 m,如图 1 所示,工作面北侧为 302 工作面采空区,南侧为二盘区采空区和二、三盘区间 200 m 宽煤柱。邻近岩层大巷处地应力实测表明该区域最大主应力平均为 43.0 MPa,最小主应力平均为 20.7 MPa,垂直应力平均为 23.3 MPa,301 工作面煤层及邻近顶底板处于高应力状态。301 工作面回风巷道布置在煤层中,2019 年 5 月至 2020 年 12 月期间掘进,巷道宽度 6.0 m,高度 4.0~5.2 m,巷道顶煤厚度 1.1~11.2 m,底煤厚度 0~1.8 m。301 工作面自 2021 年 5 月开始回采,2021 年 9 月

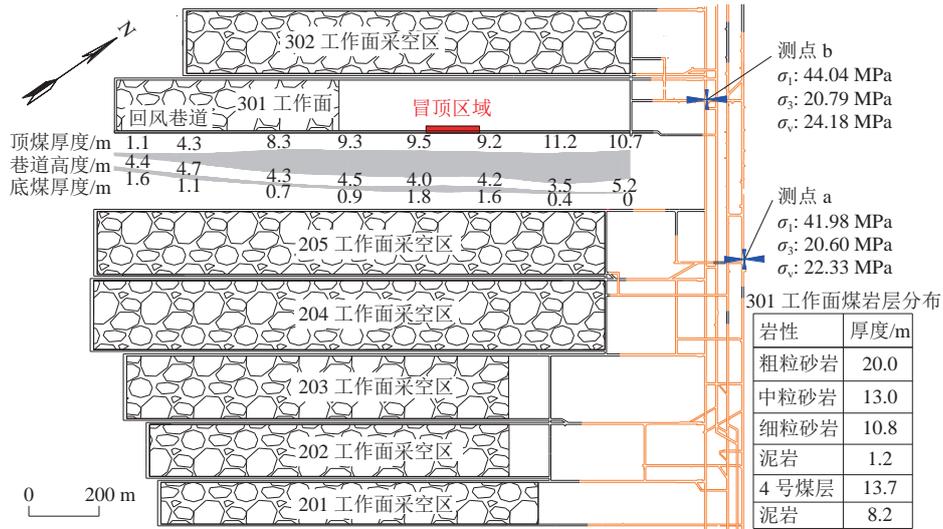


图 1 301 工作面布置
Fig.1 Layout of the No.301 mining face

至 2021 年 11 月期间工作面推进至 630~800 m 过程中，距切眼 880~1 030 m 区域发生多次较大范围冒顶事故。

301 工作面回风巷道冒顶区域采用锚索网联合支护，支护方案及参数如图 2 所示。巷道顶板及两帮采用 $\phi 22 \text{ mm} \times 2 800 \text{ mm}$ 高强预应力让压锚杆，顶板锚杆间排距为 $950 \text{ mm} \times 1 000 \text{ mm}$ ，两帮锚杆间排距 $900 \text{ mm} \times 1 000 \text{ mm}$ ，每棵锚杆用 2 支 MSK 2350 树脂药卷锚固；顶板及两帮采用 $1 \times 19 - \phi 21.8 \text{ mm}$ 预应力钢绞线锚索，顶板并排布置 5 路，长度 7.0 m，顶板以下 600、1 800、3 000 mm 帮部锚索长度为 4.2 m，顶板及两帮锚索排距 1.0 m，每棵锚索用 3 支 MSK 2350 树脂药卷锚固；顶板及两帮锚网均为 $\phi 5 \text{ mm}$ -规格 $80 \text{ mm} \times 80 \text{ mm}$ 冷拔钢丝网。

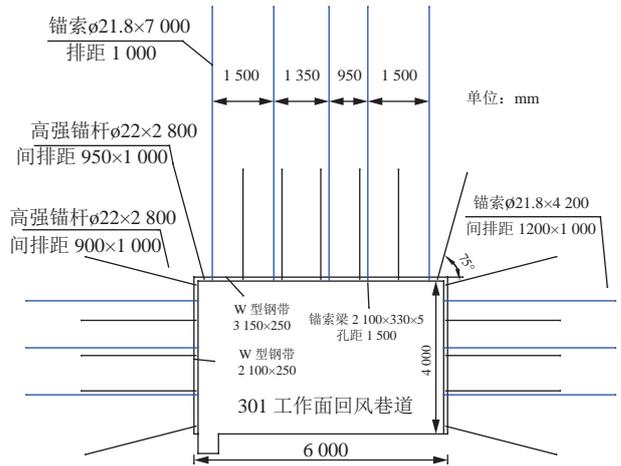


图 2 301 工作面回风巷道支护方案
Fig.2 Support scheme for the air return roadway of the No.301 mining face

2 巷道厚顶煤动力失稳破坏特征

301 工作面回风巷道冒顶事件发生时矿震监测及现场情况描述见表 1。如图 3 所示，2021-09-29 第一次冒顶发生在超前 323 m，形成宽约 55 m 的顶煤大范围冒落，破碎煤体填充原有巷道空间，冒顶高度 2.5~4.0 m，顶板锚杆掉落，顶板中部锚索全部拉断并裸露平整顶板。

上述区域此前已进行起底工作，灾害发生时现场并未发现底鼓现象。上述冒顶事故发生时，附近区域煤层或邻近顶板岩层中同时监测到大能量矿震事件，能量分别为 4.7×10^5 、 3.6×10^5 和 $5.5 \times 10^5 \text{ J}$ ，震源距冒顶地点分别为 78、88 和 45 m。

表 1 301 工作面回风巷道 2021 年冒顶情况统计

Table 1 Statistics of roof fall accidents in the air return roadway of the No.301 mining face in 2021

序号	日期	冒顶范围	微震监测情况	现象
1	2021-09-29	55 m (超前 323~378 m)	能量 $4.7 \times 10^5 \text{ J}$ ，震源位于煤层顶板 18 m，超前工作面 300 m，距回风巷道 60 m	冒落高度 2.5~4.0 m，宽度约 4.5 m，冒顶区域顶部为平顶，两肩窝上部均留有宽约 1.0 m 台阶状悬顶，拱部锚杆全部掉落，靠近肩窝处锚杆均在 1.1~1.5 m 处断裂，顶板中部锚索拉断，锚杆、锚索断裂处存在新、旧断裂面。地面震感明显
2	2021-11-02	6 m (超前 128~134 m)	能量 $3.6 \times 10^5 \text{ J}$ ，震源位于煤层顶板 20 m，超前工作面 147 m，距回风巷道 87 m	冒顶高度约 2.0 m，顶板部分锚杆、锚索发生断裂
3	2021-11-30	30 m (超前 224~254 m)	能量 $5.5 \times 10^5 \text{ J}$ ，震源位于煤层中，超前工作面 222 m，距回风巷道 44 m	冒顶高度 0.6~0.9 m，宽约 3.0 m，部分顶锚杆、锚索发生断裂，原扩修支护造假顶使用的工字钢倾斜变形

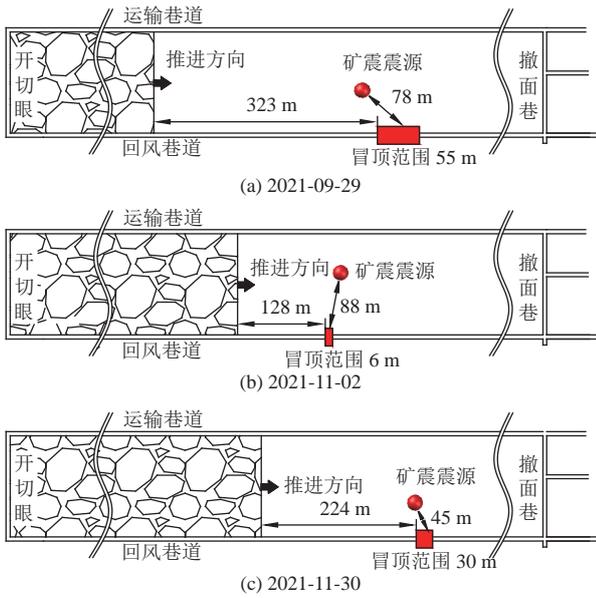


图 3 301 工作面矿震震源位置及冒顶位置

Fig.3 Locations of mine earthquake sources and roof fall accidents in the No.301 mining face

如图 4 所示,冒顶灾害发生时,均出现顶板锚杆、锚索拉断现象。第一次冒顶发生后,对冒顶区域至撤面巷范围内回风巷道顶板厚顶煤结构进行了探测分析,方案如图 5 所示。探测结果见表 2,探测范围内顶煤厚度均超过 9.0 m,在巷道顶板浅部煤体中竖向裂隙明显,煤体破碎;超过 6.0 m 后,顶煤中不规则横向裂隙较多。距离冒顶位置 140~240 m 的区域内的 4 个钻孔,在深度超过 8.0 m 后存在明显横向裂缝且涌水情况明显。说明在高地应力、邻近采场采动应力及矿震动载作用下,301 工作面回风巷道厚顶煤中裂隙发育,顶板稳定性降低,剩余巷道均存在较高失稳危险。

上述冒顶区域距工作面较远,冒顶时附近区域监测到大能量矿震发生,且普遍存在锚杆受剪弯曲变形、破断及锚索拉断等现象,具有冒顶-冲击复合灾害特征,说明在 301 工作面回风巷道布置及周围工作面开采条件下,强矿震动载能够导致高应力回采巷道厚顶煤结构发生动力失稳和冒顶-冲击灾害。

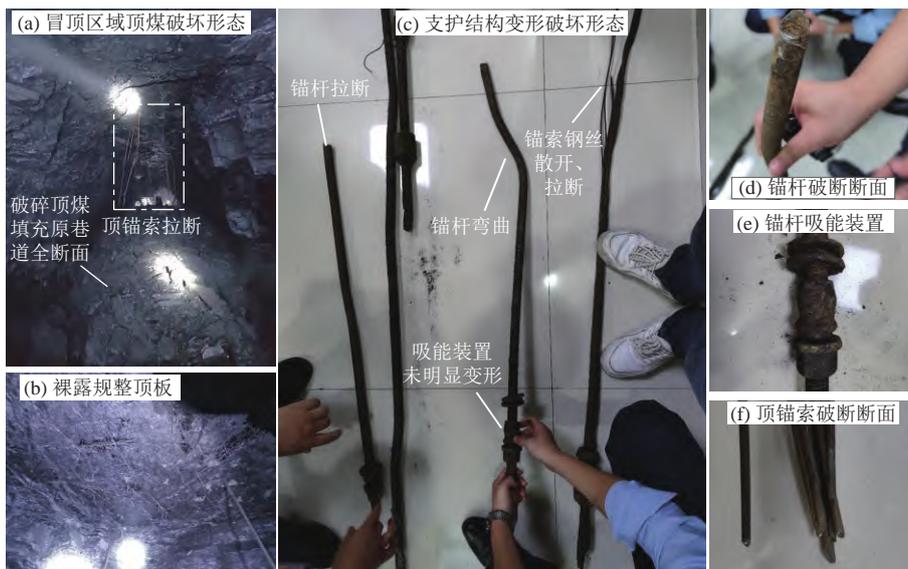


图 4 301 工作面回风巷道典型冒顶显现特征

Fig.4 Typical manifestations of roof falls in the air return roadway of the No.301 mining face

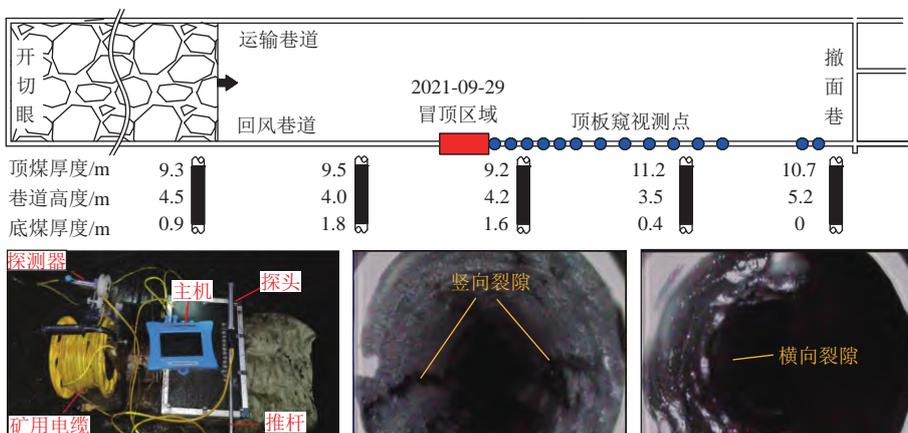


图 5 301 工作面回风巷道顶煤裂隙孔中探测

Fig.5 Borehole-revealed fractures in thick top coals in the air return roadway of the No.301 mining face

表 2 301 工作面回风巷道顶煤裂隙探测结果
Table 2 Detection results of fractures in thick top coals in the air return roadway of the No.301 mining face

序号	距冒顶区距离/m	孔深/m	现象
1	10	9	未见岩层，浅部孔壁存在明显竖向裂隙，5 m 以上区域存在多条不规则横向裂隙
2	30	9	未见岩层，浅部孔壁存在明显竖向裂隙，6 m 以上区域段，存在多条不规则横向裂隙
3	50	9	未见岩层，浅部孔壁存在明显竖向裂隙，6~7 m 位置煤体破碎明显
4	70	9	未见岩层，浅部孔壁存在明显竖向裂隙
5	90	9	未见岩层，浅部孔壁竖向裂隙明显，6 m 以上区域存在多条不规则横向裂隙
6	110	9	未见岩层，浅部孔壁竖向裂隙明显
7	140	9	未见岩层，浅部孔壁竖向裂隙明显，6 m 位置存在一段煤体破碎区域
8	170	9	未见岩层，浅部孔壁竖向裂隙明显，6 m 处煤体明显破碎，8 m 以上区域横向不规则裂隙明显，涌水明显
9	200	9	未见岩层，浅部孔壁竖向裂隙明显，6 m 以上存在多条横向不规则裂隙，7.0、8.6 m 位置存在明显横向裂隙，涌水明显
10	230	9	未见岩层，浅部孔壁竖向裂隙明显，6.5 m 以上存在多条横向不规则裂隙，8.8 m 位置存在明显横向裂隙，涌水明显
11	260	9	未见岩层，浅部孔壁竖向裂隙明显，6 m 以上存在多条横向不规则裂隙，6.5 m 位置存在明显横向裂隙，涌水明显
12	290	9	未见岩层，浅部孔壁竖向裂隙明显，6 m 以上存在多条横向不规则细小裂隙
13	390	9	未见岩层，浅部孔壁存在明显竖向裂隙，8 m 处煤壁破碎较为明显，存在明显横向裂隙
14	410	3	浅部孔壁存在明显竖向裂隙(水压不足，未到设定深度)

3 矿震动载作用下巷道厚顶煤多场演化特征

3.1 采动条件下巷道围岩应力场演化特征

1) 静载应力

为了掌握邻近采场采动影响下 301 工作面回风巷道厚顶煤动力失稳区域围岩应力场演化特征，根据图 1 采场布置、矿井覆岩结构分布、区域构造特征及煤岩物理力学参数情况^[24]，建立大尺度三维数值计算模型，如图 6a 所示，对矿井工作面开采顺序进行一定简化，依次计算得到邻近采场多工作面采动下 301 工作面回风巷道冒顶区域围岩三向应力(σ_x 、 σ_y 、 σ_z) 演化特征，如图 6b 所示，其中 301-1、301-2、301-3 及 301-4 开采阶段分别指 301 工作面依次推采 200、400、600 和 800 m。

模拟结果表明，随两侧工作面依次回采，301 工作面回风巷道冒顶区域围岩三向应力均逐渐升高，且回采工作面与冒顶区域距离越近，其对冒顶区域的应力影响程度越大。在二盘区 201—204 工作面及三盘区 302 工作面依次回采结束后，301 工作面回风巷道冒顶区域三向应力 σ_x 、 σ_y 、 σ_z 分别为 40.7、20.8、26.0 MPa，相对于初始应力，增幅分别为 6.0%、14.3% 和 22.1%。在 205 工作面回采结束及 301 工作面推采 600 m 后，冒顶区域三向应力分别为 44.2、23.4、33.7 MPa，增幅分别为 15.1%、28.6% 和 58.2%。可知，在邻近工作面尤其是 205 工作面采动影响下，冒顶区域围岩静载应力显著升高。

2) 矿震动载

图 7 为相邻工作面及 301 工作面在推采临近冒顶区域时，附近沿巷道走向长 800 m 及倾向宽 380 m 范

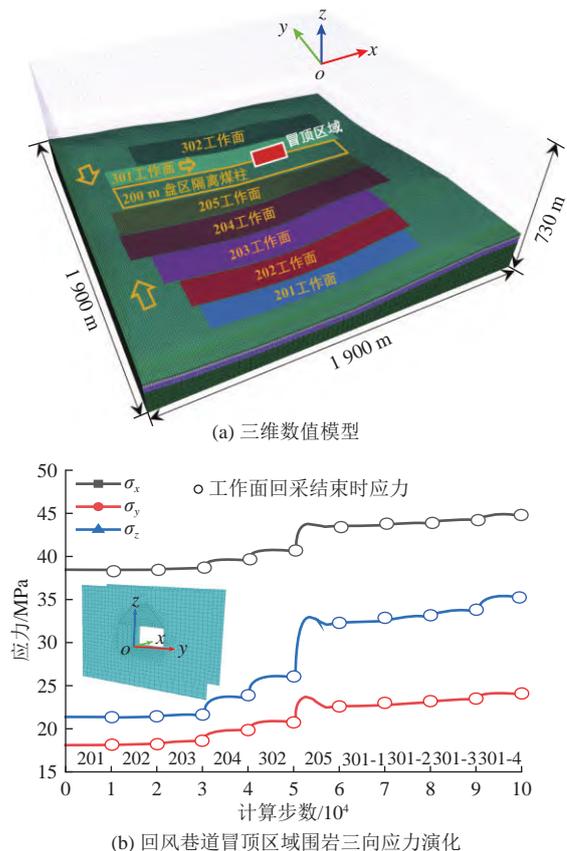


图 6 301 工作面回风巷道冒顶区域围岩三向应力演化特征
Fig.6 Three-dimensional stress evolutionary characteristics of surrounding rocks in the roof fall zone in the air return roadway of the No.301 mining face

围内矿震活动特征，显示：在邻近工作面采动影响下，高应力煤岩体破裂失稳导致矿震甚至大能量矿震频繁发生。301 工作面回风巷道开掘后，邻近实体煤区域频繁

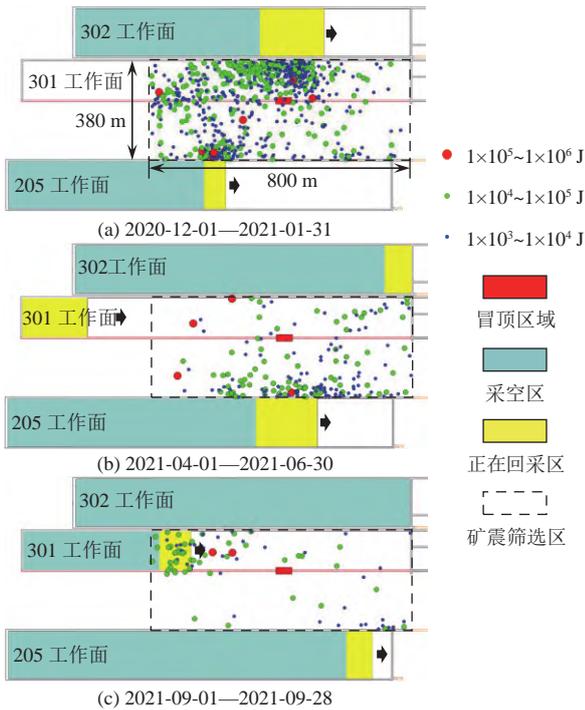


图 7 冒顶区域受矿震动载影响情况

Fig.7 Impacts of dynamic loading induced by mine earthquakes on the roof fall zone

发生的矿震对回风巷道围岩形成频繁动载扰动,造成围岩煤岩体结构的累积损伤,当大能量矿震距回风巷道较近时,其产生的强动载将导致围岩结构的动力失稳甚至冲击地压灾害。

3.2 不同静载条件下巷道稳定性特征

为掌握不同采动应力场下深部高应力巷道厚顶煤结构稳定性,以 301 工作面回风巷道第一次冒顶区域为工程背景,建立 UDEC 离散元回采巷道尺度数值计算模型,如图 8 所示。模型宽×高为 48 m×48 m,包括煤层、顶板泥岩、细砂岩和中砂岩以及底板泥岩,模型网格分区划分、煤层局部加密,块体材料采用 Mohr-Conlomb 弹性本构模型,接触面采用具有残余强度的节理面接触-库伦滑移本构模型,模型块体及接触面物理力学参数按文献 [25] 方法进行校核并赋值。模型上部为应力边界条件,其余 3 边为位移边界条件,根据图 6 数值模拟结果,模型设置 3 种静载应力条件,见表 3。模型采用 Cable 单元模拟图 2 中锚杆、锚索支护,并根据 UDEC 模拟使用手册和支护材料力学性能说明书对 Cable 单元进行参数赋值;模型中部顶板设置测点 1—测点 5,监测分析顶板变形及应力演化特征。

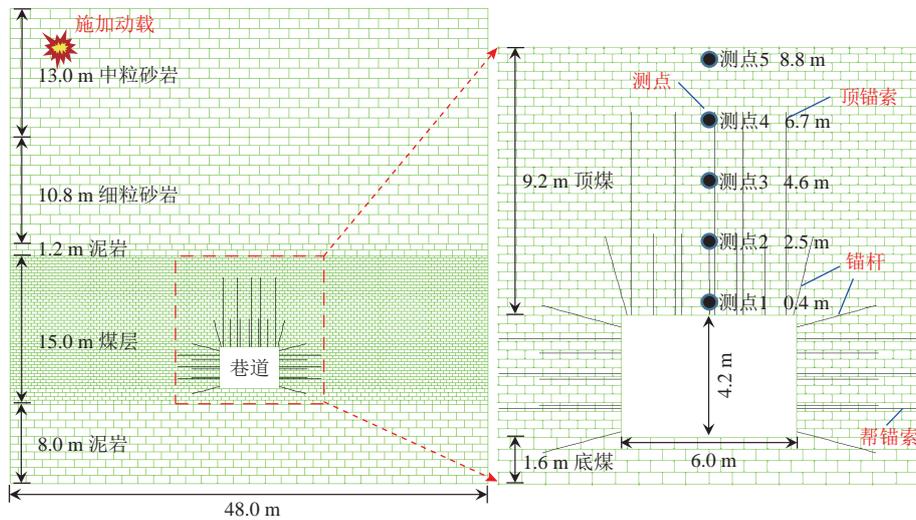


图 8 巷道厚顶煤结构稳定性离散元数值模型

Fig.8 Distinct element method-based numerical model for analyzing the stability of the thick top coal structure in the air return roadway

表 3 模型应力边界条件

Table 3 Stress boundary conditions of the numerical model

序号	阶段	σ_x /MPa	σ_y /MPa	σ_z /MPa
1	初始应力	38.4	18.2	21.3
2	302工作面回采	40.7	20.8	26.0
3	301工作面回采(600 m)	44.2	23.4	33.7

不同应力环境下巷道围岩裂隙及变形分布如图 9 所示。模拟结果表明,随围压增加,巷道围岩裂隙发育深度及变形量不断增加,其中顶底板以横向裂隙为主,

两帮以竖向裂隙为主。在邻近及 301 工作面采动影响下,巷道围岩应力环境 1 增长至应力环境 3,该过程中顶煤中裂隙发育深度由 6.9 m 增长至 8.1 m,两帮煤体裂隙发育深度由 0.6 m 增长至 2.4 m,且此时巷道两肩角处裂隙显著发育。在围岩应力升高过程中,顶底板变形量尤其是顶煤下沉量显著增加,不同应力环境下顶煤中部位移曲线如图 10 所示,顶煤最大下沉量由 0.14 m 增长至 0.22 m,且在顶煤 3.0~4.0 m 范围内出现位移过渡区,深度超过 4.0 m 后顶煤变形较缓。说明在邻近

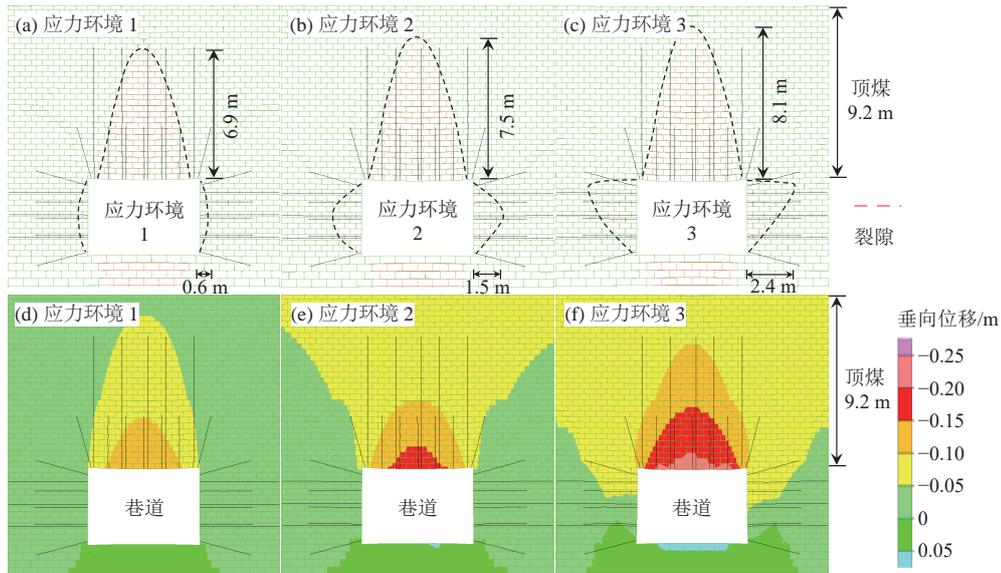


图 9 不同采动应力环境下围岩裂隙-变形特征

Fig.9 Fracture and deformation characteristics of surrounding rocks under different mining-induced stresses

及 301 工作面采动影响下, 301 工作面回风巷道顶板 0~4.0 m 范围内顶煤及肩角处煤体稳定性显著降低, 为潜在冒顶区域。

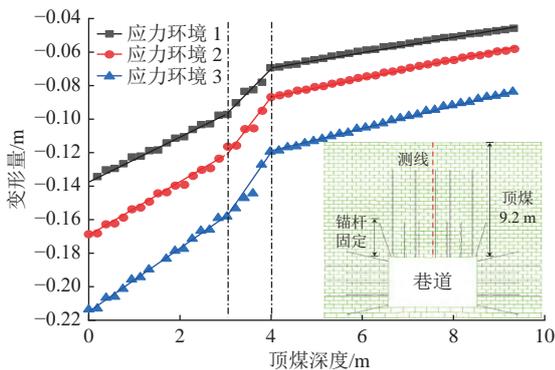


图 10 不同采动应力环境下厚顶煤变形特征

Fig.10 Deformation characteristics of thick top coals under different mining-induced stresses

3.3 不同动载条件下巷道稳定性特征

为明确矿震动载对巷道厚顶煤结构稳定性影响特征, 在图 8 离散元数值计算模型及应力环境 3 基础上, 施加不同参数正弦波形, 模拟分析不同矿震动载强度及不同动载作用时间条件下巷道厚顶煤裂隙、位移、加速度等多场响应规律。根据文献 [26] 研究结果, 在矿震能量级别在 $1 \times 10^3 \sim 1 \times 10^6$ J 时, 震源处峰值震动速度为 1.0~2.9 m/s; 且统计表明同矿井矿震震动波传播过程以幂函数形式衰减, 10^5 J 能级矿震波形主频为 0.5~30.0 Hz^[27], 拟合得到某能量为 2×10^5 J 矿震震源处质点峰值震动速度约为 3.0 m/s。考虑到表 1 中厚顶煤动力失稳时矿震距显现地点距离和矿震能量及邻近工作面和 301 工作面回采时矿震活动情况(图 7), 本次模拟中正弦波峰值震动速度分别设为 0.5、1.0、1.5、2.0 m/s,

频率 10 Hz, 动载作用时间分别为 0.1、0.2、0.3、0.4 s。为了减少震动波反射, 模型四周均设为黏滞边界, 采用 Rayleigh 阻尼, 设为 2%。

通过模拟得到了不同动载作用时间和强度下巷道厚顶煤结构速度场、裂隙场及位移场演化特征, 其中在峰值震动速度 2.0 m/s 动载作用 2.0 s 条件下巷道厚顶煤及底板变形破坏形态如图 11 所示。模拟结果与现场巷道厚顶煤结构动力失稳特征及邻近区域底板变形特征较吻合, 说明数值模拟结果能够反映矿震动载对巷道厚顶煤稳定性的影响。

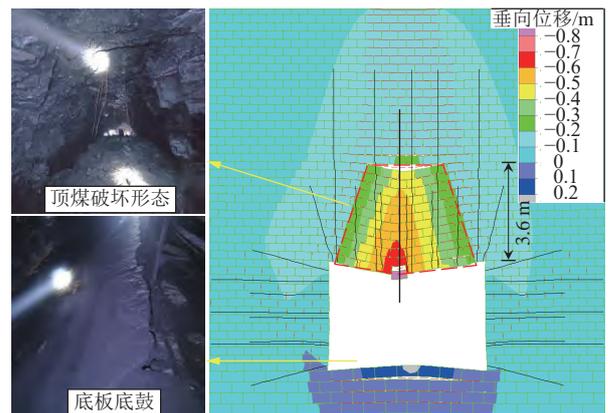


图 11 动载作用下厚顶煤结构失稳特征与现场显现对照

Fig.11 Contrast between the instability characteristics of the thick top coal structure under dynamic loading and field manifestations

1) 厚顶煤震动速度及加速度特征

动载作用下顶板中部 0.4 和 4.6 m 深处(测点 1 和测点 3) 顶煤震动速度及加速度响应特征如图 12 所示。随震源峰值震动速度(动载强度)增大, 顶煤震动速度值相应增加, 且浅部顶煤(测点 1) 增幅显著高于深部(测点 2), 当震源处震动速度超过 1.5 m/s 后, 顶煤震动速

度增幅较小。对于处于潜在冒顶区的浅部顶煤(测点 1), 震动速度均为负值, 随动载作用时间(动载作用次数)增加, 测点处震动速度不断增加, 尤其超过 0.3 s 后增幅更为显著, 此时顶煤加速度同步增大, 表明在动载循环作

用下, 巷道浅部顶煤累计损伤及变形破坏程度增大。对于深部顶煤(测点 3), 煤体震动速度及加速度均呈周期性变化, 峰值变化较缓, 动载循环作用下深部顶煤损伤及变形破坏程度较小。

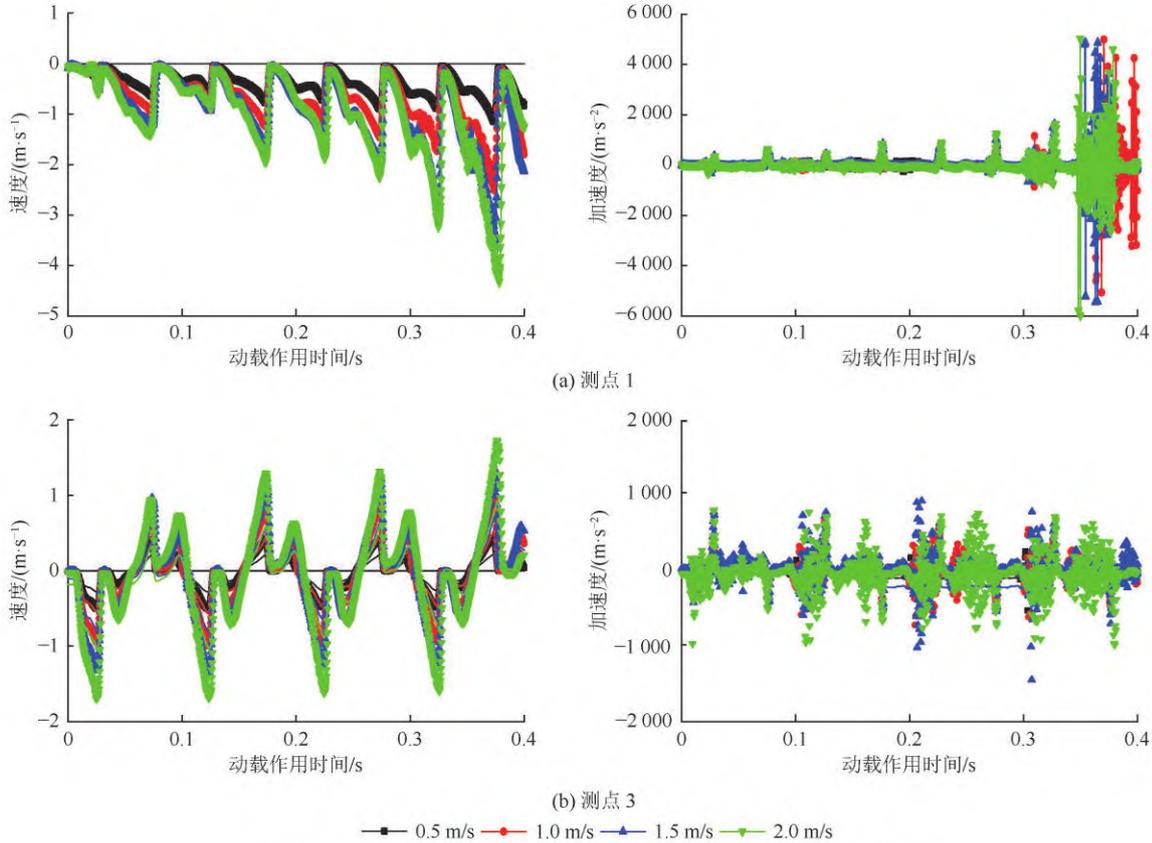


图 12 动载作用下不同位置顶煤震动速度及加速度响应特征

Fig.12 Vibration velocity and acceleration characteristics of top coals at different locations under dynamic loading

2) 厚顶煤裂隙-变形演化特征

峰值震动速度 2.0 m/s 的动载作用不同时间条件下厚顶煤裂隙场、位移场演化如图 13 所示, 不同强度动载作用 0.4 s 条件下厚顶煤裂隙场、位移场演化如图 14 所示。

可以看出, 随动载作用时间增加、动载强度增大, 顶煤裂隙发育范围逐渐增加, 变形量显著升高, 且巷道两肩角处裂隙发育深度不断增大。动载作用下顶煤深 3.6 m 处逐渐产生离层, 且离层量随时间增加不断增大。在峰值震动速度为 2.0 m/s 的动载作用 0.1 和 0.2 s 时及峰值震动速度为 0.5 m/s 的动载作用 0.4 s 时顶煤区域以横向裂隙为主, 在峰值震动速度为 2.0 m/s 的动载作用 0.3~0.4 s 时及峰值震动速度分别为 1.0~2.0 m/s 的动载作用 0.4 s 时, 0~3.6 m 范围内顶煤逐渐发育纵向裂隙, 破碎程度增大; 此范围内顶煤稳定性逐渐降低。动载作用下顶煤裂隙已发育至顶板岩层, 顶板中部 3 组锚索及其锚固段均位于裂隙发育区, 锚索锚固段随顶煤变

形而发生协同下沉。而受顶煤高层及浅部横向和纵向裂隙发育区煤体变形影响, 0~3.6 m 范围内锚杆和锚索

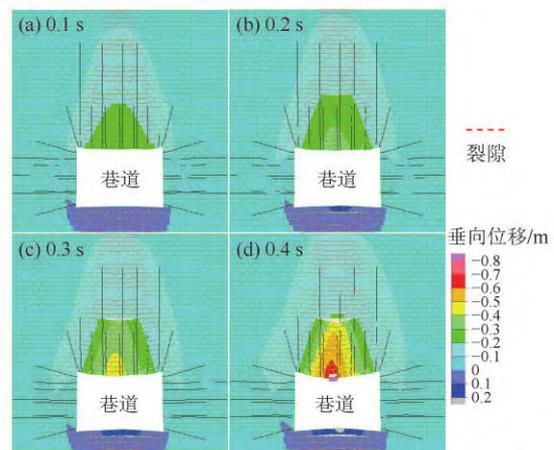


图 13 峰值速度 2.0 m/s 动载作用不同时间巷道厚顶煤结构裂隙-变形特征

Fig.13 Fracture and deformation characteristics of the thick top coal structure in the roadway at different times under dynamic loading at a peak velocity of 2.0 m/s

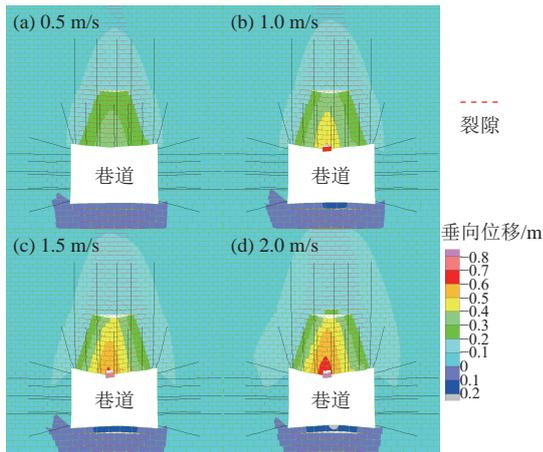


图 14 不同强度动载作用 0.4 s 时巷道厚顶煤结构裂隙-变形特征

Fig.14 Fracture and deformation characteristics of the thick top coal structure in the roadway at 0.4 s under dynamic loading of different intensities

受拉伸和剪切复合作用,其锚固性能大幅降低。

3) 厚顶煤支护结构稳定性特征

统计得到了峰值震动速度为 2.0 m/s 的动载作用不同时间条件下不同深处顶煤位移变化曲线,如图 15 所示,不同强度动载作用 0.4 s 条件下不同深处顶煤位移变化曲线如图 16 所示。

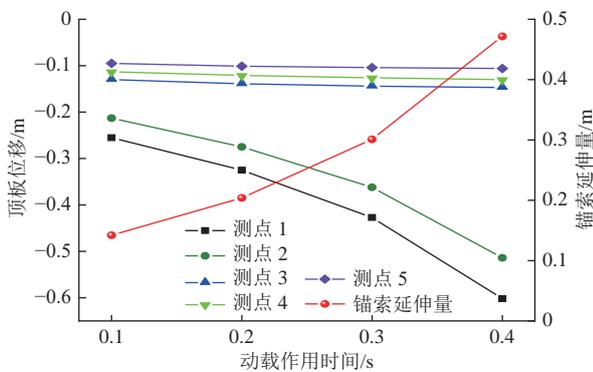


图 15 不同动载作用时间下厚顶煤结构位移演化特征

Fig.15 Displacement evolutionary characteristics of the thick top coal structure at different dynamic loading times

可以看出,随动载作用时间增加,位于 0~3.6 m 范围内的浅部顶煤中测点 1 和测点 2 下沉量和下沉速度显著增大,其中测点 1 下沉量由 0.25 m 增至 0.60 m,而位于深部顶煤区域的测点 3—测点 5 位移量增幅较小,其中测点 3 下沉量由动载作用前的 0.12 m 增至 0.15 m;随动载强度增大,位于 0~3.6 m 范围内的浅部顶煤中测点 1 和测点 2 下沉量显著增大,而下沉速度逐渐降低,其中测点 1 下沉量由 0.35 m 增至 0.60 m,而深部顶煤下沉与图 15 类似,说明动载作用下浅部 0~3.6 m 范围内顶煤稳定性显著低于深部煤体。动载作用下锚杆支护结构处于 0~3.6 m 顶煤范围内,随该区域内煤体裂隙

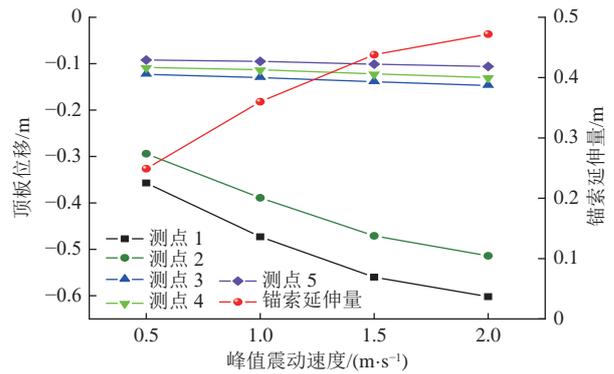


图 16 不同强度动载作用下厚顶煤结构位移演化特征

Fig.16 Displacement evolutionary characteristics of the thick top coal structure under dynamic loading of different intensities

逐渐发育,锚杆锚固性能逐渐降低。而动载作用下邻近锚索锚固段测点 4 下沉量均由 0.10 m 增至 0.13 m,说明高静载应力及动载作用下,锚索锚固段稳定性及其锚固性能有所降低。现场锚索延伸率为 3.5%~5.0%,容许延伸量为 0.25~0.35 m,以测点 1 和测点 4 位移差表征动载作用下锚索延伸量,可以看出,随动载作用时间和动载作用强度增加,锚索延伸量及变形速度逐渐增大,在峰值震动速度为 2.0 m/s 的动载作用时间超过 0.3 s 后及作用时间为 0.4 s 的动载强度超过 0.5 m/s 后,锚索延伸量超过 0.3 m,易破断导致动载诱导型厚顶煤动力失稳灾害。

4 动力失稳机制及防控对策

4.1 动力失稳机制

由前述研究可知,具有厚顶煤结构的 301 工作面回风巷道处于强构造应力场中,在周围工作面及 301 工作面采动影响下其围岩静载应力显著升高,受水平挤压及层间剪切作用,厚顶煤结构尤其是其浅部煤体裂隙显著发育、破碎程度增大,锚杆(索)受剪发生蛇形弯曲变形甚至破断。周围及 301 工作面采动导致研究区域附近高应力煤岩体矿震活动,频繁矿震对巷道厚顶煤结构形成反复动载扰动作用,厚顶煤结构损伤程度逐渐增加,破碎煤岩体变形下沉量及浅部破碎煤体与深部离层量逐渐增加,矿震形成的动载扰动作用与矿震能量及其作用时间(次数)正相关。同时锚杆、锚索锚固段均位于厚顶煤裂隙区内,其与顶煤协同下沉变形,锚固性能逐渐被弱化,且浅部及深部顶煤变形量差异导致锚索延伸量逐渐增大,其承载能力降低。附近大能量矿震发生时,强动载扰动使浅部破碎顶煤震动速度及加速度显著增大,该过程中当作用在锚索上载荷超过其承载能力或锚索延伸量达到容许变形量时,锚索被拉断,浅部破碎煤体以较高速度冒落,进而诱发冒顶-冲击复合灾害。

4.2 防控措施

针对诱导回采巷道厚顶煤动力失稳过程中的高静载、强动载及支护等主控因素,提出矿震诱发巷道厚顶煤动力失稳的多源综合防控方法。

1) 重建主被动支护体系

对于 301 工作面回风巷道顶板破碎、局部低位离层段,剥离原巷道锚网索支护,进行放顶锚网索重新支护,增加锚索长度至 10.2 m,使锚索锚固段位于稳定岩层,提高支护结构支护性能;高位离层段加注顶板加固材料,提高顶煤结构稳定性;另外增加支护单元、工字钢+单体、木垛等形式被动支护措施,对剩余巷道不同位置采取差异化被动支护。

2) 加强卸压措施

301 工作面回风巷道已实施卸压工程为大直径钻孔孔深 30 m,间距 1.0 m,巷道两帮施工;巷道向工作面方向施工扇形孔预裂顶板砂岩,一组三孔布置,组间距 15.0 m,装药量为 60、40、40 kg。在此基础上,实施高强度煤体爆破与顶板预裂爆破,提高装药量、加密钻孔数量,降低煤岩体高静载应力,诱导煤岩体内能量释放,避免出现大能量矿震事件;其中顶板预裂爆破对象为图 1 中顶板细粒砂岩层、中粒砂岩层和粗粒砂岩层,煤体爆破孔深 10 m,间距 5.0 m,装药 3.0 kg;顶板预裂爆破孔组间距缩小至 7.5 m,装药量增加至 80、60、60 kg,另外降低 301 工作面推采速度至 3.2 m/d 以下,并保持均衡生产,使采动应力缓慢、均匀释放。

实施上述主被动支护措施及强化卸压解危措施后,301 工作面大能量矿震频次大幅度降低,矿震能量释放较为稳定,后续回采过程中回风巷道厚顶煤顶板未发生明显动力破坏现象,表明采取的防治措施可以有效降低矿震诱发巷道厚顶煤动力失稳的危险。

5 结论

(1) 深部巷道厚顶煤动力失稳冒顶区域距回采区较远,冒顶范围最大 55 m,冒顶高度最大 4.0 m,冒顶后裸露平整顶板,顶板锚索拉断,肩部锚杆受剪弯曲甚至断裂,冒顶区域附近均发生大能量矿震,呈现冒顶-冲击复合灾害现象。

(2) 随静载增加,巷道围岩裂隙发育深度及变形不断增加,顶煤裂隙深度由 6.9 m 增长至 8.1 m,两帮裂隙深度由 0.6 m 增长至 2.4 m,顶煤下沉量由 0.14 m 增长至 0.22 m;随动载作用时间、动载强度增加,顶煤震动速度、加速度及裂隙发育程度不断增大,浅部顶煤变形破坏程度增大,离层量显著增加;静动载作用下,顶板锚索位于裂隙发育区,其锚固段随顶煤协同下沉,顶煤离层使锚索受拉变形加剧,顶板锚杆均位于浅部顶煤裂隙

发育区,锚杆索支护性能大幅降低。

(3) 静动载作用下,巷道厚顶煤累积损伤及离层量不断增大,支护结构支护性能不断降低,大能量矿震发生时,强动载使浅部破碎顶煤震动速度及加速度显著增大,作用在锚索上载荷超过其承载能力,锚索被拉断,浅部破碎煤体以较高速率冒落,诱发冒顶-冲击复合灾害。

(4) 针对高静载、强动载及支护等致灾因素,提出了以重建主被动支护和加强卸压的巷道厚顶煤动力失稳的防治方法,保障工作面后续回采安全。

利益冲突声明/Conflict of Interests

所有作者声明不存在利益冲突。

All authors disclose no relevant conflict of interests.

参考文献(References)

- [1] 曹安业, 窦林名, 白贤柄, 等. 我国煤矿矿震发生机理及治理现状与难题[J]. 煤炭学报, 2023, 48(5): 1894-1918.
CAO Anye, DOU Linming, BAI Xianxi, et al. State-of-the-art occurrence mechanism and hazard control of mining tremors and their challenges in Chinese coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(5): 1894-1918.
- [2] 李俊平, 管婷婷, 冯嘉禹, 等. 矿震与冲击地压防治研究进展[J]. 中国安全科学学报, 2024, 34(1): 85-93.
LI Junping, GUAN Tingting, FENG Jiayu, et al. Research progress on prevention and control of mine earthquake and rock burst[J]. China Safety Science Journal, 2024, 34(1): 85-93.
- [3] 张广超, 张广有, 周广磊, 等. 多工作面连续开采地表沉陷与强矿震联动响应规律[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2024, 6(1): 117-130.
ZHANG Guangchao, ZHANG Guangyou, ZHOU Guanglei, et al. The linking response law of surface subsidence and strong mine earthquake in continuous mining of multiple working faces[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2024, 6(1): 117-130.
- [4] 潘一山, 代连朋, 李国臻, 等. 煤矿冲击地压与冒顶复合灾害研究[J]. 煤炭学报, 2021, 46(1): 112-122.
PAN Yishan, DAI Lianpeng, LI Guozhen, et al. Study on compound disaster of rock burst and roof falling in coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(1): 112-122.
- [5] 郭晓菲, 郭林峰, 马念杰, 等. 巷道围岩蝶形破坏理论的适用性分析[J]. 中国矿业大学学报, 2020, 49(4): 646-653.
GUO Xiaofei, GUO Linfeng, MA Nianjie, et al. Applicability analysis of the roadway butterfly failure theory[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2020, 49(4): 646-653.
- [6] WANG Qingfei, PAN R, JIANG Bei, et al. Study on failure mechanism of roadway with soft rock in deep coal mine and confined concrete support system[J]. Engineering Failure Analysis, 2017, 81: 155-177.
- [7] 赵志强. 大变形回采巷道围岩变形破坏机理与控制方法研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2014.
ZHAO Zhiqiang. Mechanism of surrounding rock deformation and failure and control method research in large deformation mining roadway[D]. Beijing: China University of Mining & Technology (Beijing), 2014.

- [8] GUO Xiaofei, ZHAO Zhiqiang, GAO Xu, et al. Analytical solutions for characteristic radii of circular roadway surrounding rock plastic zone and their application[J]. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2019, 29(2): 263–272.
- [9] 贾后省, 李国盛, 王路瑶, 等. 采动巷道应力场环境特征与冒顶机理研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2017, 34(4): 707–714.
JIA Housheng, LI Guosheng, WANG Luyao, et al. Characteristics of stress-field environment and roof falling mechanism of mining influenced roadway[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2017, 34(4): 707–714.
- [10] 马念杰, 李季, 赵志强. 圆形巷道围岩偏应力场及塑性区分布规律研究[J]. *中国矿业大学学报*, 2015, 44(2): 206–213.
MA Nianjie, LI Ji, ZHAO Zhiqiang. Distribution of the deviatoric stress field and plastic zone in circular roadway surrounding rock[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2015, 44(2): 206–213.
- [11] 李季, 马念杰, 赵志强. 回采巷道蝶形冒顶机理及其控制技术[J]. *煤炭科学技术*, 2017, 45(12): 46–52.
LI Ji, MA Nianjie, ZHAO Zhiqiang. Butterfly leaf type roof falling mechanism and control technology of mining gateway[J]. *Coal Science and Technology*, 2017, 45(12): 46–52.
- [12] 窦林名, 周坤友, 宋士康, 等. 煤矿冲击矿压机理、监测预警及防控技术研究[J]. *工程地质学报*, 2021, 29(4): 917–932.
DOU Linming, ZHOU Kunyou, SONG Shikang, et al. Occurrence mechanism, monitoring and prevention technology of rockburst in coal mines[J]. *Journal of Engineering Geology*, 2021, 29(4): 917–932.
- [13] ZHOU Kunyou, MAŁKOWSKI P, DOU Linming, et al. Using elastic wave velocity anomaly to predict rockburst hazard in coal mines[J]. *Archives of Mining Sciences*, 2023, 68(1): 141–164.
- [14] 姜耀东, 赵毅鑫. 我国煤矿冲击地压的研究现状: 机制、预警与控制[J]. *岩石力学与工程学报*, 2015, 34(11): 2188–2204.
JIANG Yaodong, ZHAO Yixin. State of the art: Investigation on mechanism, forecast and control of coal bumps in China[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2015, 34(11): 2188–2204.
- [15] CAI Wu, DOU Linming, SI Guangyao, et al. Fault-induced coal burst mechanism under mining-induced static and dynamic stresses[J]. *Engineering*, 2021, 7(5): 687–700.
- [16] 吴学明, 马小辉, 吕大钊, 等. 彬长矿区“井上下”立体防治冲击地压新模式[J]. *煤田地质与勘探*, 2023, 51(3): 19–26.
WU Xueming, MA Xiaohui, LYU Dazhao, et al. A new model of surface and underground integrated three-dimensional prevention and control of rock burst in Binchang mining area[J]. *Coal Geology & Exploration*, 2023, 51(3): 19–26.
- [17] 史新帅, 靖洪文, 赵振龙, 等. 大尺度三维巷道冲击地压灾变演化与失稳模拟试验系统研制与应用[J]. *岩石力学与工程学报*, 2021, 40(3): 556–565.
SHI Xinshuai, JING Hongwen, ZHAO Zhenlong, et al. Development and application of a large scale 3D roadway rockburst disaster evolution and instability simulation test system[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2021, 40(3): 556–565.
- [18] 曹安业, 郭文豪, 温颖远, 等. 托顶煤巷道锚固“梁-拱”结构分类及顶板冲击失稳机制[J]. *煤炭学报*, 2024, 49(4): 1752–1770.
CAO Anye, GUO Wenhao, WEN Yingyuan, et al. Classification and instability mechanism of anchored “beam-arch” composite structure in rock burst roadways with top-coal[J]. *Journal of China Coal Society*, 2024, 49(4): 1752–1770.
- [19] 孙泽权, 蒋力帅, 郭涛, 等. 动载扰动下复合顶板巷道围岩变形破坏特征[J]. *煤炭技术*, 2022, 41(1): 13–19.
SUN Zequan, JIANG Lishuai, GUO Tao, et al. Characteristics of surrounding rock deformation and failure of composite roof roadway under dynamic load disturbance[J]. *Coal Technology*, 2022, 41(1): 13–19.
- [20] 刘学生, 范德源, 谭云亮, 等. 深部动载作用下超大断面硐室群锚固围岩破坏失稳机制研究[J]. *岩土力学*, 2021, 42(12): 3407–3418.
LIU Xuesheng, FAN Deyuan, TAN Yunliang, et al. Failure and instability mechanism of anchored surrounding rock for deep chamber group with super-large section under dynamic disturbances[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2021, 42(12): 3407–3418.
- [21] 温鹏飞. 顶板破断动载作用下巷道锚固系统的损伤规律研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2020.
WEN Pengfei. Study on damage law of roadway anchorage system under dynamic load of roof breaking[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2020.
- [22] 靖洪文, 吴疆宇, 尹乾, 等. 动载扰动下深部煤巷冲击冒顶的颗粒流数值模拟研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2020, 39(增刊2): 3475–3487.
JING Hongwen, WU Jianguyu, YIN Qian, et al. Particle flow simulation of rock burst and roof fall of deep coal roadway under dynamic disturbance[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2020, 39(Sup.2): 3475–3487.
- [23] 陆银龙, 韩磊, 吴开智, 等. 特厚煤层沿空掘巷力源结构特征与围岩协同控制策略[J]. *中国矿业大学学报*, 2024, 53(2): 238–249.
LU Yinlong, HAN Lei, WU Kaizhi, et al. Characteristics of stress sources and comprehensive control strategies for surrounding rocks of gob-side driving entry in extra thick coal seam[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2024, 53(2): 238–249.
- [24] 周坤友. 巨厚承压含水关键层的作用效应及疏水调压聚能诱冲机理[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2022.
ZHOU Kunyou. Effect of extra-thick and water-bearing key strata and its inducing rockburst mechanism by the drainage of confined water through stress adjustment and energy accumulation[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2022.
- [25] 曹晋荣, 窦林名, 何江, 等. 急倾斜特厚煤层工作面非对称冲击矿压机理[J]. *采矿与安全工程学报*, 2023, 40(2): 334–345.
CAO Jinrong, DOU Linming, HE Jiang, et al. Mechanism of asymmetric coal bursts on the working face in steeply inclined and extra-thick coal seam[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2023, 40(2): 334–345.
- [26] 朱广安, 蒋启鹏, 伍永平, 等. 应力波扰动作用下断层滑移失稳的数值反演[J]. *采矿与安全工程学报*, 2021, 38(2): 370–379.
ZHU Guang'an, JIANG Qipeng, WU Yongping, et al. Numerical inversion of dynamic behavior of fault slip instability induced by stress waves[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2021, 38(2): 370–379.
- [27] ZHOU Kunyou, DOU Linming, LI Xuwei, et al. Coal burst and mining-induced stress evolution in a deep isolated main entry area: A case study[J]. *Engineering Failure Analysis*, 2022, 137: 106289.

(责任编辑 吴敏杰)