深部采空区叠加影响区覆岩空间结构及支承压力演化特征研究*

刘金海[1],张桂峰[2],赵延林[3],张小龙[2]

(1.北京科技大学 土木与资源工程学院, 北京 100083;
2.枣庄矿业(集团)有限责任公司田陈煤矿, 山东 枣庄市 277500;
3.湖南科技大学 资源环境与安全工程学院, 湖南 湘潭市 411201)

摘要:揭示采空区叠加影响区支承压力分布是在该区域掘进期间开展冲击地压防治的基础。以田陈煤矿71330轨道巷掘进为工程背景,通过理论分析、数值模拟,对采空区叠加影响区覆岩空间结构与支承压力演化特征进行了研究,提出了相应冲击地压防治对策,并通过现场监测数据进行了验证。结果表明,单一采空区形成"U"形覆岩空间结构,垂直应力集中程度相对较低;存在多个采空区时,在一侧形成"S"形覆岩空间结构,其叠加影响区垂直应力集中程度较高。在采空区叠加影响区掘进时,垂直应力集中程度进一步增大。采用"释—断—降—抗"对策实现了在采空区叠加影响区掘进期间冲击地压的有效防治。微震事件呈现"高频低能"特征,巷道围岩支护锚杆(索)的载荷低于其破断极限,巷帮应力观测值在布点30 d后趋于稳定。研究结果可为类似条件下的冲击地压防治提供借鉴。

关键词:深部采空区;叠加影响区;冲击地压;覆岩空间结构;支承压力;防治对策

中图分类号:TD324 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2025)11-0010-11

Study on Spatial Structure of Overlying Rock and Evolution Characteristics of Abutment Pressure in Superimposed Affected Area of Deep Goaf

LIU Jinhai[1], *ZHANG Guifeng*[2], *ZHAO Yanlin*[3], *ZHANG Xiaolong*[2]

(1.School of Civil and Resources Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China;
2.Tianchen Coal Mine, Zaozhuang Mining (Group) Co., Ltd., Zaozhuang, Shandong 277500, China;
3.School of Resources & Environment and Safety Engineering,
Hunan University of Science and Technology, Xiangtan, Hunan 411201, China)

Abstract: Revealing the distribution of abutment pressure in the superimposed affected area of goaf is the basis for carrying out the prevention and control of rock burst during excavation in this area. Taking the excavation of the 71330 track roadway in Tianchen Coal Mine as the engineering background, the spatial structure of overlying rock and the evolution characteristics of abutment pressure in the superimposed affected area of goaf were studied through theoretical analysis and numerical simulation. Corresponding countermeasures for prevention and control of rock burst were proposed, and these countermeasures were verified through on-site monitoring data. The results show that a single goaf forms an U-shaped spatial structure of overlying rock, with a relatively low degree of vertical stress concentration. When there are multiple goafs, a S-shaped spatial structure of overlying rock is formed on one side, and the degree of vertical stress concentration in its superimposed affected area is relatively high. During the excavation in the superimposed affected area of goaf, the degree of vertical stress concentration increases further. Adopting the "release-cutoff-reduction-impact resistance" countermeasures has achieved effective prevention and control of rock burst during excavation in the superimposed affected area of goaf. Microseismic events show the characteristic of "high frequency and low energy". The load of anchor bolt (cable) to support roadway surrounding rock is

* **收稿日期**:2024-12-20
基金项目:国家重点研发计划项目(2022YFC3004604);国家自然科学基金资助项目(51874133,52374076)
作者简介:刘金海(1982—),男,河南扶沟人,博士,教授,主要从事煤矿冲击地压防治方面的教学与科研工作。E-mail:jh_liu1982@163.com

lower than its fracture limit, and the observation value of the roadway side stress tends to be stable 30 days after point layout. The research results can provide a reference for the prevention and control of rock burst under similar conditions.

Key words: Deep goaf, Superimposed affected area, Rock burst, Spatial structure of overlying rock, Abutment pressure, Countermeasures for prevention and control

0 引言

近年来,随着我国浅部煤炭资源逐渐枯竭,深部煤炭资源开采成为我国能源安全的战略保障[1-3]。然而,深部开采面临高应力、复杂地质条件带来的巷道围岩变形失稳、冲击地压等工程灾害[4-7]。沿空掘巷作为一种重要的巷道布置方式,可以提高煤炭资源回收率和有效降低掘巷期间冲击地压发生的可能性[8-10]。但受现场开采条件限制,沿空巷道附近可能会留设不规则煤柱,受周围采空区影响,在不规则煤柱区掘进时仍然存在较高的冲击风险[11-15]。

目前,许多学者针对不规则煤柱区冲击地压发生机理及防治技术开展了研究。彭小沾等[16]提出了不规则煤柱有效宽度的概念,建立了不规则煤柱稳定性评价方法。刘洋等[17]认为相邻矿井采空区侧向压力是煤柱破坏的主导因素。窦林名等[18]研究指出,不规则煤柱区应力集中程度受采动影响较高,煤柱内高静载严重影响工作面冲击危险性。田文辉等[19]对锯齿状煤柱群不同区域的应力分布特征进行了分析。吕鹏飞等[20]研究了连续尖角煤柱影响区域的应力场演化特征,认为连续尖角煤柱具有应力累积效应。李佃平等[21]研究得出了三侧采空的孤岛型边角煤柱工作面具有“T”形与“r”形结构组成的反弧形覆岩结构,并指出这种特殊结构导致的动静载叠加是诱发冲击的主要原因。张修峰等[22]研究了锯齿形断层煤柱对工作面应力集中的影响范围和工作面过煤柱期间的微震活动规律。韩亮等[23]、潘立友等[24]研究了不规则断层煤柱的应力分布及防冲对策。薛成春等[25]揭示了深部不规则孤岛煤柱区域煤体失稳冲击机理,并提出了不规则煤柱区域强度弱化减冲方案。董文卓等[26]提出了以弱结构为主的不规则煤柱冲击地压防治技术。

尽管多位学者对不规则煤柱冲击地压发生机理及防治技术进行了研究,但考虑到现场条件的特殊性和不规则煤柱的差异性,仍有必要对特定条件下的不规则煤柱冲击地压发生机理及防治技术进行研究。如田陈煤矿为实现 71330 工作面等长开采,结合周围工作面停采线位置,将轨道巷布置成不规则巷道,轨道巷与相邻采空区之间形成不规则煤柱,在采空区侧向支承压力叠加影响下,轨道巷掘进期间易发生冲击地压。在采空区叠加影响区掘进巷道往往意味着巷道与采空区之间留设不规则煤柱,由此导致掘进巷道冲击危险性受到多个采空区影响。《防治煤矿冲击地压细则》第十九条规定,冲击地压防治应当坚持“区域先行、局部跟进、分区管理、分类防治”的原则。在采空区之间留设不规则煤柱违反了“区域先行”的原则。但是鉴于历史遗留问题,后续工作面设计时又难免留设不规则煤柱,如周围工作面停采线不平齐,又要尽量保证工作面等长开采等。这种不得不留设不规则煤柱却又存在冲击风险的矛盾,在 71330 轨道巷掘进过程中表现得十分突出。为此,本文以 71330 轨道巷掘进期间冲击地压防治为工程背景,分析采空区叠加影响区支承压力分布和覆岩空间结构演化特征,提出掘进期间冲击地压防治对策,并结合现场监测数据进行验证,以期为类似条件下的冲击地压防治提供借鉴。

1 采空区覆岩空间结构演化特征

1.1 工程概况

田陈煤矿 71330 工作面位于七一西翼采区,埋深约 700 m,为该采区最后一个工作面,西侧为七一西翼皮带上山回斜,东侧为七一西翼皮带上山和轨道上山,北侧为 71318、71316 和 71312 采空区,南侧为七一采区边界,田陈煤矿 71330 工作面平面图如图 1 所示。为便于辅助运输,将 71330 工作面布置成不规则工作面,轨道巷呈锯齿状,总长 504.7 m,可分为 5 段,其中第①段长 82.15 m,与 71312 采空区之间留设宽度为 6.0 m 隔离煤柱;第②段长 142.7 m,与 71312 采空区之间留设宽度为 6～54.4 m 的不规则煤柱;第③段长 76.5 m,与 71316 采空区之间留设宽度为 4 m 的隔离煤柱;第④段长 89.75 m,与 71316 采空区之间留设 4 m 的隔离煤柱;第⑤段长 113.6 m,与 71316 采空区之间留设宽度为 4～47.5 m 的煤柱。

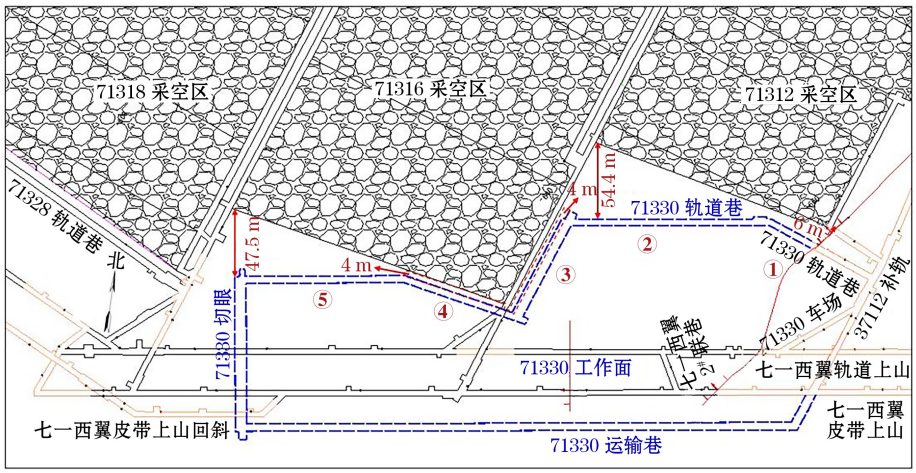


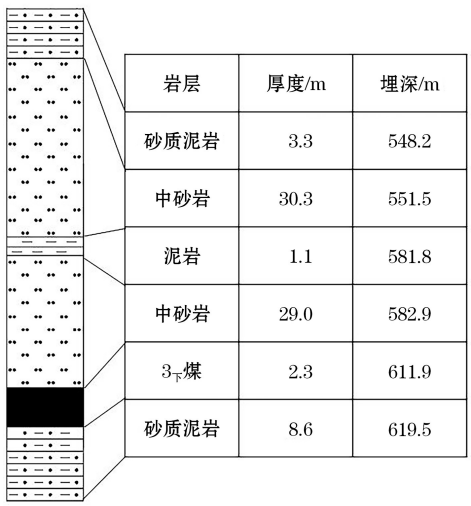
图 1 田陈煤矿 71330 工作面平面图

Fig.1 71330 working face plan of Tianchen Coal Mine

71330 轨道巷沿 3 煤层顶板布置。3 煤层厚 2.3 m,倾角为 6°,具有弱冲击倾向性。3 煤层上方 100 m 范围内存在两层厚硬岩层:一是位于煤层上方 0 m、厚 29 m 的中砂岩;二是位于煤层上方 30.1 m、厚 30.3 m 的中砂岩,见图 2。

1.2 采空区覆岩空间结构演化特征

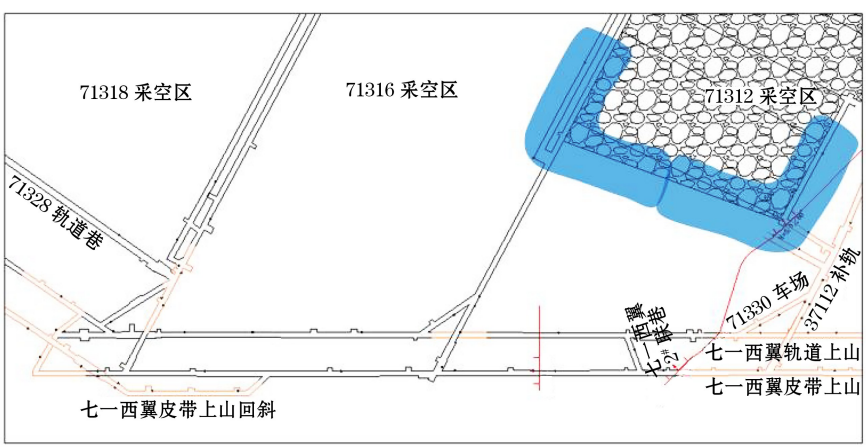
回采煤层上方存在厚硬岩层时,随着开采范围的增大,采空区上方厚硬岩层将形成覆岩空间结构,厚硬岩层及其上方岩层的载荷通过覆岩空间结构向采空区周围传递。覆岩空间结构的平面投影分为外边界和内边界,外边界代表采空区上方厚硬岩层断裂位置,内边界代表采空区上方厚硬岩层断裂块体回转触矸位置,覆岩空间结构平面投影覆盖区域煤层的垂直应力较高。根据工作面回采顺序和采空区分布可得到覆岩空间结构演化特征,如图 3 所示。



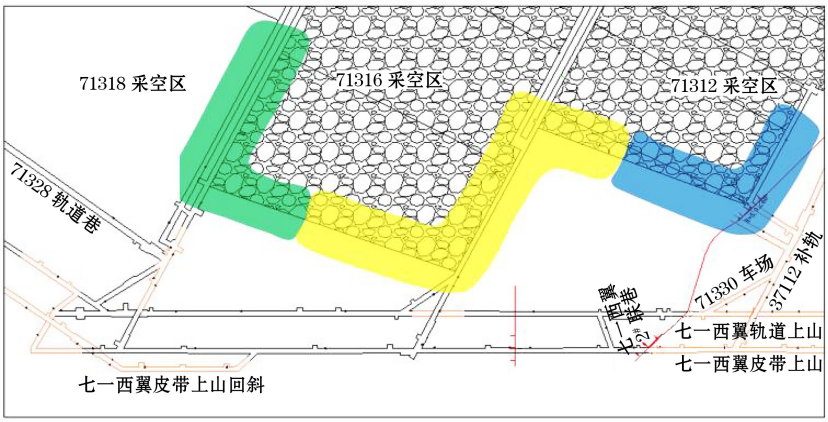
岩层	厚度/m	埋深/m
砂质泥岩	3.3	548.2
中砂岩	30.3	551.5
泥岩	1.1	581.8
中砂岩	29.0	582.9
$3_{下}$煤	2.3	611.9
砂质泥岩	8.6	619.5

图 2 71330 工作面综合柱状图

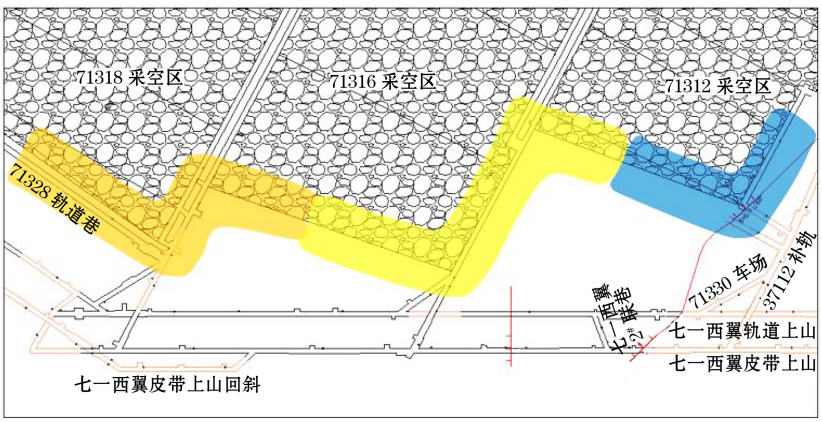
Fig.2 Synthesis histogram of 71330 working face



(a) 71312 工作面回采后



(b) 71316 工作面回采后



(c) 71318 工作面回采后

图 3　覆岩空间结构演化过程

Fig.3　Evolution process of spatial structure of overlying rock

(1) 71312 工作面周围不存在采空区,其回采后形成平面投影类似字母“U”的覆岩空间结构(简称“U”形覆岩空间结构),如图 3(a)所示。

(2) 71316 工作面回采前周围已经存在 71312 采空区,其回采后也会形成“U”形覆岩空间结构,且靠近 71312 采空区侧的覆岩空间结构与 71312 工作面回采形成的覆岩空间结构叠加,形成平面投影类似字母“S”的覆岩空间结构(简称“S”形覆岩空间结构),如图 3(b)所示。

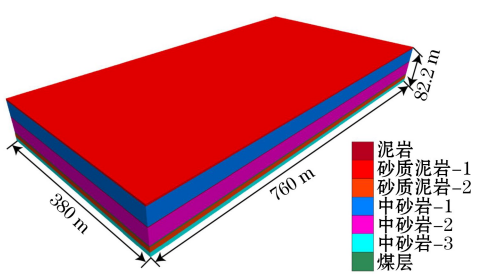
(3) 71318 工作面回采前一侧已经存在 71312 采空区和 71316 采空区,其回采后也会形成“U”形覆岩空间结构,但靠近 71316 采空区侧的覆岩空间结构与 71318 工作面回采形成的覆岩空间结构叠加,形成“S”形覆岩空间结构,如图 3(c)所示。

可以看出,“S”形覆岩空间结构是两个“U”形覆岩空间结构的叠加结果,其覆盖区域煤层的垂直应力更高。

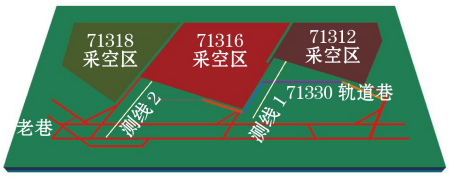
2　采空区叠加影响区的支承压力演化特征的数值模拟

2.1　数值计算模型

为揭示采空区叠加影响区的垂直应力分布特征,结合田陈煤矿 71330 工作面的地质条件与开采条件,采用 FLAC3D 软件建立三维数值计算模型,如图 4 所示。由图 4 可知,模型的长×宽×高=760 m×380 m×82.2 m,固定四周和底部,顶部沿竖直方向施加 13.69 MPa 的均布载荷,取侧压系数为 1.2,采用摩尔-库伦本构模型进行计算,煤岩体物理力学参数见表 1。



(a) 三维视图



(b) 俯视图

图 4 三维数值模型

Fig.4 Three-dimensional numerical model

表 1 煤岩体物理力学参数

Table 1 Physical mechanics parameters of coal and rock mass

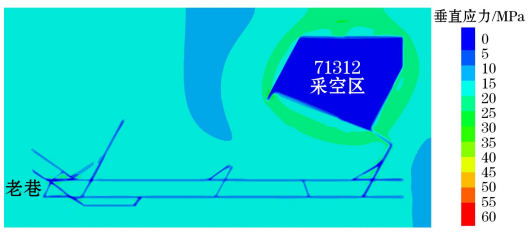
岩性	密度/(kg/m³)	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)
砂质泥岩	2 450	6.68	2.72	0.85	29
中砂岩	2 570	14.60	5.98	1.75	32
泥岩	2 450	6.90	2.57	0.65	23
煤	1 400	4.88	1.94	1.01	31

为分析采空区叠加影响区支承压力影响范围和峰值应力集中程度,在 71330 轨道巷对应的宽煤柱区布置了两条侧线(见图 4),分别为测线 1 和测线 2,两条测线均平行于采空区走向,其中测线 1 距离 71316 采空区 35 m,测线 2 距离 71318 采空区 35 m。

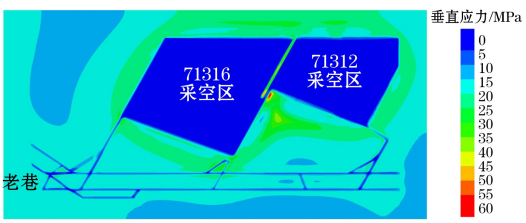
2.2 周围工作面回采期间垂直应力演化与叠加特征

图 5 为周围工作面回采期间的垂直应力分布云图。从图 5 可以看出,71312 工作面回采后,在采空区周围形成应力集中,最大垂直应力约为 23 MPa,应力峰值距 71312 采空区的距离约为 30 m;71316 工作面回采后,在 71312、71316 采空区形成的拐角处产生应力集中,最大垂直应力约为 37 MPa,应力峰值距 71312 采空区的距离约为 44 m;71318 工作面回采后,在采空区外侧形成不规则的应力集中区,71312、71316 采空区形成的拐角处最大垂直应力为 37.8 MPa,71316、71318 采空区形成的拐角处最大垂直应力为 36.4 MPa,71318 采空区外侧最大垂直应力为 21.7 MPa,应力峰值距 71318 采空区的距离约为 30 m。

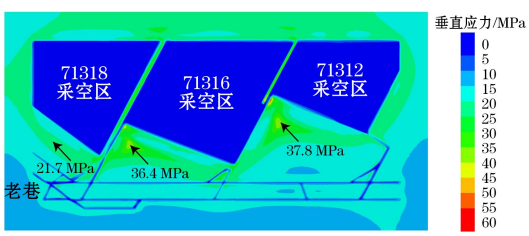
图 6 为测线 1 的支承压力曲线。从图 6 可以看出,71312 工作面回采后,沿测线 1 形成支承压力,影响范围约为 90 m,支承压力峰值出现在距采空区约 25 m 处,大小约为 22 MPa;71316 工作面回采后,测线 1 各点的垂直应力均有所变化,沿测线 1 支承压力影响范围超过 140 m,支承压力峰值出现在距采空区约 40 m 处,大小约为 38 MPa;71318 工作面回采后,测线 1 各点的垂直应力值虽有所变化,但变化幅度不大。由此可见,71316 工作面采空区与 71312 工作面采空区的影响沿测线 1 叠加,而由于测线 1 距离 71318 工作面较远,71318 工作面采空区未对其产生影响。



(a) 71312 工作面回采后



(b) 71316 工作面回采后



(c) 71318 工作面回采后

图 5 周围工作面回采期间垂直应力分布云图

Fig.5 Vertical stress distribution cloud diagrams during the mining period of the surrounding working face

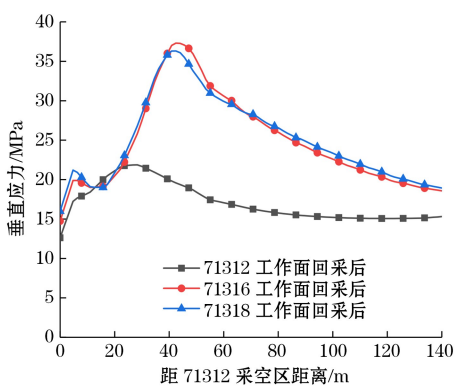


图 6 测线 1 的支承压力曲线

Fig.6 Abutment pressure curves on measurement line 1

图 7 为测线 2 的支承压力曲线。从图 7 可以看出,71312 工作面回采后,沿测线 2 未形成支承压力,说明 71312 工作面采空区对测线 2 各点的垂直应力没有影响;71316 工作面回采后,沿测线 2 形成支承压力,影响范围约为 90 m,支承压力峰值出现在距采空区约 20 m 处,大小约 22 MPa;71318 工作面回采后,测线 2 各点的垂直应力值均有所变化,沿测线 2 支承压力影响范围超过 100 m,支承压力峰值出现在距采空区约 40 m 处,大小约为 38 MPa。由此可见,71316 工作面采空区与 71318 工作面采空区的影响沿测线 2 叠加,而由于测线 2 距离 71312 工作面较远,71312 工作面采空区未对其产生影响。

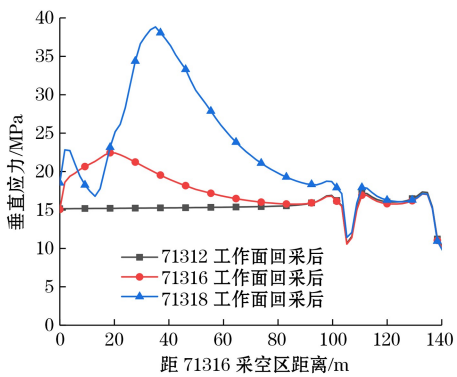


图 7 测线 2 的支承压力曲线

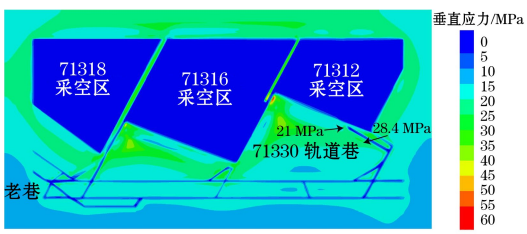
Fig.7 Abutment pressure curves on measurement line 2

另外,从图 5(c)可以看出,71312、71316、71318 工作面回采后,采空区周围出现明显的应力集中,具体为:受 71312 采空区和 71316 采空区叠加影响,71312 工作面停采线外侧产生应力集中,煤层最大垂直应力为 37.8 MPa,计算得出垂直应力集中系数为 2.52;受 71318 采空区和 71316 采空区叠加影响,71316 工作面停采线外侧产生应力集中,煤层最大垂直应力为 36.4 MPa,计算得出垂直应力集中系数为 2.43;受 71318 采空区影响,71318 工作面停采线外侧产生应力集中,煤层最大垂直应力为 21.7 MPa,计算得出垂直应力集中系数为 1.45。

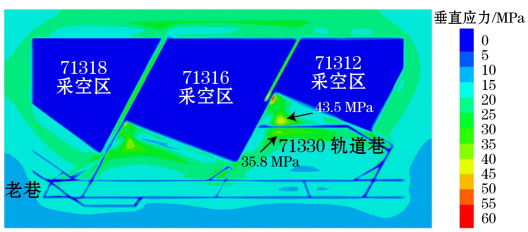
综合上述分析可以得出,单一采空区影响下,煤体垂直应力集中程度相对较低,而受采空区叠加影响时,煤体垂直应力集中程度明显变大,约为单一采空区影响时的 1.7 倍。因此,基于冲击地压与垂直应力的关系[7]可知,在采空区叠加影响区施工巷道时发生冲击地压的可能性更大。

2.3 采空区叠加影响区掘进期间垂直应力演化规律

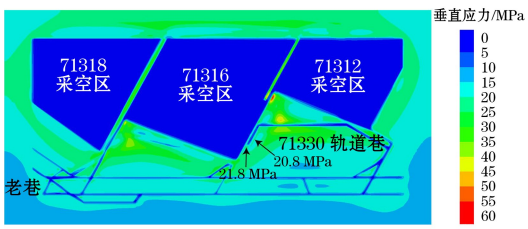
图 8 为轨道巷掘进期间垂直应力分布云图。在采空区叠加影响区掘进巷道时,尤其是留设不规则煤柱时,掘进扰动应力与采空区外侧支承压力进一步叠加,垂直应力集中程度更大。如 71330 轨道巷第①段仅受 71312 采空区影响,超前最大垂直应力约为 21 MPa,非煤柱侧最大垂直应力约为 28.4 MPa(见图 8(a)),计算得出应力集中系数分别为 1.4,1.89;71330 轨道巷第②段受 71312 采空区和 71316 采空区叠加影响,不规则煤柱侧的最大垂直应力为 43.5 MPa,非煤柱侧的最大垂直应力为 35.8 MPa(见图 8(b)),计算得出应力集中系数分别为 2.9,2.39;71330 轨道巷第③段仅受 71316 采空区影响,非煤柱侧垂直应力为 20.8 MPa,迎头超前垂直应力为 21.8 MPa(见图 8(c)),计算得出应力集中系数分别为 1.39 和 1.45;71330 轨道巷第④段仅受 71316 采空区影响,非煤柱侧最大垂直应力为 28.7 MPa,迎头超前最大垂直应力为 24.2 MPa,计算得出应力集中系数分别为 1.91 和 1.61;71330 轨道巷第⑤段受 71316 采空区和 71318 采空区叠加影响,煤柱侧最大垂直应力 43.6 MPa(见图 8(e)),计算得出应力集中系数为 2.83。



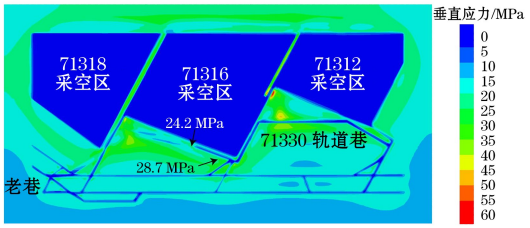
(a) 掘进至 82 m



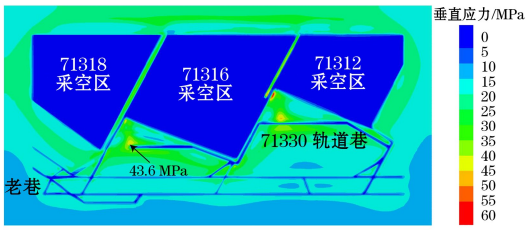
(b) 掘进至 225 m



(c) 掘进至 264 m



(d) 掘进至 391 m



(e) 掘进至 504 m

图 8 轨道巷掘进期间垂直应力分布云图

Fig.8 Vertical stress distribution cloud diagrams during track roadway excavation

对比 71330 轨道巷施工前后同一位置的最大垂直应力可知,在采空区叠加影响区掘进时,最大垂直应力明显增大,如在 71312 采空区和 71316 采空区叠加影响区施工时,最大垂直应力由施工前的 37.8 MPa 增加到施工后的 43.5 MPa,在 71316 采空区和 71318 采空区叠加影响区施工时,最大垂直应力由施工前的 36.4 MPa 增加到施工后的 43.6 MPa,增幅分别为 15.08%和 19.78%。因此,叠加掘进扰动后,在采空区叠加影响区施工时更易发生冲击地压。

3 采空区叠加影响区掘进期间冲击地压防治对策

由采空区覆岩空间结构演化特征和 71330 轨道巷所处的应力环境可知,采空区、厚硬顶板、掘进扰动是诱发 71330 轨道巷掘进期间发生冲击地压的主要因素。采空区覆岩载荷通过厚硬顶板转移至采空区周围,形成支承压力,叠加掘进扰动后,垂直应力进一步增大,易达到冲击地压发生的临界应力水平。为此,从降低垂直应力水平和提高抗冲击能力等方面提出采空区叠加影响区掘巷期间冲击地压防治对策(见图 9),核心理念为"释—断—降—抗",具体为:

(1) 通过实施煤层钻孔主动释放煤体应力,从而降低巷道周围垂直应力集中程度;

(2) 通过实施爆破断顶,切断采空区覆岩载荷转移路径,进而弱化采空区影响;

(3) 通过控制掘进速度,进而降低巷道掘进扰动影响;

(4) 通过加强支护,从而提高巷道支护系统的抗冲击能力。

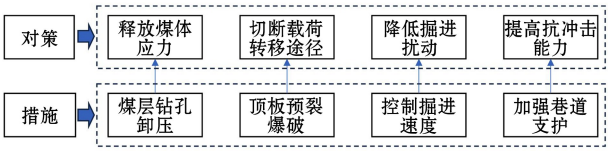


图 9 采空区叠加影响区掘进期间冲击地压防治对策

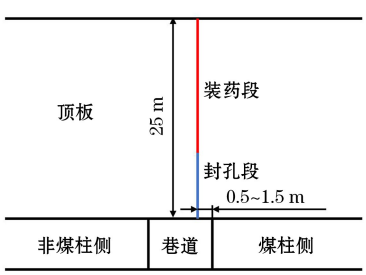
Fig.9 Countermeasures for prevention and control of rock burst during excavation in superimposed affected area of goaf

3.1 煤层钻孔卸压

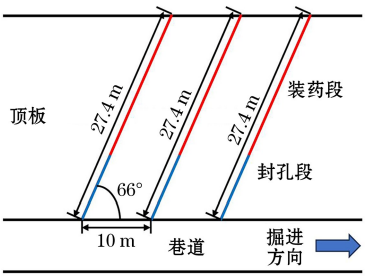
在采空区叠加影响区掘进期间,对 71330 轨道巷掘进迎头及帮部施工煤层卸压钻孔。迎头卸压钻孔深度为 25 m,采用"三花"布置方式,间距为 0.8～1.2 m。帮部卸压钻孔施工滞后迎头距离不超过 10 m,非煤柱侧卸压钻孔深度为 20 m,煤柱侧卸压钻孔深度根据煤柱宽度确定。当煤柱宽度小于 6 m 时,不施工卸压钻孔;当煤柱宽度为 6～22.5 m 时,施工卸压钻孔深度为煤柱宽度减去 2.5 m;当煤柱宽度大于 22.5 m 时,施工卸压钻孔深度为 20 m,采用"一"字布置方式,间距为 1 m。所有卸压钻孔垂直煤壁施工,直径为 150 mm,孔口距巷道底板0.5～1.5 m。

3.2 顶板爆破

在 71330 轨道巷内靠近煤柱侧施工顶板爆破钻孔,并实施爆破。顶板爆破钻孔距离煤柱侧巷帮 0.5～1.5 m,平行于巷道走向,与水平面的夹角为 66°,间距为 10 m,钻孔直径为 75 mm,垂深为 25 m,顶板爆破钻孔布置如图 10 所示。顶板爆破钻孔装药长度为 16 m,采用连续装药方式,装药线密度为 3.5 kg/m,装药量为 56 kg,采用煤矿水胶炸药,药包规格为 Φ63 mm×1 000 mm,封孔长度不小于孔长的三分之一。



(a) 沿巷道断面剖面



(b)沿巷道走向剖面

图 10 顶板爆破钻孔布置

Fig.10 Roof blasting drilling layout



图 11 轨道巷加强支护效果

Fig.11 Strengthening support effect of track roadway

3.3 加强巷道支护

在采用锚网索进行主动支护的同时,实施被动支护,形成二级支护模式。被动支护采用可缩式29U型钢棚,棚与棚连成一个整体,并进行腰帮背实,棚距为1.2 m。架棚滞后掘进迎头距离不大于40 m。71330轨道巷现场支护效果如图11所示。

3.4 控制掘进速度

巷道掘进期间冲击地压发生风险与掘进速度密切相关,掘进速度越大,冲击地压发生的风险越大。为有效降低71330轨道巷在采空区叠加影响区掘进期间发生冲击地压的风险,严格控制掘进速度不超过6 m/d,且保持匀速掘进。

4 现场验证

4.1 监测系统布置

微震测点、应力测站及锚杆(索)载荷测站布置如图12所示。矿井装备了微震监测系统,并在71330轨道巷周围布置了微震传感器,可实时监测掘进期间发生的微震事件。另外,在71330轨道巷按照间距50 m布置了锚杆(索)载荷测站,每个测站布置3个测点,分别监测顶板锚杆、顶板锚索和帮部锚杆的受力情况;在轨道巷帮部按照间距15～25 m安装了应力测站,每个测站布置2个测点,应力计安装深度分别为8 m和14 m,设定初始压力为4～5 MPa。

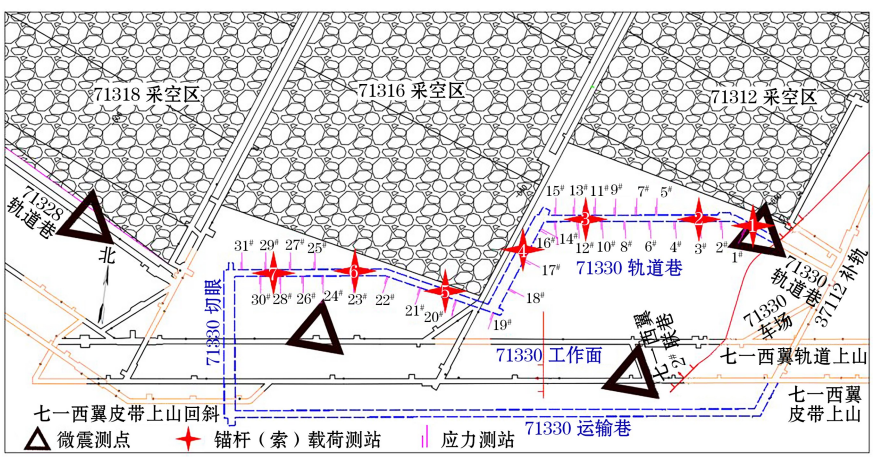


图 12 微震测点、应力测站及锚杆(索)载荷测站布置

Fig.12 Arrangement of microseismic measuring points, stress measuring stations and anchor bolt (cable) load measuring stations

4.2 监测数据分析

71330轨道巷掘进期间微震事件分布如图13所示。从图13可以看出,微震事件分布具有明显的分区性,即主要集中在两个区域:一是轨道巷第②段;二是轨道巷第⑤段。这两个区域处于采空区叠加影响区,且轨道巷与采空区之间留设不规则煤柱。由此可见,微震事件分布特征与数值模拟得到的垂直应力分布特征一致。另外,根据统计,71330轨道巷掘进期间共监测到146次微震事件,其中能量为1×10^2～1×10^3 J的微震事件有71次,能量为1×10^3～1×10^4 J的微震事件有75次,占比分别为48.63%、51.37%,未发生能量超过1×10^4 J的大能量微震事件,整体呈现“高频低能”特征,现场也未发生冲击地压显现。

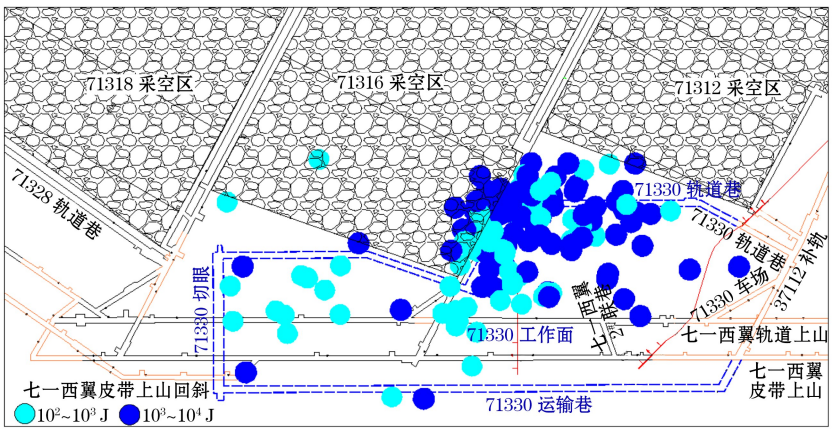


图 13 轨道巷掘进期间微震事件分布

Fig.13 Distribution of microseismic events during track roadway excavation

图 14 为 71330 轨道巷 2# 测站锚杆(索)载荷的变化曲线。从图 14 可以看出,顶板锚杆、顶板锚索、帮部锚杆的初始载荷分别为 60 kN、203 kN、68 kN,在监测的 180 d 内,顶板锚杆、帮部锚杆的载荷一直稳定在初始载荷,顶板锚索载荷在安装 130 d 后开始上升,7 d 内由 203 kN 上升到 260 kN,此后稳定在 260 kN,未超过其破断载荷(582 kN)。2# 测站锚杆(索)载荷变化结果表明,巷道帮部及顶板浅部处于稳定状态,顶板深部产生离层或错动,这种变化符合沿空巷道围岩变形特征,表明巷道支护体系整体稳定。

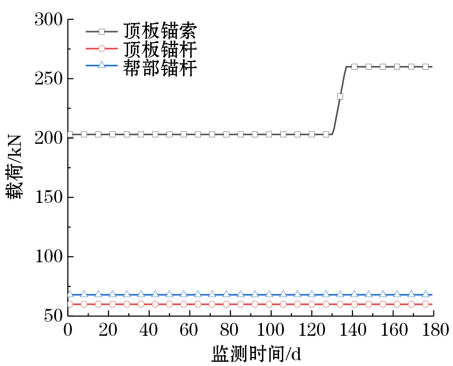


图 14 锚杆(索)载荷变化曲线

Fig.14 Variation curves of anchor bolt (cable) load

图 15 为 71330 轨道巷应力测点观测曲线。从图 15 可以看出,巷道帮部应力测点布置后,垂直应力均有所波动,特别是 30 d 内垂直应力波动明显,30 d 后垂直应力趋于稳定,说明掘进扰动对不规则煤柱区应力产生影响。另外,所有应力测点的垂直应力均未超过 10 MPa(设定的预警值),说明采取的措施是有效的。

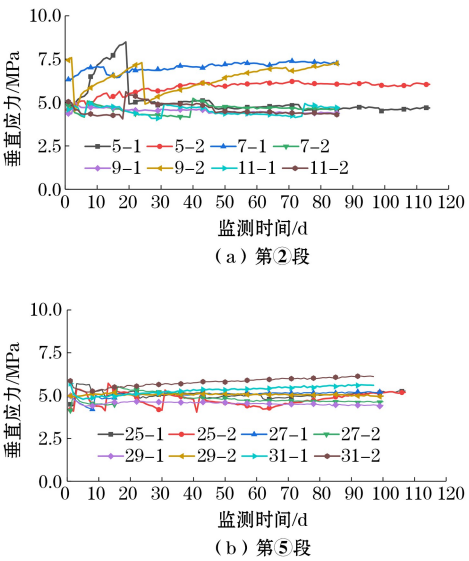


图 15 轨道巷应力测点观测曲线

Fig.15 Observation curves of stress measuring point in track roadway

由上述微震、应力、锚杆(索)载荷监测数据分析结果可以看出,针对采空区叠加影响区掘进期间采取的冲击地压防治对策是有效的,有效防止了不规则煤柱区冲击地压的发生。

5 结论

本文针对深部采空区叠加影响区覆岩空间结构及支承压力演化特征进行了研究,得出的主要结论如下。

(1) 单一采空区形成“U”形覆岩空间结构,多个采空区时在一侧形成“S”形覆岩空间结构,采空区叠加影响区垂直应力集中程度较高,叠加掘进扰动影响后,垂直应力集中系数进一步增大,增加了巷

道掘进期间的冲击地压风险。

(2) 本文提出了采空区叠加影响区掘巷期间“释—断—降—抗”冲击地压防治对策,通过实施煤层钻孔卸压、顶板预裂爆破、控制掘进速度、加强巷道支护等措施,达到释放煤体应力、切断采空区覆岩载荷转移、降低掘进扰动和提高巷道支护体系抗冲击能力的目的。

(3) 在采空区叠加影响区掘进期间,微震事件呈现“高频低能”特征,巷道围岩锚杆(索)载荷低于其破断载荷,巷道帮部应力观测值在布点 30 d 后趋于稳定,且未达到预警值,从而验证了采空区叠加影响区掘巷期间冲击地压防治对策的实用性。

参考文献(References):

[1] 袁亮.深部采动响应与灾害防控研究进展[J].煤炭学报,2021,46(3):716-725.
YUAN Liang. Research progress of mining response and disaster prevention and control in deep coal mines[J].Journal of China Coal Society,2021,46(3):716-725.

[2] 谢和平.“深部岩体力学与开采理论”研究构想与预期成果展望[J].工程科学与技术,2017,49(2):1-16.
XIE Heping. Research framework and anticipated results of deep rock mechanics and mining theory [J]. Advanced Engineering Sciences,2017,49(2):1-16.

[3] 何满潮,武毅艺,高玉兵,等.深部采矿岩石力学进展[J].煤炭学报,2024,49(1):75-99.
HE Manchao, WU Yiyi, GAO Yubing, et al. Research progress of rock mechanics in deep mining[J]. Journal of China Coal Society,2024,49(1):75-99.

[4] 潘一山,宋义敏,刘军.我国煤矿冲击地压防治的格局、变局和新局[J].岩石力学与工程学报,2023,42(9):2081-2095.
PAN Yishan, SONG Yimin, LIU Jun. Pattern, change and new situation of coal mine rockburst prevention and control in China [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2023,42(9):2081-2095.

[5] 潘俊锋,齐庆新,刘少虹,等.我国煤炭深部开采冲击地压特征、类型及分源防控技术[J].煤炭学报,2020,45(1):111-121.
PAN Junfeng, QI Qingxin, LIU Shaohong, et al. Characteristics, types and prevention and control technology of rock burst in deep coal mining in China[J]. Journal of China Coal Society,2020,45(1):111-121.

[6] 张俊文,宋治祥,刘金亮,等.煤矿深部开采冲击地压灾害结构调控技术架构[J].煤炭科学技术,2022,50(2):27-36.
ZHANG Junwen, SONG Zhixiang, LIU Jinliang, et al. Architecture of structural regulation technology for rock burst disaster in deep mining of coal mine[J]. Coal Science and Technology,2022,50(2):27-36.

[7] 赵善坤,齐庆新,李云鹏,等.煤矿深部开采冲击地压应力控制技术理论与实践[J].煤炭学报,2020,45(增刊 2):626-636.
ZHAO Shankun, QI Qingxin, LI Yunpeng, et al. Theory and practice of rockburst stress control technology in deep coal mine [J]. Journal of China Coal Society,2020,45(Suppl.2):626-636.

[8] 郝晓琦,韩刚,解嘉豪,等.鄂尔多斯矿区小煤柱沿空掘巷冲击地压机理[J].采矿与岩层控制工程学报,2023,5(2):36-45.
HAO Xiaoqi, HAN Gang, XIE Jiahao, et al. Rock burst mechanism of roadway excavation along goaf with small coal pillar in Ordos mining area[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering,2023,5(2):36-45.

[9] 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 thickcoal seam [J]. Journal of China University of Mining & Technology,2024,53(2):238-249.

[10] 华心祝,刘淑,刘增辉,等.孤岛工作面沿空掘巷矿压特征研究及工程应用[J].岩石力学与工程学报,2011,30(8):1646-1651.
HUA Xinzhu, LIU Shu, LIU Zenghui, et al. Research on strata pressure characteristic of gob-side entry driving in island mining face and its engineering application [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2011,30(8):1646-1651.

[11] 陈玉涛.邻正断层不规则孤岛工作面冲击危险性评估方法研究[J].矿业安全与环保,2022,49(6):118-122+129.
CHEN Yutao. Study on impact risk assessment method of irregular island working face of adjacent positive fault[J]. Mining Safety & Environmental Protection,2022,49(6):118-122+129.

[12] 方新秋,许瑞强,赵俊杰.采空侧综放工作面三角煤失稳机理及控制研究[J].中国矿业大学学报,2011,40(5):678-683.
FANG Xinqiu, XU Ruiqiang, ZHAO Junjie. Research on instability of the triangular coal alongside the goaf in a fully mechanized top-coal caving work face[J]. Journal of China University of Mining & Technology,2011,40(5):678-683.

[13] 李康,陈建强,赵志鹏,等.临空巷道冲击地压耦合致灾因素及时空演化过程研究[J].煤炭科学技术,2019,47(12):76-82.
LI Kang, CHEN Jianqiang, ZHAO Zhipeng, et al. Study on disaster-causing factors and evolution process of rock burst in roadway near gob[J]. Coal Science and Technology,2019,47(12):76-82.

[14] 王涛,由爽,裴峰,等.坚硬顶板条件下临空煤柱失稳机制与防治技术[J].采矿与安全工程学报,2017,34(1):54-59+66.
WANG Tao, YOU Shuang, PEI Feng, et al. Instability mechanism and control technology of coal pillar bumps under hard roof [J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2017,34(1):54-59+66.

[15] 冯龙飞,窦林名,王皓,等.综放大煤柱临空侧巷道密集区冲击地压机制研究[J].采矿与安全工程学报,2021,38(6):1100-1110+1121.

FENG Longfei, DOU Linming, WANG Hao, et al. Mechanism of rockburst in dense roadway area near the goaf of fully-mechanized large pillars[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2021,38(6):1100-1110+1121.

[16] 彭小沾,崔希民,王家臣,等.基于 Voronoi 图的不规则煤柱稳定性分析[J].煤炭学报,2008,33(9):966-970.
PENG Xiaozhan, CUI Ximin, WANG Jiachen, et al. Stability analysis of irregular coal pillars based on Voronoi diagram[J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(9): 966-970.

[17] 刘洋,陆菜平,王华,等.不规则煤柱变形破坏机理矩张量反演研究[J].采矿与安全工程学报,2023,40(6):1201-1209.
LIU Yang, LU Caiping, WANG Hua, et al. Moment tensor inversion study on deformation and failure mechanism of the irregular coal pillar [J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2023,40(6):1201-1209.

[18] 窦林名,卢安良,曹晋荣,等.双煤层不规则煤柱应力—能量演化规律及防冲技术研究[J].煤炭科技,2021,42(2):1-9.
DOU Linming, LU Anliang, CAO Jinrong, et al. Study on stress-energy evolution law of irregular coal pillar in double coal seams and anti-scouring technology[J]. Coal Science & Technology Magazine,2021,42(2):1-9.

[19] 田文辉,张帝,曹安业,等.山寨煤矿锯齿状遗留煤柱群应力分布特征[J].采矿与岩层控制工程学报,2023,5(5):54-62.
TIAN Wenhui, ZHANG Di, CAO Anye, et al. Stress distribution characteristics of serrated residual coal pillar groups in Shanzhai Coal Mine[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering,2023,5(5):54-62.

[20] 吕鹏飞,邱林,苗壮,等.连续尖角煤柱影响工作面冲击危险分析与防治研究[J].矿业安全与环保,2021,48(5):75-80.
LYU Pengfei, QIU Lin, MIAO Zhuang, et al. Study on risk analysis and prevention of rock burst in working face under the influence of continous sharpcorner coal pillar[J]. Mining Safety & Environmental Protection,2021,48(5):75-80.

[21] 李佃平,窦林名,牟宗龙,等.孤岛型边角煤柱工作面反弧形覆岩结构诱冲机理及其控制[J].煤炭学报,2012,37(5):719-724.
LI Dianping, DOU Linming, MOU Zonglong, et al. The anti-arc overlying strata structure induced mechanism and control of isolated corner coal pillar working face[J]. Journal of China Coal Society,2012,37(5):719-724.

[22] 张修峰,陆菜平,王超,等.千米深井锯齿形断层煤柱群应力分布及微震活动规律[J].现代矿业,2020,36(10):38-41+65.
ZHANG Xiufeng, LU Caiping, WANG Chao, et al. Stress distribution and microseismic rules of zigzag-type fault-coal pillars with a depth of 1 000 m[J]. Modern Mining,2020,36(10):38-41+65.

[23] 韩亮,辛崇伟,梁开山,等.厚硬岩层控制下不规则断层煤柱冲击危险性研究[J].煤炭工程,2018,50(9):79-82.
HAN Liang, XIN Chongwei, LIANG Kaishan, et al. Burst hazard analysis of irregular fault coal pillar controlled by thick hard rock stratum[J]. Coal Engineering,2018,50(9):79-82.

[24] 潘立友,侯家骏.断层影响下不规则孤岛煤柱工作面防冲技术研究[J].煤炭技术,2018,37(2):129-131.
PAN Liyou, Hou Jiajun. Rock burst prevention and control technique in irregular island face under influence of fault[J]. Coal Technology,2018,37(2):129-131.

[25] 薛成春,曹安业,牛风卫,等.深部不规则孤岛煤柱区冲击地压机理及防治[J].采矿与安全工程学报,2021,38(3):479-486.
XUE Chengchun, CAO Anye, NIU Fengwei, et al. Mechanism and prevention of rock burst in deep irregular isolated coal pillar [J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2021,38(3):479-486.

[26] 董文卓,陈理强,王文杰,等.上覆不规则煤柱孤岛工作面冲击地压弱结构法防治技术[J].矿业安全与环保,2024,51(2):40-45+52.
DONG Wenzhuo, CHEN Liqiang, WANG Wenjie, et al. Prevention technology of weak structure against rock burst in island working face of overlying irregular coal pillar[J]. Mining Safety & Environmental Protection,2024,51(2):40-45+52.