

同采工作面厚硬顶板破断诱冲机制及防控技术

徐东^{1,2}, 高明仕^{2,3}, 郑锐¹

(1. 河北工程大学 矿业与测绘工程学院, 河北 邯郸 056038; 2. 中国矿业大学 冲击岩爆巷道支护研究中心, 江苏 徐州 221116;
3. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116)

摘要: 针对两工作面同采, 造成端头区域顶板破碎、围岩动力显现严重等问题, 通过研究不同层位厚硬顶板破断结构特征, 建立了厚硬顶板破断力学模型, 揭示了同采工作面厚硬顶板破断诱冲机制, 分析了工作面覆岩静动载应力演化特征, 提出了厚硬顶板工作面井上下协同压裂与顶板锚-注补强加固成层式支护“卸-固”协同防冲控制技术。研究表明: 厚硬顶板易形成矿井冲击震源层, 其破断释能具有远近场效应及区域致灾特征, 造成矿井不同冲击动力显现; 厚硬顶板破断释能与其强度、厚度、赋存层位、上覆岩层荷载以及采空区临界跨度等因素有关, 两工作面同采采空区临界跨度增大, 厚硬顶板破断释能增大, 位于近采空区侧的高位厚硬顶板断裂线形成矿井诱冲关键震源点; 采空区侧中低位厚硬悬臂梁结构造成工作面端头走向 30~40 m、倾向 70~80 m 区域形成高静载三角应力集中区, 叠合高位厚硬顶板破断强动载影响, 引起工作面端头区域 40 m 范围直接顶和亚关键层 1 破碎, 极易出现冒顶事故; 井上下协同压裂防冲控制技术, 可破坏高位冲击震源层, 切断井下中低位厚硬悬臂梁, 降低端头区域围岩静动载应力响应, 深浅孔围岩注浆固化与锚注三阶协同支护成层式预应力支护壳, 可提高端头区域破碎顶板强度及完整性, 增强围岩抗冲性能。现场采用“卸-固”协同防冲技术, 围岩应力降低了 19.2%~20.4%, 变形量降低了 74.0%~77.2%, 支架压力降低了 24.2%, 顶板动载扰动减弱, 围岩塑性区减小, 采场围岩稳定性显著提升。

关键词: 冲击地压; 厚硬顶板; 同采工作面; 协同防冲; 应力波

中图分类号: TD 353

文献标识码: A

文章编号: 1000-7598 (2025) 10-3219-15

Mechanism and control technology of rock burst induced by thick and hard roof breaking in simultaneous mining working face

XU Dong^{1,2}, GAO Ming-shi^{2,3}, ZHENG Rui¹

(1. School of Mining and Geomatics Engineering, Hebei University of Engineering, Handan, Hebei 056038, China;
2. Institute of Rock Burst Roadway Support Research, 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: In view of the problems of broken roof in the end area and severe dynamic manifestation of surrounding rock caused by simultaneous mining of two working faces, this study examines the fracture structure characteristics of thick and hard roof in different layers. It establishes a fracture mechanics model for thick and hard roof, reveals the mechanism of rock burst induced by thick and hard roof breaking in the simultaneous mining working face, and analyzes the evolution characteristics of static and dynamic load stresses in the overlying strata. A collaborative fracturing technique for thick and hard roof working faces and a layered support system with anchor injection reinforcement, known as the “unloading-solidification” collaborative anti impact control technology, are proposed. Research has shown that thick and hard roofs tend to form a seismic source layer for mine impacts, and their fracture energy release has near-far field effects and regional disaster characteristics, leading to different impact dynamics in mines. The energy released by the fracture of thick and hard roof is related to factors including strength, thickness, occurrence layer, overlying rock load, and critical span of the goaf. As the critical span of the goaf increases, the energy released by the fracture of thick and hard roof also increases. The fracture line of the high-level thick and hard roof located on the side near the goaf is a key shock source point for mine induced rockburst. The middle and low thick and hard cantilever beam structure on the goaf side causes the end of the working face to strike 30–40 m and incline 70–80 m, forming a high static load triangular stress concentration area. The

收稿日期: 2024-11-21

录用日期: 2024-12-15

基金项目: 河北省自然科学基金 (No.E2025402059); 河北工程大学创新基金项目 (No.SJ2401002062)。

This work was supported by the Natural Science Foundation of Hebei Province (E2025402059) and the Innovation Foundation Project of Hebei University of Engineering (SJ2401002062).

第一作者简介: 徐东, 男, 1992 年生, 博士, 讲师, 主要从事巷道围岩动力灾害防治方向的研究工作。E-mail: cumtxudong@cumt.edu.cn

通讯作者: 高明仕, 男, 1970 年生, 博士, 教授, 博士生导师, 主要从事巷道支护、冲击地压岩爆灾害防治方面的研究。E-mail: cumt_gms@163.com

superimposed high-level thick and hard roof breaks and is significantly affected by dynamic loads, resulting in crack development on the immediate roof and sub-critical layer 1 roof within 40 m of the end of the working face, increasing the risk of roof collapse accidents. By adopting the collaborative fracturing and anti-impact control technology for upper and lower wells, the high-level shock source layer can be destroyed, the underground middle and low thick and hard cantilever beam can be severed, and the static and dynamic stress response of surrounding rock in the end area can be reduced. Deep and shallow hole grouting solidification and three-stage collaborative anchoring support can form a layered prestressed support shell, improving the strength and integrity of the fractured roof in the end area and enhancing the anti-impact performance of surrounding rock. On-site implementation of the “unloading-solidification” collaborative anti-impact measures results in a 19.2%–20.4% reduction in surrounding rock stress, a 74.0%–77.2% reduction in deformation, a 24.2% reduction in support pressure, decreases dynamic load disturbance on the roof, reduces plastic zone of the surrounding rock, and significantly improves the stability of the surrounding rock in the mining area.

Keywords: rock burst; thick and hard roof; simultaneous mining working face; collaborative anti-impact; stress wave

1 引言

厚硬覆岩顶板具有强度高、厚度大、破断动载扰动强等特征,其破断极易释放大量弹性能,诱发回采工作面及巷道出现矿震或者冲击地压等动力灾害显现^[1-2]。统计表明,我国超 50% 的矿区存在厚硬覆岩顶板^[3],彬长矿区洛河组为厚 285~365 m 的巨厚砂砾岩,义马矿区马凹组为厚 166 m 的砂砾岩-泥岩互层,新汶华丰矿区存在厚 500~800 m 的巨厚砾岩层,华亭矿区第三系甘肃群为厚 60~100 m 的砾岩层,这些矿区厚硬覆岩顶板赋存层位高、硬度大,随着采空区范围增大,其破断易诱发矿井出现显著动力灾害,严重影响矿井安全高效生产。

为有效预防厚硬覆岩顶板破断对矿井产生的冲击破坏效应,国内外学者对厚硬覆岩顶板的破断诱冲机制及防治措施进行了大量研究。潘俊锋^[4]、马玉镇^[5]等分析了煤矿覆岩静动载力源结构特征,揭示了厚硬顶板运动诱发矿震及冲击致灾机制;卜庆为等^[6]研究了采场厚硬顶板破断积聚能量释放演化规律;于斌等^[7-9]建立了大空间采场远场坚硬顶板破断结构力学模型,揭示了远场坚硬顶板破断失稳冲击控制机制;庞龙龙等^[10]研究了开采上保护层对巨厚砾岩诱发冲击矿压的减冲机制;赵善坤等^[11]建立了高低位厚硬顶板断裂失稳传力模型,揭示了煤柱失稳诱冲机制;周楠等^[12]分析了坚硬覆岩条件下冲击灾变过程及诱冲关键层能量控制因素,揭示了充填弱化坚硬覆岩致灾能量作用机制;李一哲^[13]、齐庆新^[14]等研究了井间高位厚硬岩层联动诱冲机制及应力流动演化特征,提出了弱链增耗源头防冲控制技术;王爱文等^[15]基于覆岩空间结构失稳与断层活化耦合致灾原理,研究了巨型逆冲断层影响下巨厚坚硬顶板诱冲特征;夏永学等^[16-17]针对煤层上覆厚硬顶板主导致灾层位提出了区域水力压裂卸压防冲方法;高明仕等^[18]研究了厚硬顶板破断结构特征,

建立了巷道冲能吸能平衡模型;张全等^[19]研究了上覆多关键层协同运移破断特征及诱发矿震能量传播规律,揭示了高位厚硬岩层为强矿震主要孕育基地;郑凯歌等^[20]研究了复合坚硬顶板协同破断致冲机制,提出了坚硬顶板分区降能弱化防治技术;杨胜利等^[21-23]基于中厚板理论研究了厚硬岩层受力破断规律,分析了顶板冲击时-力演化特征;李杨杨等^[24]分析了台阶区域覆岩结构运动特征与围岩应力演化规律,揭示了台阶区域诱冲机制;李文龙等^[25]建立了诱冲关键层断裂致冲能量判据,研究了推采速度和充实率对关键层弹性能积聚和释放影响规律。

综上所述,厚硬覆岩顶板破断释能存在明显致冲效应,然而目前对于厚硬覆岩顶板破断冲击动载研究多集中于我国中东部地区深部矿井。我国西部地区矿井埋藏深度浅,工作面存在多层厚硬砂岩顶板岩层,随着煤炭资源开发战略转移,西部地区矿井开采呈现智能化和大型化发展,同一采区往往布置两(多)个工作面同时回采,煤矿开采强度高,赋存于煤层上方的厚硬顶板破断动载扰动强,工作面及巷道时常出现矿震及冲击动力显现现象,严重影响矿井安全高效生产。因此本文以陕北某矿为工程背景,通过研究不同层位厚硬覆岩顶板破断结构特征,建立厚硬覆岩顶板破断力学模型,揭示同采工作面厚硬覆岩顶板破断诱冲机制,分析厚硬顶板破断应力演化规律及动载响应特征,提出厚硬覆岩顶板“卸-固”协同防冲控制技术,为西部地区类似矿井防冲及动力灾害治理提供借鉴意义。

2 工程背景

2.1 工程地质

矿井位于陕西省榆林市,产能 1 500 万 t/a,目前开采 11 盘区 2#煤层,煤层平均埋深为 321.6 m,厚度为 6 m,矿井区域地质构造简单,不存在断层及褶曲等地质构造。矿井目前正在回采 112203 和

112207 工作面，工作面倾向长度为 350 m，走向长度为 6 000 m，两回采工作面中间为 112201 和 112202 采空区，其余四周为实体煤，如图 1 所示。工作面巷道采用双巷掘进，巷道断面尺寸为 25.08~

27.95 m²，工作面日推进距离为 15~20 m，工作面上覆岩层存在多层厚度大于 10 m 的坚硬砂岩顶板，如图 2 所示，顶板破断动载扰动强，矿井属于典型大采高强采动动压显现矿井。

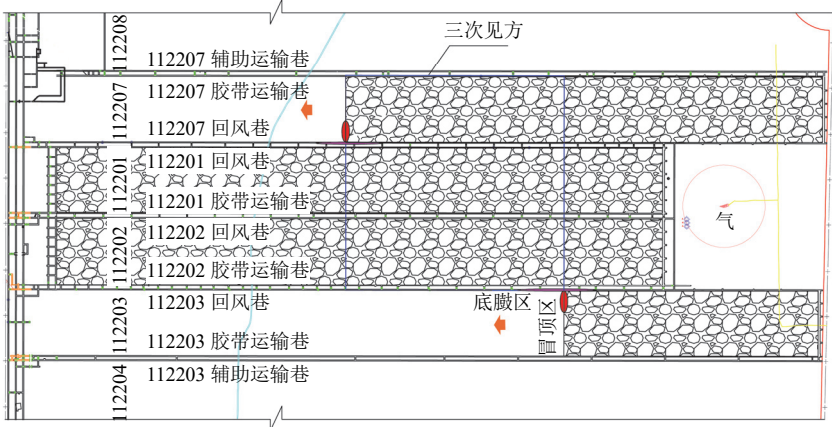


图 1 工作面平面图

Fig.1 Plan of working face

序号	岩性	层厚/m	累深/m	柱状	岩性描述	关键层位	距 2-2 煤顶板高度/m
1	细砂岩	10.90	180.29		灰绿色，成分以长石为主，夹粉砂岩薄层		
2	粉砂岩	25.95	206.24		灰绿色，夹细砂岩薄层，均匀层理，层面见菱铁状结核		
3	细砂岩	30.85	237.09		灰绿色，成分以长石为主，含少量白云母碎屑	主关键层	113.66
4	粉砂岩	16.91	254.00		灰绿色，夹砂质泥岩薄层，局部已泥化崩解，均匀层理		
5	砂质泥岩	6.10	260.10		灰绿色，遇水或空气泥化		
6	细砂岩	8.89	268.99		灰绿色，成分以长石为主，石英次之		
7	中砂岩	19.35	288.34		灰白色，成分以石英和长石为主，分选性差	亚关键层 3	79.17
8	煤	0.15	288.49		黑色，块状，半光亮~光亮型		
9	细砂岩	9.05	297.54		灰色，成分以石英和长石为主，暗色矿物次之		
10	1-1 煤	0.65	298.19		黑色，块状，半光亮~光亮型		
11	粉砂岩	3.25	301.44		深灰色，夹细粒砂岩薄层，波状层理		
12	煤	0.55	301.99		黑色，块状，半光亮~光亮型		
13	粉砂岩	1.20	303.19		深灰色，含植物茎秆炭化化石，水平层理		
14	细砂岩	13.50	316.69		灰色，成分以石英和长石为主，含少量白云母	亚关键层 2	50.97
15	煤	0.20	316.89		黑色，块状，半光亮~光亮型		
16	细砂岩	1.40	318.29		灰色，成分以石英和长石为主，含少量白云母		
17	粉砂岩	10.71	329.00		深灰色，含植物茎秆炭化化石碎片，见滑面，波状层理		
18	中砂岩	35.29	364.29		灰白色，成分以石英和长石为主，分选中等，次棱角状，局部钙质胶结，块状层理，见炭质纹层	亚关键层 1	3.37
19	细砂岩	3.37	367.66		灰色，成分以石英和长石为主，含少量云母碎屑		
20	2-2 煤	5.78	373.44		黑色，块状，半光亮~光亮型，重量采取率 88%		
21	粉砂岩	11.85	385.29		深灰色，含植物茎秆炭化化石，夹镜煤条带，波状层理		

图 2 工作面钻孔综合柱状图

Fig.2 Comprehensive histogram of working face

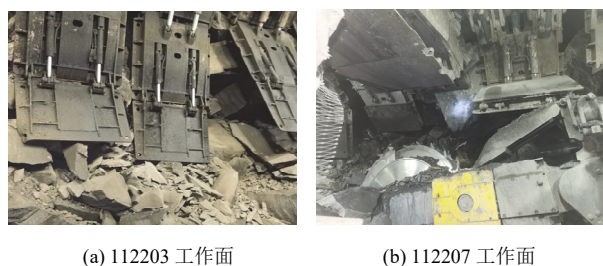
2.2 动力灾害概况

2021 年 8 月 27 日该矿 112203 和 112207 工作面机尾同时出现冒顶事故，造成工作面停产一个月。事发时 112203 和 112207 工作面走向错距 1 100 m，与 112201 和 112202 工作面倾向方向形成三次见方，

工作面回采过程中顶板煤炮声频繁。由于矿井工作面未安装微震监测设备，根据支架工作阻力变化和地表裂隙发育情况，认为 112201 和 112202 工作面回采导致覆岩主关键层已破断。因为岩块之间存在铰接作用，具有一定自稳性，当 112203 和 112207

两工作面同时回采,围岩应力扰动范围进一步增大。当 112207 与 112201 和 112202 工作面形成三次见方时,覆岩主关键层稳定性进一步降低,112207 工作面覆岩主关键层破断,诱导铰接岩块再次破断或者滑移失稳,释放冲击强动载,从而诱发两工作面机尾部位同时发生冒顶事故。

事故造成 112203 工作面回风巷超前段底臃 0.6~1.5 m,机尾工作面倾向冒顶范围为 52 m,最大冒落岩块体积超过 20 m³,112207 工作面回风巷超前段底臃 0.4~1.1 m,机尾工作面倾向冒顶范围为 46 m,最大冒落岩块体积超过 12 m³,如图 3 所示。



(a) 112203 工作面

(b) 112207 工作面

图 3 工作面顶板冒落图

Fig.3 Roof caving of the working face

2.3 厚硬顶板冲击特征

112203 和 112207 工作面机尾冒顶及回风巷严重变形破坏,均为覆岩主关键层破断滑移失稳释能诱发所致,因此统计厚硬覆岩顶板矿井冲击地压事故案例,发现厚硬覆岩冲击存在以下特征:

(1) 形成矿井冲击震源层。赋存于煤层上方的厚硬覆岩顶板岩性一般为砂岩或者砾岩,单轴抗压强度大于 60 MPa,厚度不小于 10 m,其具有较好承载性能,破断瞬时释放大量弹性能,形成矿井冲击震源层。

(2) 具有远近场效应。采掘空间上方厚硬顶板,均存在一临界冲击能量和临界冲击距离,近场的小能量不一定发生弱冲击,远场的大能量也不一定发生强冲击。冲击灾害程度主要取决于能量与距离的比值(能距比 η), $\eta \in (0 \sim 10^2)$ 无冲击, $\eta \in (10^2 \sim 10^3)$ 弱冲击, $\eta \in (10^3 \sim 10^4)$ 中等冲击, $\eta \in (10^4$ 及以上) 强冲击。

(3) 形成“面-区-井-地”致灾特征。厚硬覆岩顶板赋存层位高度不同,对矿井产生的影响也不同。厚硬覆岩层位在开采煤层 100 m 以内时只对第 1 个工作面产生冲击矿震效应,位于 200 m 内时对第 2~3 个面冲击影响较大,位于 300 m 左右及以上时对整个采区、矿井后期、甚至整个矿区矿震影响较大。

3 同采工作面厚硬顶板破断诱冲机制

3.1 厚硬顶板破断结构特征

随着工作面开采,采空区范围逐渐增大,工作面中、低位厚硬顶板呈现“竖 O-X”型破断,即顶板的倾向破断尺寸大于走向尺寸,中、低位厚硬顶板破断形成悬臂梁或者砌体梁结构,其回转运动造成工作面呈现大小周期来压,周期来压步距一般为 15~45 m。工作面高位厚硬顶板由于距离煤层位置远,其破断受到采高、岩层移动角以及工作面倾向尺寸等参数影响,其破断一般呈现“横 O-X”型^[26],即顶板的倾向破断尺寸小于走向破断尺寸,高位厚硬顶板往往在数个工作面开采后容易引发其破断或滑移失稳,其破断存在滞后性,但其突然破断将会释放强动载,诱发工作面 and 巷道出现矿震或者冲击地压等动力显现现象。

由图 4 可知,高位厚硬顶板以拉伸断裂线为中心形成冲击震源点,释放弯曲下沉阶段顶板集聚弹性能。位于采空区中部的断裂线形成冲击震源点 A,释放弹性能以应力波形式传递至采空区,由于下覆岩层已明显断裂且破碎,松散破碎岩体结构对应应力波存在弱化吸能和反射耗能,因而传递至工作面及巷道的能量显著降低,此处震源点对工作面安全影响不大。位于实体煤与采空区交界处的断裂线形成冲击震源点 B 和 C,此处下方厚硬岩层均以悬臂梁结构形式存在,岩层间不存在明显离层现象,因而更有利于应力波的传递。由于悬臂梁的挤压作用,煤层及下位岩层内存在高静载能量集聚,受到轻微动载扰动就有可能发生矿震或者冲击地压,造成工作面冒顶以及巷道围岩瞬时动力变形破坏,并且释放的强动载也有可能扰动垮落带与裂隙带内中、低位厚硬岩层中的悬臂梁铰接岩块滑落失稳,进一步加大井下工作区域冲击危险。因此,位于断裂线 B 和 C 处的巷道及工作面应是防冲工作关注的重点区域,此区域一般紧邻采空区侧,围岩系统应力状态

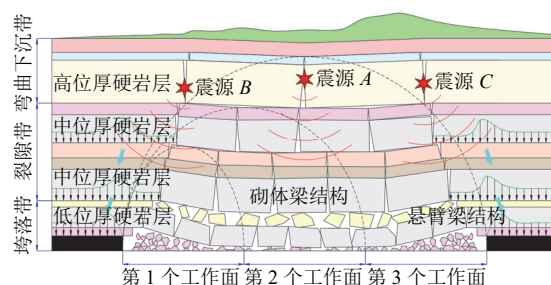


图 4 工作面顶板覆岩结构破断示意图

Fig.4 Schematic diagram of broken structure of overlying rock roof in the working face

复杂, 动静载叠加极易超过围岩极限承载能力, 造成冲击动力显现。

3.2 厚硬顶板破断力学模型

由高位厚硬顶板破断结构特征可知, 厚硬顶板厚度与破断面最小特征尺寸之比一般小于 1/5, 因此可将厚硬顶板简化为弹性薄板进行受力分析。根据工作面四邻关系, 可将厚硬顶板简化为三边固支一边简支结构, 其力学模型如图 5 所示。

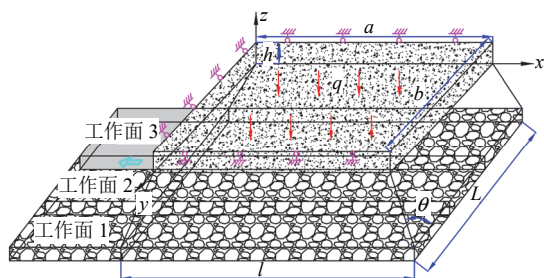


图 5 厚硬顶板力学模型

Fig.5 Mechanical model of thick and hard roof

薄板弹性曲面微分方程为

$$\frac{\partial^4 \omega}{\partial x^4} + 2 \frac{\partial^4 \omega}{\partial x^2 \partial y^2} + \frac{\partial^4 \omega}{\partial y^4} = \frac{q}{D} \quad (1)$$

式中: ω 为薄板挠度函数 (m); D 为薄板弯曲刚度 (Pa/m); q 为薄板上覆岩层荷载 (Pa)。

$$D = \frac{Eh^3}{12(1-\mu^2)} \quad (2)$$

式中: E 为薄板弹性模量 (Pa); μ 为薄板泊松比; h 为薄板厚度 (m)。

根据薄板边界条件, 可得薄板挠度函数 ω 为

$$\omega = k \left(1 + \cos \frac{\pi x}{a} \right) \left(1 - \cos \frac{2\pi y}{a} \right) \quad (3)$$

式中: a 为薄板走向长度 (m); k 为薄板挠度函数相关系数。

薄板应变能 U 为

$$U = \frac{D}{2} \iint \left(\frac{\partial^2 \omega}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 \omega}{\partial y^2} \right)^2 dx dy - 2(1-\mu) \iint \left[\frac{\partial^2 \omega}{\partial x^2} \frac{\partial^2 \omega}{\partial y^2} - \left(\frac{\partial^2 \omega}{\partial x \partial y} \right)^2 \right] dx dy \quad (4)$$

由 $\partial U / \partial k = 0$, 得

$$k = \frac{4a^4 b^4 q}{\pi^4 D (48a^4 + 8a^2 b^2 + 3b^4)} \quad (5)$$

式中: b 为薄板倾向长度 (m)。

薄板弯矩为

$$M_x = -D \left(\frac{\partial^2 \omega}{\partial x^2} + \mu \frac{\partial^2 \omega}{\partial y^2} \right) \quad (6)$$

$$M_y = -D \left(\frac{\partial^2 \omega}{\partial y^2} + \mu \frac{\partial^2 \omega}{\partial x^2} \right) \quad (7)$$

式中: M_x 和 M_y 分别为垂直于薄板 x 和 y 轴中面单位长度上的弯矩 (N·m)。

联立式 (3)、(5) ~ (7), 可得 $x=a$, $y=b/2$ 时, 薄板弯矩取得最大值, 薄板集聚大量弹性能。此时将薄板简化为岩梁结构, 计算顶板破断释放弹性能 W 为

$$W = \frac{q^2 (3b^5 + 10Bb^3 + 120B^2b)}{160Eh^3} \quad (8)$$

$$B = \frac{b(m^2b^2 + 6mb + 12)}{3m(mb + 2)} \quad (9)$$

$$m = \sqrt[4]{\frac{3n}{Eh^3}} \quad (10)$$

$$b = L - 2H \cot \theta \quad (11)$$

式中: L 为采空区临界跨度 (m); H 为厚硬顶板距煤层距离 (m); θ 为岩层破断角 ($^\circ$); n 为煤层刚度系数。

由式 (8) ~ (11) 可知, 厚硬顶板破断与上覆岩层荷载、采空区临界跨度、厚硬岩层强度、厚度和厚硬岩层距煤层距离等因素有关, 其中厚硬顶板破断释放能量与采空区临界跨度 L 呈正比, 与厚硬顶板距煤层距离 H 呈反比, 即单工作面开采时, 采空区临界跨度 L 较小, 距离煤层较远的高位厚硬顶板不易破断释, 稳定性较高, 高位厚硬顶板破断存在滞后性。多工作面同时开采, 采空区临界跨度 L 增大, 围岩应力扰动范围增大, 高位厚硬顶板更易达到破断临界值, 破断时由于岩层强度高、厚度大, 释放大弹性能, 因此多工作面开采, 采空区跨度增大, 工作面矿震及冲击危险性显著提升。同时结合高位厚硬顶板破断结构特征可知, 位于近采空区侧的高位厚硬顶板破断形成矿井诱冲震源点, 破断铰接岩块滑移失稳, 释放冲击强动载, 与采空区侧围岩高静载集中应力叠加, 从而诱发同采多工作面近采空区侧出现矿震或者冲击动力显现。

4 厚硬顶板破断静动载应力演化特征

由同采工作面厚硬顶板破断诱冲机制可知, 工

工作面冒顶及底砷位置均位于采空区一侧,为缩小模型尺寸,提高数值运算效率,选取 112202 和 112203 工作面为工程背景,采用 $\text{FLAC}^{3\text{D}}$ 数值模拟软件建立 $1\,200\text{ m}\times 600\text{ m}\times 180\text{ m}$ 三维数值模型,模型前后左右分别留 50 m 和 205 m 边界煤柱,如图 6 所示。

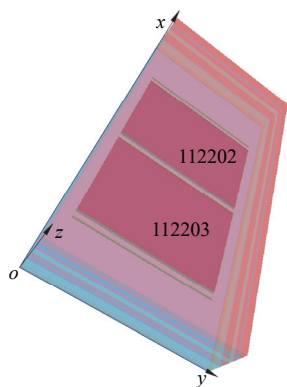


图 6 数值模型
Fig.6 Numerical model

模型采用摩尔-库仑强度准则,顶部施加 3.5 MPa 荷载,侧向及底部边界固定约束。模型采用静力模块和动力模块依次加载^[27],冲击震源采用余弦波,频率为 50 Hz ,震动作用 3 个周期,震源能量为 10^6 J ,冲击震源位于覆岩高位主关键层,动力计算时间为 0.3 s ,模拟工作面回采期间围岩静载应力演化规律以及冲击动力响应特征。

4.1 采场围岩静载应力演化特征

通过在煤层及覆岩顶板直接顶和各关键层布置测面,监测 112202 和 112203 工作面见方期间,采场围岩静载应力演化特征如图 7、8 所示。

由图 7 可知,112202 工作面回采一次见方期间,受覆岩顶板活动影响采场四周形成高静载应力集中带,工作面超前应力影响范围为 92 m ,侧向应力影响范围为 70 m ,煤层内部静载集中应力可达 32.3 MPa 。由于岩层移动角影响,上覆岩层顶板应力扰动范围呈减小趋势,直接顶出现拉伸应

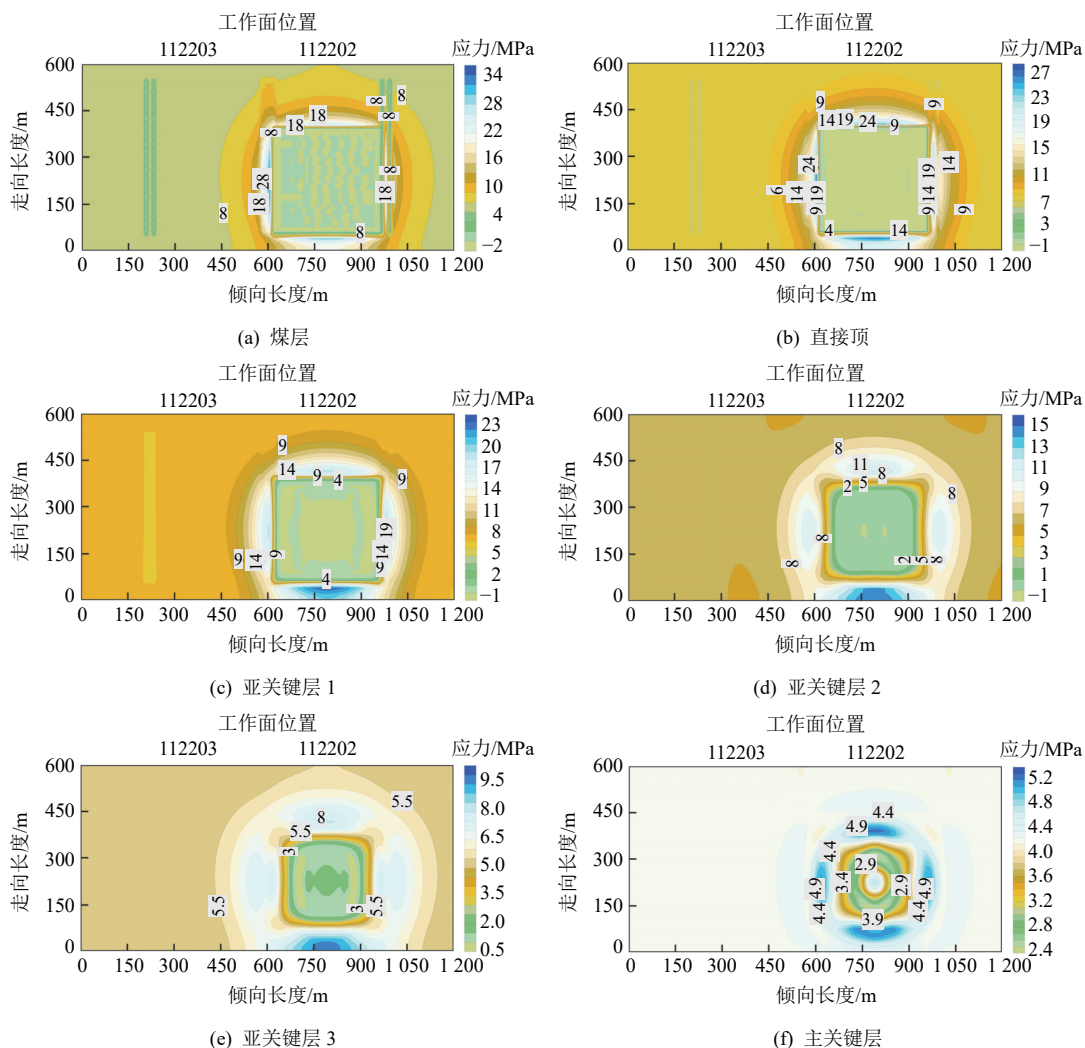


图 7 112202 工作面见方围岩应力特征

Fig.7 Stress characteristics of surrounding rock during the square of 112202 working face

力, 随采随冒, 亚关键层 1 周期性破断形成铰接岩块, 铰接岩块回转运动, 造成煤层四周出现应力集中。一次见方期间, 亚关键层 2 中部出现拉伸应力集中点, 亚关键层 2 破断, 亚关键层 3 和主关键层出现下沉, 挤压下覆岩层悬臂梁结构, 形成纵向压力传递带, 造成关键层四周出现应力集中, 但未发生明显破断。

由图 8 可知, 112202 工作面回采完毕, 112203 工作面接续开采, 112203 工作面靠近采空区一侧工作面超前 30~40 m, 倾向范围 70~80 m 区域形成三角应力集中区, 越靠近采空区侧应力集中程度越大。这主要是受 112202 采空区侧向悬顶回转运动和 112203 工作面超前顶板破断叠加影响以及上覆岩层荷载传递作用, 造成近煤层区域围岩出现应力集中, 应力集中系数可达 3~4。工作面直接顶和亚

键层 1 受覆岩顶板运动高静载应力影响和支架反复升降扰动影响, 靠近煤层区域顶板裂隙发育, 当受到主关键层破断强动载影响, 采空区侧工作面端头区域将易出现冒顶。随着采空区范围增大, 亚关键层 2 拉伸破裂范围明显增大, 与亚关键层 3 之间离层空间显著增大, 亚关键层 3 和覆岩主关键层弯曲下沉量进一步增大, 达到极限破断荷载前, 关键层下沉传递静荷载, 造成下覆岩层及煤层应力较一次采动期间明显增大。同时亚关键层 3 和主关键层上应力集中进一步增大。随着相邻工作面继续开采, 采空区范围增大, 顶板破断高度进一步发育, 达到极限破断荷载, 覆岩主关键层将破断, 覆岩主关键层破断线多位于采空区煤柱上覆岩层侧, 其释放强动载沿采空区悬臂梁侧向悬顶结构传递到工作面端头高静载区域, 造成工作面矿震瞬时冒顶。

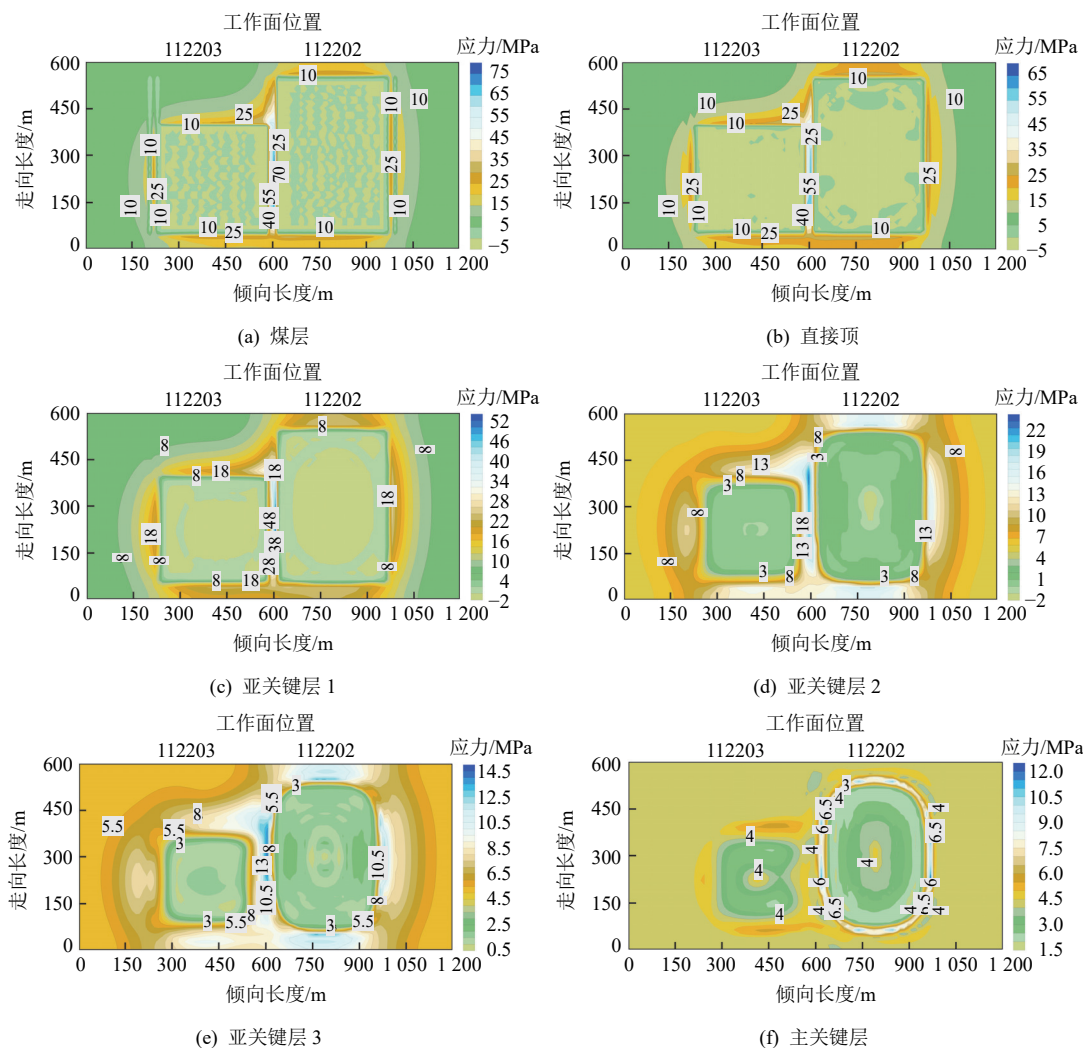


图 8 112203 工作面见方围岩应力特征

Fig.8 Stress characteristics of surrounding rock during the square of 112203 working face

4.2 采场围岩动载应力传递特征

112203 工作面回采, 超前工作面 5 m 在各岩层

布置测线, 监测靠近采空区侧 112203 工作面围岩动载响应特征如图 9 所示。

由图 9 可知, 覆岩主关键层破断, 冲击动载应力波以震源为中心, 呈球形波形式往围岩四周进行动载能量传递, 0.05 s 动载应力波传递至采场围岩空间, 由于 112202 工作面回采完毕形成采空区, 动载应力波传递路径阻断, 应力波明显往 112203 工作面实体煤方向传递, 0.07 s 动载应力波引起 112202 工作面采空区侧向悬顶和 112203 工作面端头应力集中区质点高速振动, 最大振动加速度达 36 m/s^2 ,

采空区侧向悬顶回转运动将进一步加剧端头区域应力集中, 在高速冲击振动作用下, 采空区侧端头顶板破碎性显著增大。0.08 s 采场围岩高速振动区主要集中于 112203 工作面采空区侧端头 40 m 范围应力集中区, 质点振动加速度达 25 m/s^2 , 说明该区域直接顶和亚关键层 1 下部已完全破碎, 此时工作面移架支护作业不及时, 工作面端头空顶作业时间长, 将出现显著冒顶事故。

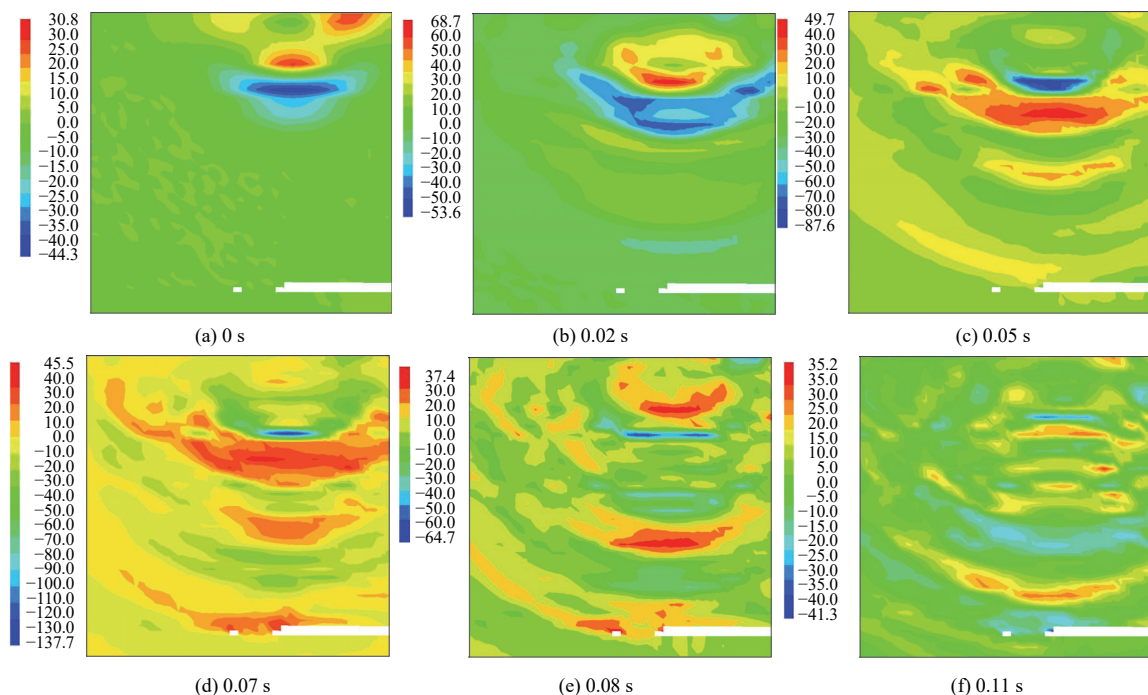


图 9 冲击动载应力波传播过程

Fig.9 Propagation process of impact dynamic load stress wave

监测 112203 工作面靠采空区侧端头 10 m 处质点振动加速度、频率-幅值、荷载及位移变化率, 如图 10~13 所示。研究发现: 采空区端头区域直接顶至主关键层上覆各围岩质点振动加速度最大值分别为 23.07 、 20.84 、 9.04 、 13.76 、 11.85 m/s^2 , 各岩层质点振动加速度主频分布区间均为 $42 \sim 83 \text{ Hz}$, 振动幅值分别为 4.49 、 4.45 、 1.48 、 2.36 、 2.04 , 直接顶和亚关键层 1 质点振动加速度和幅值显著大于上覆各关键层, 说明直接顶和亚关键层 1 破碎, 动载振动响应明显。直接顶至主关键层上覆各围岩荷载变化率最大值分别为 60.14 、 121.03 、 70.80 、 93.83 、 86.36 MPa/s , 位移变化率最大值分别为 0.085 、 0.091 、 0.067 、 0.073 、 0.074 m/s , 直接顶的荷载变化率最小, 说明直接顶在静载作用下裂隙更为发育, 强度显著减低, 因而动载扰动作用下荷载变化率降低。亚关键层 1 荷载变化率最大, 说明冲击动载作用引起亚关键层 1 内部荷载明显变化, 冲击作用对亚关键层 1 破碎显著, 因而受冲击动载作用, 直接

顶和亚关键层 1 的位移变化率显著大于上覆各岩层, 超前工作面区域直接顶和亚关键层 1 冒顶风险增大。因此为预防超前区域冒顶, 超前工作面区域直接顶和亚关键层 1 为围岩重点加固区域。

监测 112203 工作面靠采空区侧端头 40 m 范围内质点最大振动加速度, 如图 14 所示。研究发现, 随着距采空区水平距离增大, 工作面端头围岩质点振动加速度整体呈下降趋势, 说明越远离采空区围岩完整性越好, 其中直接顶和亚关键层 1 质点振动加速度显著大于其余各岩层, 说明直接顶和亚关键层 1 破碎程度较其余各岩层严重。同时由于采空区岩层破断角影响以及悬臂梁铰接岩块破断传力作用, 造成上覆岩层应力集中区往工作面内侧偏移, 因而亚关键层 2 至主关键层围岩质点振动加速度最大值出现在端头区域 20 m 处, 整体对比分析, 围岩破碎区主要集中于工作面采空区侧端头区域 30 m 范围, 考虑一定安全系数, 围岩破碎区处理范围为工作面近采空区侧端头 $0 \sim 40 \text{ m}$ 区域。

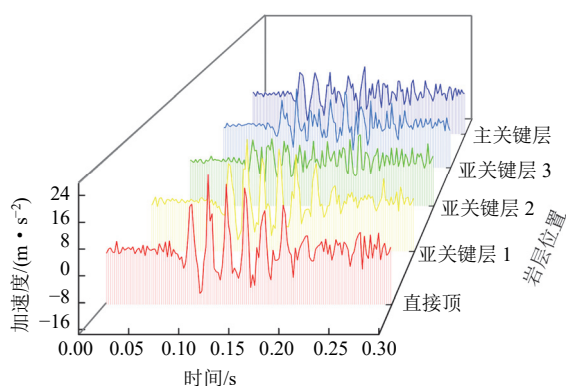


图 10 岩层质点振动加速度
Fig.10 Vibration acceleration of rock mass particle

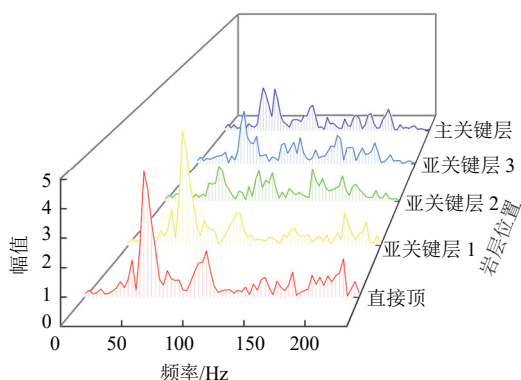


图 11 岩层质点振动加速度频率-幅值
Fig.11 Frequency-amplitude of particle vibration acceleration in rock layers

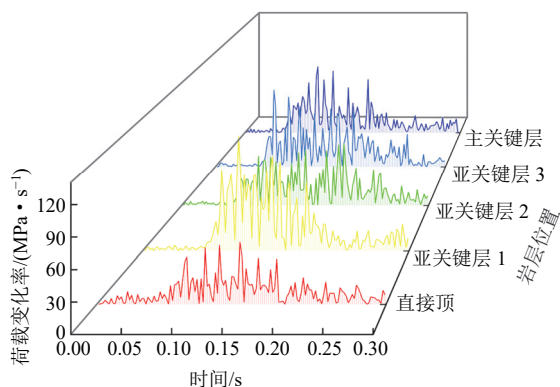


图 12 岩层荷载变化率
Fig.12 Load variation rate of rock layers

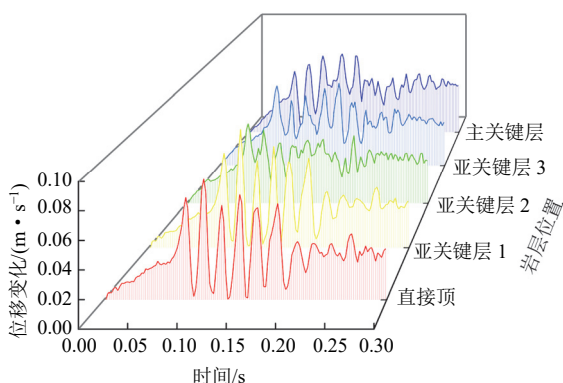


图 13 岩层位移变化率
Fig.13 Displacement change rate of rock layers

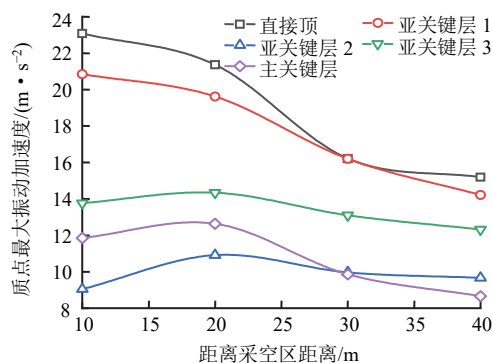


图 14 岩层质点最大振动加速度
Fig.14 Maximum vibration acceleration of rock mass particle

5 同采工作面厚硬顶板破断围岩稳定性控制技术

工作面厚硬顶板破断释能及滑移运动是井下动力灾害显现的主要影响因素,为实现矿井安全高效生产,构建井下厚硬顶板围岩灾害防治思路流程,如图 15 所示。主要步骤如下:①进行采区全钻孔柱状图分析,判别覆岩关键层;②计算覆岩主关键层距煤层距离 L 是否大于采动裂隙区发育高度($7 \sim 10$) h_m ^[28];③根据工作面是否处于充分采动,判别覆岩冲击震源层;④结合开采工艺,确定工作面是否属于多工作面同时开采,判定覆岩诱冲静动载力源;⑤分析工作面近场围岩完整性,确定围岩稳定性控制技术。

由图 15 以及同采工作面厚硬顶板破断诱冲机制可知,同采工作面中低位厚硬顶板破断形成悬臂梁及砌体梁结构,铰接岩块滑移失稳及悬臂梁弯曲下沉,将造成煤体区域围岩出现高静载三角应力集中区,高静载作用下近场围岩顶板裂隙发育,当叠合高位厚硬顶板破断强动载,将造成工作面采空区侧端头区域破碎顶板出现显著冒顶事故。因此,为实现同采工作面围岩稳定性有效控制,提出井上下协同压裂防冲与顶板锚-注补强加固成层式防护“卸-固”协同控制技术。

5.1 井上下协同压裂防冲控制技术

根据岩层碎胀性特征,中低位厚硬岩层采用井下水力压裂切割,降低采空区侧悬臂梁悬顶长度,切断岩块破碎充填采空区,降低围岩离层空间,防止上覆岩层回转运动,造成采空区端头区域顶板静载应力集中。覆岩高位厚硬岩层赋存层位高、厚度大、释放动载能量强,且高位厚硬顶板破断存在滞后效应,释放冲击动载具有突发性,进一步加剧了井下冲击危险不确定性。因此,为有效预防高位厚

硬岩层破断强动载影响,采用地面水平井压裂技术,通过高压压裂破坏覆岩高位厚硬岩层完整性,减小覆岩厚硬岩层破断步距,降低动载能量释放量,并

上下协同压裂防冲,降低工作面静动载应力叠加强度,从而确保工作面安全高效回采,井上下协同压裂防冲技术如图 16 所示。

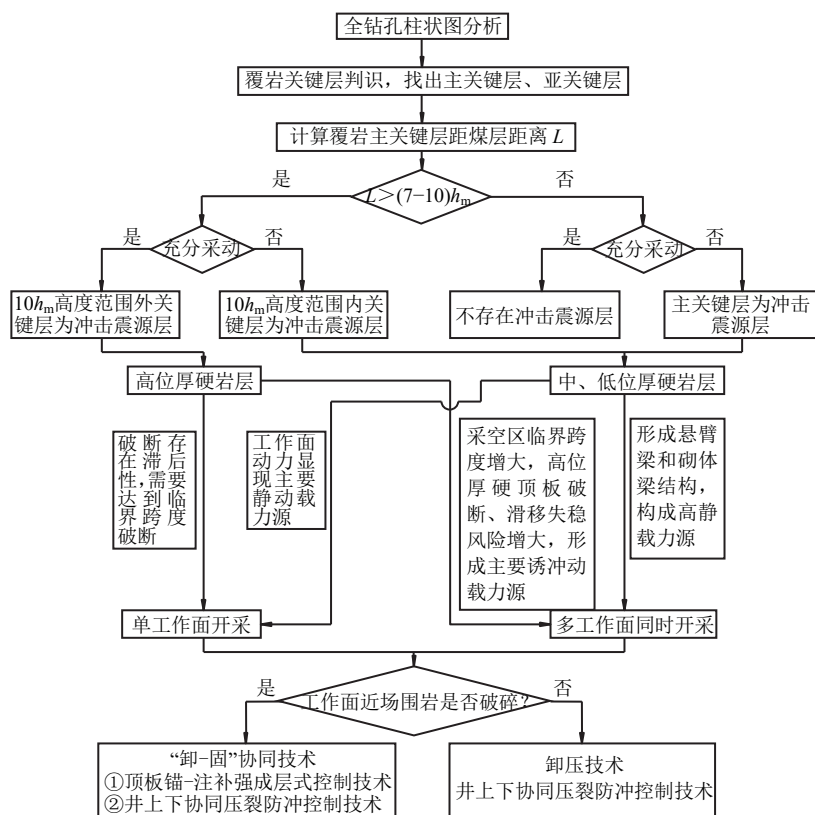


图 15 厚硬顶板围岩动力灾害防治思路图

Fig.15 Flowchart for prevention and control of dynamic disasters in thick and hard roof surrounding rock

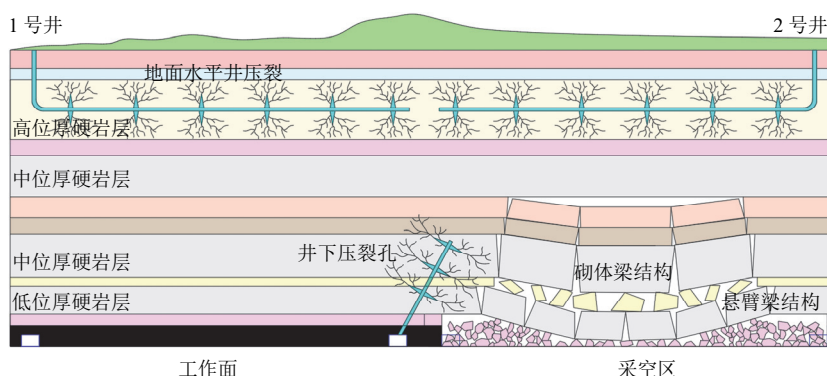


图 16 井上下协同压裂防冲技术

Fig.16 Collaborative fracturing and anti-impact control technology for upper and lower wells

5.2 顶板锚-注补强加固成层式控制技术

针对工作面端头顶板破碎区,提出顶板锚-注补强加固成层式控制技术。端头区域回采巷道采用锚-注梯次加固成层式防护技术,即:采用长短锚杆索+有机/无机注浆材料,在巷道围岩内部构建一阶支护表支护层(浅部)、二阶悬吊强化层(中部)与三阶注浆固化层(深部),利用三阶协同支护在巷道围岩内部构建成层式预应力支护壳。锚杆施加高预紧力

在巷道浅表形成预应力壳,提高浅部围岩稳定性;短锚索施加高预紧力悬吊浅部预应力梁于围岩稳定岩层;长锚索注浆固化一阶与二阶支护,形成一整体,并通过高锚固点将该整体支护层悬吊于围岩深部,形成三阶协同支护体系。通过优化支护参数设计和材料配比,充分发挥锚网索主动支护与注浆材料固化补强性能,提高端头巷道破碎顶板围岩稳定性。工作面端头破碎区域采用深浅孔交替注浆加固

控制技术，即：采用低压稀浆通过深浅孔充填胶结浅部顶板破碎区，浆液通过裂隙通道固结围岩，增强近场围岩顶板强度及完整性，注浆浆液具有渗透性好、流动性强与快速凝结等特征。顶板锚-注补强加固成层式控制技术如图 17 所示。

6 工程应用

在 112203 回风巷采用围岩“卸-固”协同防冲控制技术，确保工作面快速通过顶板破碎区。由于地面压裂成本高、耗时长，因此采用井下水力压裂切顶处理采空区侧向悬顶；工作面端头区域采用锚-注梯次加固成层式支护控制技术，提高采空区侧破碎顶板强度及完整性。

6.1 井下水力压裂切顶方案

由于 112203 工作面采空区侧已出现冒顶，在冒顶区域不宜开展水力压裂切顶，因此超前工作面 200 m 在围岩稳定区开展井下水力压裂切顶。沿回风巷走向布置压裂钻孔，钻孔向煤柱帮顶板布置，A 钻孔处理 112202 采空区侧向悬顶，B 钻孔处理 112203 工作面端头弧形三角板，A、B 钻孔直径为 60 mm，长度为 55 m，倾角为 60°，间距为 12 m，A 钻孔与巷道轴向垂直，B 钻孔与巷道轴向夹角为 5°，B 钻孔开口位置距离煤柱 1 m 左右，采用分段式压裂，压裂间距为 3 m，封孔长度为 10 m，钻孔布置方案如图 18 所示。

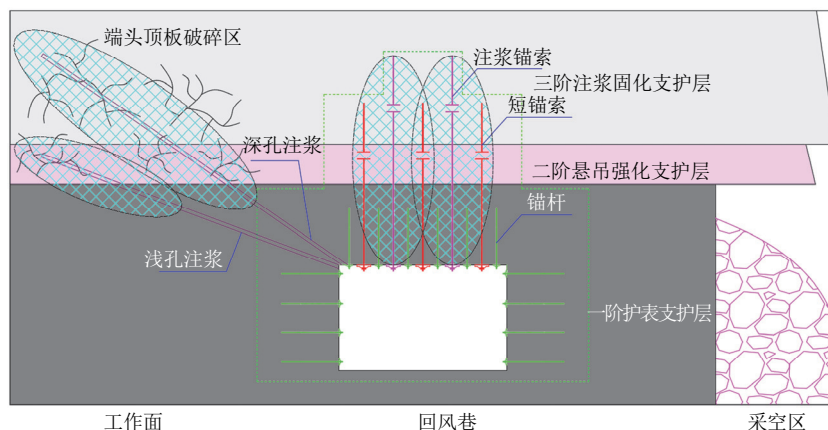


图 17 顶板锚-注补强加固成层式控制技术

Fig.17 Layered control technology for roof anchoring injection reinforcement

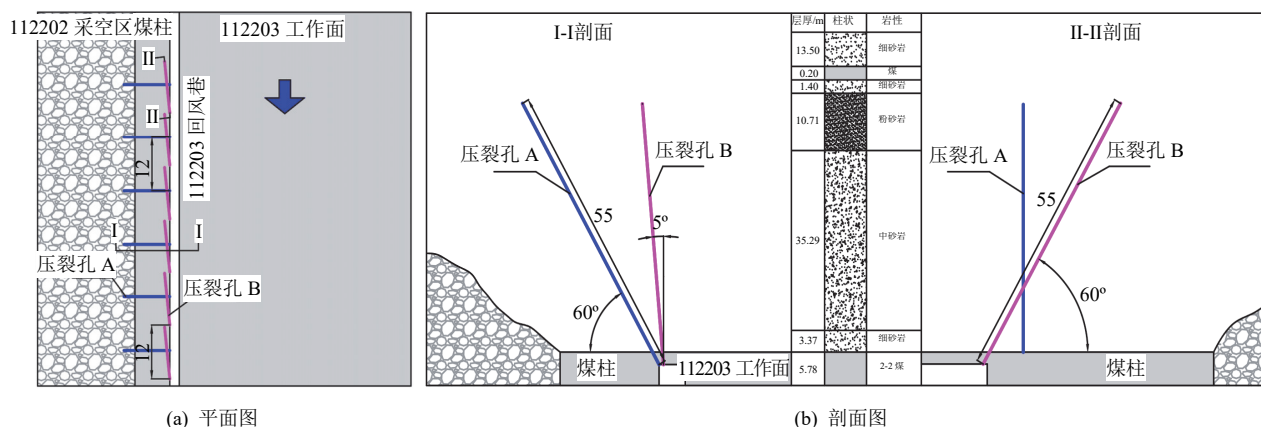


图 18 井下水力压裂钻孔布置方案设计 (单位: m)

Fig.18 Design of hydraulic fracturing drilling layout scheme for coal mine underground (unit: m)

6.2 顶板锚-注补强加固方案

针对工作面端头顶板破碎区采用深浅孔注浆，在破碎区外围岩完整区可不注浆加固。浅注浆孔 D 孔径为 50 mm，长度为 17 m，倾角为 29°，开孔位置距巷道底板 3 m，深注浆孔 L 孔径为 50 mm，长度为 35 m，倾角为 9°，开孔位置距巷道底板 2.5 m，深浅注浆孔间距为 5 m，钻孔布置方案如图 19 所示。

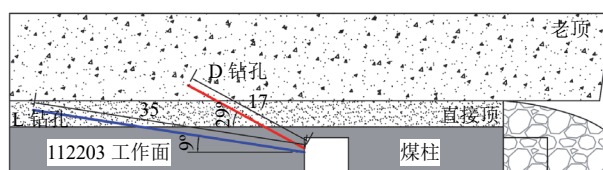


图 19 工作面端头注浆钻孔布置方案设计 (单位: m)

Fig.19 Design of drilling layout plan for grouting at the end of the working face (unit: m)

112203 回风巷断面尺寸为 $5.7\text{ m} \times 4.4\text{ m}$, 巷道原支护采用锚网索支护, 顶锚杆 $\Phi 20\text{ mm} \times 2\,400\text{ mm}$, 间排距为 $1\,000\text{ mm} \times 900\text{ mm}$, 扭矩为 $100\text{ N} \cdot \text{m}$; 顶锚索 $\Phi 17.8\text{ mm} \times 6\,300\text{ mm}$, 间排距为 $2\,000\text{ mm} \times 3\,600\text{ mm}$, 预紧力为 200 kN ; 帮锚杆 $\Phi 20\text{ mm} \times 2\,400\text{ mm}$, 间排距为 $900\text{ mm} \times 900\text{ mm}$, 扭矩为 $100\text{ N} \cdot \text{m}$ 。为实现巷道顶板有效支护, 有效控制巷道围岩变形量, 对 112203 回风巷进行全巷道注浆锚索补强加固支护, 注浆锚索 $\Phi 17.8\text{ mm} \times 8\,300\text{ mm}$, 间排距为 $2\,000\text{ mm} \times 3\,600\text{ mm}$, 预紧力为 200 kN , 通过增加顶板注浆长锚索, 巷道支护形成锚-注梯次加固成层式支护, 支护方案如图 20 所示。

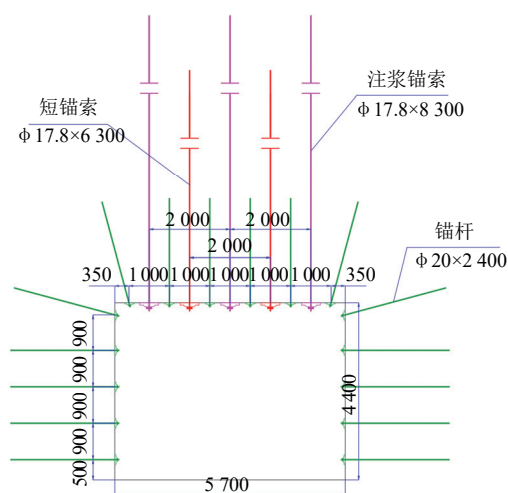


图 20 锚-注梯次加固成层式支护方案设计 (单位: mm)

Fig.20 Design of a layered support scheme for anchor grouting cascade reinforcement (unit: mm)

6.3 围岩控制效果

采用“卸-固”协同防冲措施后, 通过监测煤体应力分布规律、巷道围岩变形破坏特征以及支架工作阻力变化曲线, 分析采场围岩控制效果。

监测压裂前后超前工作面 300 m 处回风巷两侧煤体应力值, 如图 21 所示。由图可知: 压裂前后回采侧煤体应力峰值分别为 12.5 MPa 和 10.1 MPa , 峰值位置距离巷道壁均为 6 m , 煤柱侧煤体应力峰值分别为 20.6 MPa 和 16.4 MPa , 峰值位置距离巷道壁分别为 9 m 和 6 m , 压裂之后回采侧煤体应力值降低了 19.2% , 煤柱侧煤体应力值降低了 20.4% , 且应力峰值距离巷道壁更近, 说明压裂之后煤体应力降低, 巷道两侧煤体塑性区减小, 围岩稳定性增强。

由图 22 可知, 采取“卸-固”协同措施前, 巷道顶底板及两帮围岩变形量分别为 612 、 $1\,036$ 、 $1\,264\text{ mm}$, 采取“卸-固”协同措施后, 巷道顶底板及两帮围岩变

形量分别为 159 、 236 、 312 mm , 采用“卸-固”协同措施后围岩变形量降低了 $74.0\% \sim 77.2\%$, 巷道围岩稳定性显著提升。

图 23 为监测端头区域支架压力工作曲线。

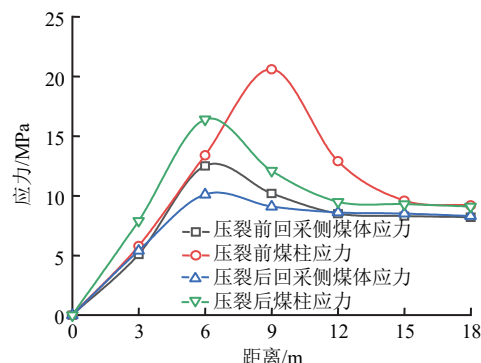


图 21 压裂前后巷道围岩应力分布曲线

Fig.21 Stress distribution curves of surrounding rock in roadway before and after fracturing

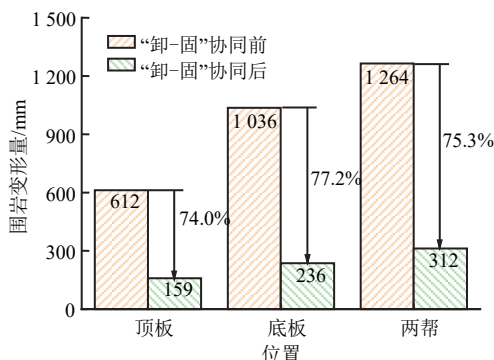
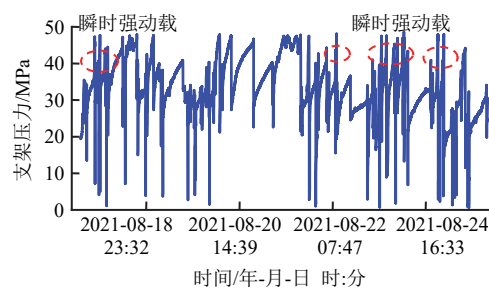
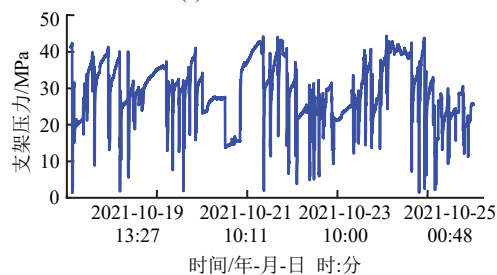


图 22 “卸-固”协同前后巷道围岩变形量

Fig.22 Deformation of surrounding rock of roadway before and after “unloading-solidification” collaboration



(a) “卸-固”协同前



(b) “卸-固”协同后

图 23 “卸-固”协同前后支架压力曲线

Fig.23 Curves of support pressure before and after “unloading-solidification” collaboration

由图 23 可知,采取“卸-固”协同控制措施前后,工作面支架平均工作压力分别为 38.9 MPa 和 29.5 MPa,支架工作压力降低了 24.2%,且支架承受顶板破断瞬时强动载扰动减弱,工作面顶板稳定性增强。综合对比分析可得,工作面及巷道采取“卸-固”协同措施后,围岩稳定性增强,工作面顺利通过顶板破碎区,且工作面回采期间围岩应力降低,顶板动载扰动减弱,回采安全性得到显著提升。

7 结 论

(1) 厚度大于 10 m,单轴抗压强度大于 60 MPa 的厚硬砂岩层易形成矿井冲击震源层,其破断释放冲击动载具有远近场效应和“面-区-井-地”致灾特征,造成矿井出现不同冲击动力显现。

(2) 高位厚硬顶板破断存在滞后性,其破断释能与厚硬顶板的强度、厚度、赋存层位、上覆岩层荷载以及采空区临界跨度等因素有关。两(多)工作面同时回采采空区跨度增大,围岩应力纵向扰动范围大,位于近采空区的高位厚硬顶板断裂线形成诱冲震源点,破断铰接岩块滑移失稳,释放冲击强动载,与采空区侧围岩高静载集中应力叠加,造成近采空区侧工作面出现冲击动力显现。

(3) 工作面近采空区一侧超前工作面 30~40 m,倾向范围 70~80 m 区域形成高静载三角应力集中区,叠合高位厚硬顶板破断强动载影响,造成工作面采空区端头区域 40 m 范围内直接顶和亚关键层 1 顶板破碎,裂隙发育,易出现端头冒顶恶性事故。

(4) 井上下协同压裂防冲控制技术可破坏高位厚硬顶板完整性,切断井下工作面采空区侧中低位厚硬顶板悬臂梁,降低采空区侧端头区域静载应力集中和动载能量叠加;顶板锚-注补强加固成层式控制技术采用深浅孔注浆固化端头顶板破碎区,锚注三阶协同支护构建成层式预应力支护壳,可有效提高端头区域顶板强度及完整性,采用“卸-固”协同防冲控制技术,可显著降低同采工作面厚度顶板破断动力响应,确保工作面安全顺利回采。现场应用采用“卸-固”协同防冲技术,围岩应力降低了 19.2%~20.4%,变形量降低了 74.0%~77.2%,支架工作压力降低了 24.2%,顶板动载扰动减弱,围岩塑性区减小,工作面端头及巷道围岩稳定性显著提升。

参 考 文 献

[1] 高晓进,张震,黄志增,等.深井直覆硬厚顶板侧向破断模式及采动应力响应特征研究[J].岩土力学,2024,45(8):2450-2461.

GAO Xiao-jin, ZHANG Zhen, HUANG Zhi-zeng, et al. Lateral fracture mode and mining stress response characteristics of overlying and thick-hard roof in deep mining well[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2024, 45(8): 2450-2461.

[2] 潘俊锋,高家明,闫耀东,等.煤矿冲击地压发生风险判别公式及应用[J].煤炭学报,2023,48(5):1957-1968.

PAN Jun-feng, GAO Jia-ming, YAN Yao-dong, et al. Risk identification formula for coal burst occurrence and its application[J]. **Journal of China Coal Society**, 2023, 48(5): 1957-1968.

[3] 周楠,李泽君,张吉雄,等.采区坚硬岩层动力灾害致灾能量演化及充填弱化机理研究[J].采矿与安全工程学报,2023,40(5):1078-1091.

ZHOU Nan, LI Ze-jun, ZHANG Ji-xiong, et al. Energy evolution and backfilling weakening mechanism of hard rock strata causing dynamic disasters in coal mining district[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2023, 40(5): 1078-1091.

[4] 潘俊锋,秦子晗,冯美华,等.岩浆岩床下伏短壁综放面集中静载荷型冲击启动原理[J].岩土力学,2015,36(9):2631-2638.

PAN Jun-feng, QIN Zi-han, FENG Mei-hua, et al. Start-up principle of concentrated static load type rockburst in short wall work face under magmatic rocks roof[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2015, 36(9): 2631-2638.

[5] 马玉镇,朱斯陶,潘俊锋,等.煤矿覆岩主控致灾层位危险识别及现场应用[J].煤炭学报,2024,46(6):2589-2603.

MA Yu-zhen, ZHU Si-tao, PAN Jun-feng, et al. Identification and on-site application of the main hazard-causing stratum of overlying strata in coal mines[J]. **Journal of China Coal Society**, 2024, 46(6): 2589-2603.

[6] 卜庆为,涂敏,张向阳,等.采场厚硬顶板破断失稳与能量聚散演化研究[J].采矿与安全工程学报,2022,39(5):867-878.

BU Qing-wei, TU Min, ZHANG Xiang-yang, et al. Study on fracture instability and energy accumulation-release evolution of thick-hard roof in stope[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2022, 39(5): 867-878.

[7] 于斌,邵阳,匡铁军,等.大空间采场远近场坚硬顶板井上下控制理论及技术体系[J].煤炭学报,2023,48(5):1875-1893.

YU Bin, TAI Yang, KUANG Tie-jun, et al. Theory and technical system of control of far-near field hard roofs from ground and underground in a large space stope[J]. **Journal of China Coal Society**, 2023, 48(5): 1875-1893.

[8] 于斌,杨敬轩,刘长友,等.大空间采场覆岩结构特征及其矿压作用机理[J].煤炭学报,2019,44(11):3295-3307.

- YU Bin, YANG Jing-xuan, LIU Chang-you, et al. Overburden structure and mechanism of rock pressure in large space stope[J]. **Journal of China Coal Society**, 2019, 44(11): 3295-3307.
- [9] 于斌, 高瑞, 夏彬伟, 等. 大空间坚硬顶板地面压裂技术与应用[J]. **煤炭学报**, 2021, 46(3): 800-811.
- YU Bin, GAO Rui, XIA Bin-wei, et al. Ground fracturing technology and application of hard roof in large space[J]. **Journal of China Coal Science**, 2021, 46(3): 800-811.
- [10] 庞龙龙, 徐学锋, 司亮, 等. 开采上保护层对巨厚砾岩诱发冲击矿压的减冲机制分析[J]. **岩土力学**, 2016, 37(增刊 2): 120-128.
- PANG Long-long, XU Xue-feng, SI Liang, et al. Analysis of prevention mechanism of upper protective seam mining on rock rockburst induced by thick conglomerate[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2016, 37(Suppl.2): 120-128.
- [11] 赵善坤, 赵阳, 王寅, 等. 采动巷道侧向高低位厚硬顶板破断模式试验研究[J]. **煤炭科学技术**, 2021, 49(4): 111-120.
- ZHAO Shan-kun, ZHAO Yang, WANG Yin, et al. Experimental study on fracture mode of lateral high and low thick and hard roof in mining roadway[J]. **Coal Science and Technology**, 2021, 49(4): 111-120.
- [12] 周楠, 许健飞, 张吉雄, 等. 充填弱化坚硬覆岩冲击地压灾害机制研究[J]. **岩石力学与工程学报**, 2023, 42(10): 2412-2426.
- ZHOU Nan, XU Jian-fei, ZHANG Ji-xiong, et al. Study on the mechanism of weakening hard overburden rock burst disaster by backfilling[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2023, 42(10): 2412-2426.
- [13] 李一哲, 赵善坤, 齐庆新, 等. 井间高位岩层联动诱冲机制及防冲方法初探[J]. **煤炭学报**, 2020, 45(5): 1681-1690.
- LI Yi-zhe, ZHAO Shan-kun, QI Qing-xin, et al. Preliminary study on coal bump mechanism induced by co-movement of higher strata and coal bump control method between two mines[J]. **Journal of China Coal Society**, 2020, 45(5): 1681-1690.
- [14] 齐庆新, 李一哲, 李海涛, 等. 冲击地压应力流思想及其控制理论初探[J]. **采矿与安全工程学报**, 2021, 38(5): 866-875.
- QI Qing-xin, LI Yi-zhe, LI Hai-tao, et al. Preliminary theoretical study on stress flow thought for coal bump and its control[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2021, 38(5): 866-875.
- [15] 王爱文, 潘一山, 李忠华, 等. 断层作用下深部开采诱发冲击地压相似试验研究[J]. **岩土力学**, 2014, 35(9): 2486-2492.
- WANG Ai-wen, PAN Yi-shan, LI Zhong-hua, et al. Similar experimental study of rockburst induced by mining deep coal seam under fault action[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2014, 35(9): 2486-2492.
- [16] 夏永学, 潘俊锋, 谢非, 等. 特厚煤层大巷复合构造区重复冲击致灾机制及控制技术[J]. **岩石力学与工程学报**, 2022, 41(11): 2199-2209.
- XIA Yong-xue, PAN Jun-feng, XIE Fei, et al. Disaster mechanism and control technology of large roadway group with repeated impact in extra-thick coal seam[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2022, 41(11): 2199-2209.
- [17] 夏永学, 潘俊锋, 谢非, 等. 井下超长水平孔分段压裂防冲机理及效果[J]. **煤炭学报**, 2022, 47(增刊 1): 115-124.
- XIA Yong-xue, PAN Jun-feng, XIE Fei, et al. Mechanism and effect of rock burst prevention using overlength horizontal hole staged fracturing technology[J]. **Journal of China Coal Society**, 2022, 47(Suppl.1): 115-124.
- [18] 高明仕, 俞鑫, 徐东, 等. 基于冲能吸能平衡效应的冲击地压巷道分级支护研究[J]. **岩土力学**, 2024, 45(1): 38-48.
- GAO Ming-shi, YU Xin, XU Dong, et al. Graded support of rock burst roadway based on balance theory of impact energy and absorbed energy[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2024, 45(1): 38-48.
- [19] 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 Jun-peng, WU Kun-bo, 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.
- [20] 郑凯歌, 袁亮, 杨森, 等. 基于分区弱化的复合坚硬顶板冲击地压分段压裂区域防治研究[J]. **采矿与安全工程学报**, 2023, 40(2): 322-333.
- ZHENG Kai-ge, YUAN Liang, YANG Sen, et al. Study on prevention and control of rock burst staged fracturing area of composite hard roof based on zoning weakening[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2023, 40(2): 322-333.
- [21] 杨胜利, 王家臣, 李良晖. 基于中厚板理论的关键岩层变形及破断特征研究[J]. **煤炭学报**, 2020, 45(8): 2718-2727.
- YANG Sheng-li, WANG Jia-chen, LI Liang-hui. Analysis of deformation and fracture characteristics of key strata based on the medium thick plate theory[J]. **Journal of China Coal Society**, 2020, 45(8): 2718-2727.
- [22] 杨胜利, 王兆会, 吕华永. 大采高采场周期来压顶板结

- 构稳定性及动载效应分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2019, 36(2): 315-322.
- YANG Sheng-li, WANG Zhao-hui, LYU Hua-yong. Analysis of structure stability of main roof and dynamic loading effect during periodic weighting in a large mining height stope[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2019, 36(2): 315-322.
- [23] 杨胜利, 王家臣, 杨敬虎. 顶板动载冲击效应的相似模拟及理论解析[J]. 煤炭学报, 2017, 42(2): 335-343.
- YANG Sheng-li, WANG Jia-chen, YANG Jing-hu. Physical analog simulation analysis and its mechanical explanation on dynamic load impact[J]. **Journal of China Coal Society**, 2017, 42(2): 335-343.
- [24] 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 Yang-yang, ZHANG Shi-chuan, GAO Li-qun, 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.
- [25] 李文龙, 屠世浩, 郝定溢, 等. 推采速度和充实率对深井充填面厚硬顶板聚能与释能的影响[J]. 中国矿业大学学报, 2021, 50(3): 498-506.
- LI Wen-long, TU Shi-hao, HAO Ding-yi, et al. Influence of mining speed and filling ratio on energy accumulation and release of thick and hard roof in deep backfilling working face[J]. **Journal of China University of Mining & Technology**, 2021, 50(3): 498-506.
- [26] 于斌, 朱卫兵, 李竹, 等. 特厚煤层开采远场覆岩结构失稳机理[J]. 煤炭学报, 2018, 43(9): 2398-2407.
- YU Bin, ZHU Wei-bing, LI Zhu, et al. Mechanism of the instability of strata structure in far field for super-thick coal seam mining[J]. **Journal of China Coal Society**, 2018, 43(9): 2398-2407.
- [27] 高明仕, 徐东, 贺永亮, 等. 厚硬覆岩顶板冲击矿震影响的远近场效应[J]. 采矿与安全工程学报, 2022, 39(2): 215-226.
- GAO Ming-shi, XU Dong, HE Yong-liang, et al. Investigation on the near-far field effect of rock burst subject to the breakage of thick and hard overburden[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2022, 39(2): 215-226.
- [28] 曹晋荣. 巨厚覆岩型矿震发生机理与致灾机制研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2023.
- CAO Jin-rong. Research on the mining-induced seismicity caused by extra-thick overlying stratum and the hazards triggering mechanism[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2023.

(上接第 3218 页)

《岩土力学》2024 年第 11 期被 EI 收录论文 (27 篇, 收录率 100%) (2)

序号	论文题名	作者	页码
15	高地应力环境下跨活断层隧道抗错断铰接设计试验研究	张佳威, 崔 臻, 张翔宇, 等	3333-3344
16	滑体破碎程度对滑坡涌浪特征的影响研究	李秋旺, 黄波林, 张 鹏, 等	3345-3354
17	缩管式恒阻大变形锚杆抗冲击特性及其治理岩爆潜力研究	赵明珠, 吴学震, 叶 青, 等	3355-3365
18	间断级配珊瑚砂地基渗流侵蚀稳定性试验研究	黄 鹏, 雷学文, 王新志, 等	3366-3377
19	基于剪切波速的砾性土液化概率计算的中国方法	袁近远, 苏安双, 陈龙伟, 等	3378-3387
20	内摩擦角空间变异性对大型滑坡滑动距离的影响	张卫杰, 陈洪鑫, 陈 宇, 等	3388-3398
21	应用微芯桩传感器的拉裂型边坡危岩体临崩倾斜变形特征现场实测研究	贺 铮, 谢谟文, 吴志祥, 等	3399-3415
22	结构性土中静力触探孔压消散的大变形模拟	孙淼军, 谢雅因, 王 栋	3416-3422
23	基于现场原型测试的乔木覆盖滑坡区根-土复合体力学性能研究	林昀昭, 简文彬, 赖增荣, 等	3423-3434
24	凸出部放大效应在桥址高边坡地震稳定性评价中的应用探讨	秦 辉, 汤 华, 尹小涛, 等	3435-3446
25	CO ₂ 多层注入下盖层密闭性影响因素研究	马纪元, 程国强, 李霞颖, 等	3447-3460
26	砂土 SHPB 冲击试验与数值模拟研究进展及问题探讨	吴 琳, 吕亚茹, 张 申, 等	3461-3480
27	分数阶黏弹性饱和地基中大直径管桩竖向动力响应分析	周凤玺, 孙烈璞, 柳鸿博, 等	3481-3490