

DOI: 10.11779/CJGE202209014

# 高应力厚煤层大巷孤立煤体蠕变失稳冲击机理及防治研究

王高昂<sup>1</sup>, 朱斯陶<sup>\*1</sup>, 姜福兴<sup>1</sup>, 李士栋<sup>2</sup>, 刘金海<sup>3</sup>, 周 涛<sup>2</sup>, 宁廷洲<sup>4</sup>, 李 欢<sup>2</sup>, 孔 震<sup>2</sup>

(1. 北京科技大学土木与资源工程学院, 北京 100083; 2. 兖煤菏泽能化有限公司赵楼煤矿, 山东 菏泽 274000; 3. 华北科技学院河北省矿井灾害防治重点实验室, 河北 三河 101601; 4. 兖矿新疆矿业有限公司硫磺沟煤矿, 新疆 昌吉 831100)

**摘要:** 针对高应力大巷煤柱区孤立煤体在无明显采掘扰动情况下频繁发生冲击显现的现状, 以山东赵楼煤矿七采区高应力厚煤层大巷煤柱为工程背景, 采用理论分析、数值模拟和现场调研等方法, 研究了不稳定蠕变作用下高应力厚煤层大巷围岩和孤立煤体的应力演化规律, 揭示了高应力大巷孤立煤体蠕变失稳冲击机理: 在高应力作用下煤层巷道围岩发生不稳定蠕变, 不稳定蠕变弱化了巷道支护体系, 增大了孤立煤体的应力集中程度, 当大巷孤立煤体弹性承载区集中应力超过其极限承载能力时, 高应力孤立煤体发生冲击失稳。建立了高应力厚煤层大巷孤立煤体蠕变失稳及冲击力学模型, 推导出了大巷孤立煤体蠕变失稳冲击的力学判据, 据此提出了高应力厚煤层大巷孤立煤体冲击地压防治对策, 通过现场实践验证了理论分析的合理性。

**关键词:** 冲击地压; 煤层大巷; 孤立煤体; 应力集中; 蠕变失稳

中图分类号: TU431 文献标识码: A 文章编号: 1000-4548(2022)09-1689-10

作者简介: 王高昂(1995—), 男, 博士研究生, 从事矿山压力与岩层控制方面的研究。E-mail: wanggaoang26@163.com。

## Creep instability rock burst mechanism and prevention technology of isolated coal mass in roadways of high-stress thick coal seam

WANG Gao-ang<sup>1</sup>, ZHU Si-tao<sup>1</sup>, JIANG Fu-xing<sup>1</sup>, LI Shi-dong<sup>2</sup>, LIU Jin-hai<sup>3</sup>, ZHOU Tao<sup>2</sup>, NING Ting-zhou<sup>4</sup>, LI Huan<sup>2</sup>, KONG Zhen<sup>2</sup>

(1. School of Civil and Resources Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China; 2. Zhaolou Coal Mine, Yanzhou Coal Heze Energy and Chemical Company Limited, Heze 274000, China; 3. Hebei State Key Laboratory of Mine Disaster Prevention, North China Institute of Science and Technology, Sanhe 101601, China; 4. Liuhuanggou Coal Mine, Yankuang Xinjiang Mining Co., Ltd., Changji 831100, China)

**Abstract:** In view of the present situation of frequent rock burst appearances of isolated coal body in coal pillar areas of high-stress roadways without obvious mining disturbance, taking the coal pillar of the high-stress thick coal seam in the seventh mining area of Zhaolou Coal Mine in Shandong Province as the engineering background, creep instability rock burst mechanism and prevention technology of isolated coal mass in roadways of high-stress thick coal seam are investigated through theoretical analysis, numerical simulation and on-site investigation. Firstly, the stress evolution laws induced by unstable creep instability of the surrounding rock and the isolated coal body in the roadways of high-stress thick coal seam are studied. Secondly, the mechanism of rock burst induced by creep instability of isolated coal in high-stress roadways is revealed. The results show that the overall instability rock burst is easily induced, when the concentrated stress in the elastic bearing zone of isolated coal body exceeds its ultimate bearing capacity. Thirdly, the creep instability and rock burst mechanical model for isolated coal body in roadways of high-stress thick coal seam is established, and the mechanical criterion of creep instability and rock burst of isolated coal body in roadways is deduced. Finally, the relevant measures are put forward to prevent and control this type of rock burst. The rationality of the theoretical analysis is verified through field practices.

**Key words:** rock burst; coal roadway; isolated coal; stress concentration; creep instability

## 0 引言

矿井水平大巷及采区上、下山巷道承担着采区内

基金项目: 国家自然科学基金项目(51904017); 山东省重大科技创新工程项目(2019SDZY02); 中央高校基本科研业务费项目(FRF-TP-20-002A2)

收稿日期: 2021-09-28

\*通信作者(E-mail: zhusitao@ustb.edu.cn)

各工作面的运输、行人、通风、排水、供电等多项重要工作，而且服务年限长，因此大巷的安全稳定性影响着整个矿井的生产秩序，其重要性尤为关键<sup>[1-2]</sup>。大巷围岩稳定性问题不仅与采深密切相关，而且还受围岩类型及流变特征、地应力大小及方向、支护强度等因素的影响；不仅受到静载荷变化的影响，也受动载荷的作用（冲击地压、矿震）的影响<sup>[3-5]</sup>。近年来发生多起大巷冲击事故，如 2015 年 8 月 30 日，古城煤矿 32 采区下山巷道发生冲击地压事故，造成巷道大规模损坏；2016 年 8 月 15 日，梁宝寺煤矿 35000 采区联络巷发生冲击地压事故，造成约 300 m 巷道破坏，2 人死亡<sup>[6]</sup>。高应力大巷冲击地压具有高隐蔽性、时滞性等特点，常表现为蠕变失稳特征，因此研究其蠕变失稳冲击机理对于大巷合理布置及防冲设计具有重要意义。

潘俊锋等<sup>[7]</sup>认为巷道群无动载诱发冲击启动机理为巷道群应力基础静载叠加底煤厚度和褶曲构造时机静载导致煤柱冲击，采用深孔区间爆破进行防治；薛成春等<sup>[8]</sup>针对采区下山巷道保护煤柱应力分布特征进行研究，揭示了孤岛煤柱冲击机理，制定了降低动静载防冲方案；孟庆彬等<sup>[9]</sup>针对掘进扰动巷道群围岩稳定问题，通过数值模拟计算确定了巷道群合理的布置与开挖方式，提出了分步联合支护技术；刘帅等<sup>[10]</sup>针对下山巷道大变形问题，通过试验及数值模拟等方法研究了巷道群非对称变形破坏机理，优化了相应的巷道支护方案；尹万蕾等<sup>[11]</sup>针对煤柱冲击地压滞后发生问题，采用解析分析方法研究了孤立煤柱蠕变失稳条件，得到了蠕变失稳滞后时间；刘金海等<sup>[12]</sup>针对采区下山保护煤柱冲击问题，研究了工作面采动影响范围，划分了采区下山冲击类型，得到了保护煤柱合理宽度；陈国祥等<sup>[13]</sup>针对高应力巷道蠕变冲击问题，研究了巷道围岩加速蠕变过程及其条件，得到了围岩加速蠕变冲击启动解析解；王青元等<sup>[14]</sup>针对开采扰动诱发岩石加速失稳破坏问题，采用岩石力学试验研究了蠕变岩石变形破坏特征，得到了蠕变岩石在冲击扰动作用下的破坏规律；姜福兴等<sup>[15]</sup>针对多起蠕变型冲击地压事故，研究了不稳定蠕变形成的高地应力和特厚煤层条件，得到了巷道围岩蠕变型冲击发生的判别评估公式，提出了针对性的防治措施。

以上众学者针对大巷及硐室群冲击地压、巷道围岩蠕变特征等展开了大量的研究，取得了丰硕的成果，但针对大巷区域巷道切割形成的孤立煤体蠕变失稳诱发冲击研究较少，由于煤柱蠕变失稳预警困难、隐蔽性高、破坏形强，给高应力厚煤层大巷安全稳定造成了严重威胁。鉴于此，本文研究了巷道围岩发生不稳定蠕变后大巷孤立煤体应力变化规律，建立了大巷孤

立煤体不稳定蠕变失稳及冲击力学模型，揭示了高应力厚煤层大巷孤立煤体蠕变失稳型冲击地压的机理，提出了高应力厚煤层大巷孤立煤体发生蠕变失稳冲击可能性的判别方法，最后针对性的提出了基于防冲的大巷设计方案及相应的防冲技术措施。

## 1 大巷孤立煤体蠕变失稳冲击案例

### 1.1 赵楼煤矿大巷孤立煤体概况

山东赵楼煤矿二集下山大巷包含第二集中辅运下山、第二集中回风下山和第二集中#2 辅运下山三条大巷，三条大巷均为煤巷，布置在 3 煤层内，该区域 3 煤层平均埋深约 950 m，倾角平均为 8.5°，煤层厚度平均为 6.5 m，大巷之间间距为 40 m。经煤岩冲击倾向性鉴定，3 煤层具有强冲击倾向，其中单轴抗压强度为 22.36 MPa。二集下山区域发育 F15 断层和 FZ14 大断层，三条大巷下方为 5301 采空区，三条大巷距离采空区平面距离分别为 80, 120 和 160 m，如图 1 所示。

2015 年 8 月 19 日，赵楼煤矿七采区二集下山煤柱区域发生两次震级分别为 1.3 级和 2.11 级（6.34E+05J）的大能量矿震事件，至 2015 年 8 月 24 日，大巷孤立煤体区域相继发生 7 次矿震事件，震级均在 1.0 级以上。大巷孤立煤体区域频繁矿震导致部分巷道动压显现强烈，动力灾害形式主要表现为巷道围岩变形严重，巷道顶板锚杆索破断和动力性冲击冒顶等。

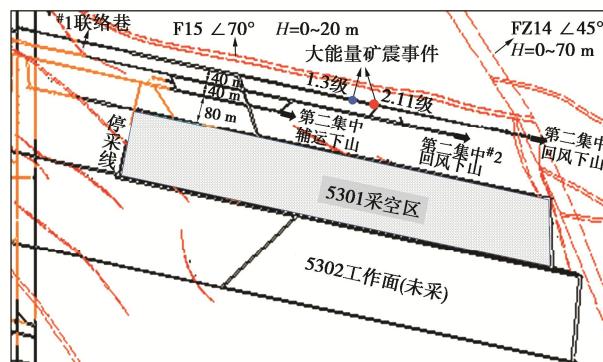


图 1 赵楼煤矿二集下山概况

Fig. 1 General situation of roadways in Zhaolou Coal Mine

### 1.2 大巷孤立煤体蠕变失稳冲击特征分析

第二集中回风下山距离 5301 采空区 160 m，巷道原始高度为 4.2 m，宽度为 4.8 m，图 2 所示为第二集中回风下山自#1 联络巷至#4 联络巷区间巷道围岩变形量统计结果，#1 联络巷距离 5301 停采线平齐位置距离约为 185 m。由图 2 可知，回风下山自距离#1 联络巷约 240 m 位置处整体变形量较大，变形最严重处位于距离#1 联络巷 405 m 处，该处巷道高度仅为 1.9 m，巷道宽度仅为 2.6 m，说明受 5301 采空区侧向支承应

力影响, 大巷间煤柱区域应力集中程度较高。

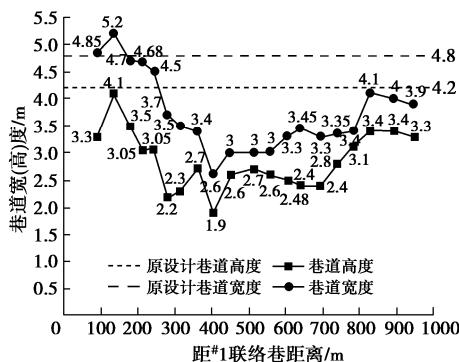


图2 第二集中回风下山巷道变形量

Fig. 2 Statistics of deformation of surrounding rock in roadways

图3所示为二集下山区域自2015年3月至8月微震事件发生能量及频次统计结果, 5301工作面已于2015年2月22日开采结束, 二集下山区域微震事件能量与数量在3月、4月和5月处于低频状态, 在6月时达到峰值。由此可说明下山区域微震事件主要为煤柱区高应力作用下煤体破裂所产生, 与已停采的5301采空区覆岩稳沉运动关系较小。

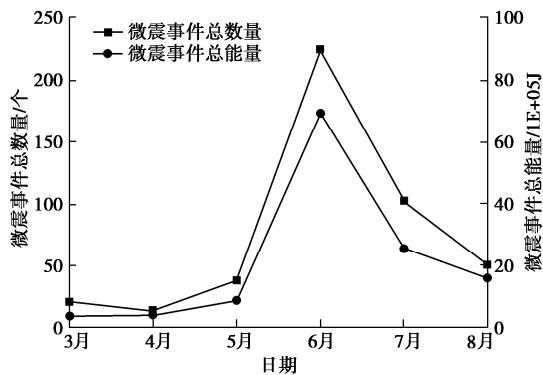


图3 二集下山区域微震特征曲线

Fig. 3 Microseismic characteristic curves of roadway area

通过对动力显现特征分析可知, 大巷孤立煤体蠕变失稳冲击存在以下特点: ①事故区域大巷采深大或当量采深大, 原始地应力较高; ②冲击发生位置处于采掘扰动影响区以外, 事故发生区域附近均无工作面正在回采, 没有高位岩层破裂产生的大范围动压扰动; ③煤层厚度大, 且大巷均布置在煤层中, 大巷围岩综合抗压强度较低; ④开采末期的采区下山、大巷及其硐室群、部分(半)孤岛工作面是蠕变型冲击地压多发区域; ⑤冲击地压发生时间具有随机性, 发生地点具有隐蔽性。

## 2 高应力厚煤层大巷孤立煤体蠕变失稳冲击机理研究

### 2.1 巷道围岩蠕变应力演化规律

如图4所示为岩石全应力-应变曲线, 根据经

等<sup>[16]</sup>的研究可知, 岩石全应力-应变曲线与相同围压试验条件下得到的稳定蠕变终止轨迹线有两个交点H和I,  $\sigma > \sigma_I$ 时, 岩石仅发生弹性变形, 不会产生蠕变行为, 岩石应力和应变呈正比关系;  $\sigma > \sigma_H$ 时, 岩石产生不稳定蠕变, 岩石应变随着蠕变时间的进行不断增加, 直至岩石破坏;  $\sigma_H > \sigma > \sigma_I$ 时, 岩石只会发生稳定蠕变, 岩石应变不会随着蠕变时间的增加而无限增加。 $\sigma_H$ 一般为岩石的长期强度, 即巷道围岩应力超过煤岩体长期强度时, 巷道围岩发生不稳定蠕变, 则巷道围岩产生不稳定蠕变的必要条件是巷道围岩承受高应力。

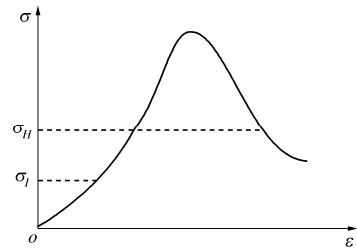


图4 岩石全应力-应变曲线图

Fig. 4 Full stress-strain curve of rock

由于地下煤岩体具有流变性, 且厚煤层巷道围岩一般为煤体, 深部煤体在高地应力作用下, 巷道围岩将会产生蠕变破坏, 根据岩石力学可知, 巷道围岩支承压力和围岩强度决定着巷道围岩产生蠕变的破坏程度。图5所示为巷道围岩蠕变前支承压力分布曲线,  $\sigma_1$ 为巷道围岩蠕变前支承压力分布曲线,  $\sigma_2$ 为巷道围岩蠕变后支承压力分布曲线,  $(0, x_1)$ 为围岩塑性区范围,  $(x_1, x_2)$ 为围岩蠕变扩展区范围,  $(x_2, x_3)$ 为围岩弹性区范围,  $(x_4, \infty)$ 为围岩原岩应力区范围。

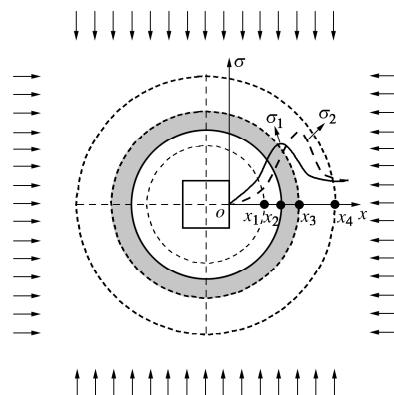


图5 巷道围岩塑性区演化示意图

Fig. 5 Evolution diagram of plastic zone of surrounding rock of roadways

### 2.2 大巷孤立煤体蠕变应力演化规律

不稳定蠕变启动后, 巷道围岩的弹塑性极限平衡位置向煤体深部移动, 巷道围岩塑性区半径随之增大, 当巷道有效支护距离时被不稳定蠕变区范围覆盖且超

过时,巷道支护体系对围岩的支护能力降低,因此冲击地压发生时无法有效防护。如图6所示,图中 $R_1$ 为围岩蠕变前塑性区半径; $R_2$ 为围岩蠕变后塑性区半径; $R'_1$ 为围岩蠕变前弹性区半径; $R'_2$ 为围岩蠕变后弹性区半径; $R_p$ 为巷道有效支护距离。

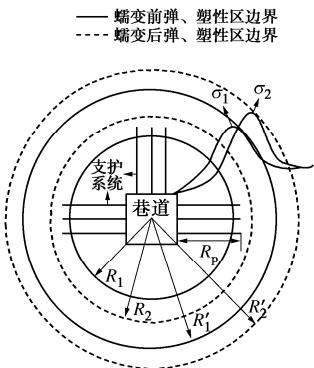


图6 巷道支护失效示意图

Fig. 6 Diagram of failure of roadway support

如图7所示,不稳定蠕变致使巷道围岩由三向应力状态退化为单向应力状态,导致巷道围岩强度降低,从而使得孤立煤体两侧巷道围岩应力不断向孤立煤体弹性区转移,随着不稳定蠕变过程的进行,孤立煤体两侧塑性区向深部扩展,孤立煤体弹性承载区宽度逐渐减小,从而导致孤立煤体弹性承载区应力集中程度逐渐升高。此时孤立煤体极易引发整体失稳冲击。

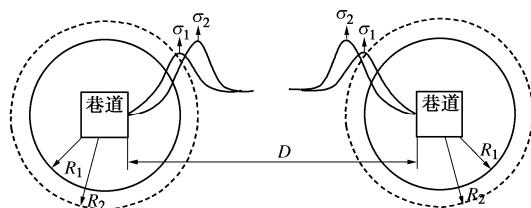


图7 蠕变前后煤体支承压力演化

Fig. 7 Evolution of abutment pressure of coal mass before and after creep

### 2.3 大巷孤立煤体蠕变失稳机理

孤立煤体两侧靠近煤壁的煤体已经产生塑性破坏,由于应力状态的改变,该区域煤体的强度大幅降低,煤体处于不稳定状态;孤立煤体弹性承载区煤体在顶底板岩层和两侧塑性区煤体的约束下处于三向应力状态,是主要承载体。不稳定蠕变产生后,随着孤立煤体两侧塑性区的扩展,孤立煤体两侧的应力逐渐向孤立煤体弹性承载区集中,弹性承载区煤体在高应力作用下逐渐被压裂成均匀强度介质,该处垂直应力也随之产生应力均化。

如图8所示, $a$ 为巷道宽度, $T$ 为垂直压力小于

三轴抗压强度的宽度, $S$ 为垂直压力大于三轴抗压强度的宽度,该区域煤体在高应力作用下产生塑性破坏并将塑性区宽度扩展为 $s$ ,从而达到新的三向应力平衡状态,则弹性核宽度由原有宽度 $W$ 缩减为宽度 $w$ 。塑性区扩展过程实质上是一个应力均化过程,即垂直压力大于三轴抗压强度部分的煤体在集中应力作用下被压裂成强度为 $R_{3c}$ 的均匀强度介质,形成强度为 $R_{3c}$ 、宽度为 $2s+w$ 的矩形应力均化区域。

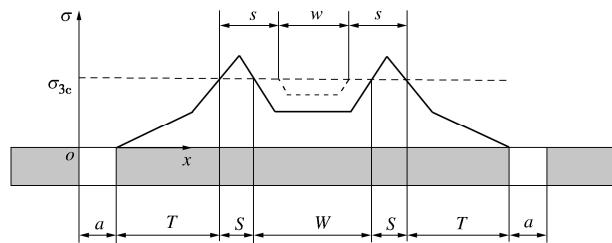


图8 应力均化示意图

Fig. 8 Diagram of stress homogenization

如图9所示, $\sigma_{t1}$ 为巷道围岩塑性区稳定时支承压力分布曲线, $\sigma_{t2}$ 为巷道围岩蠕变后支承压力分布曲线, $\sigma_{ti}$ 为巷道围岩蠕变后孤立煤体支承压力叠加曲线。根据图9可将大巷孤立煤体蠕变失稳冲击机理归纳为:①在高支承压力作用下,巷道围岩发生不稳定蠕变,随着不稳定蠕变的进行,巷道围岩塑性区不断增大,从而降低巷道支护体系抵抗冲击效果;②不稳定蠕变导致孤立煤体弹性承载区应力集中,孤立煤体弹性承载区在高应力作用下产生应力均化,孤立煤体应力分布由安全的双峰形分布转变为应力平均的平台形分布,随着不稳定蠕变的进行,其应力继续集中为单峰形分布,当孤立煤体弹性承载区集中应力超过煤体的综合抗压强度时,孤立煤体发生失稳冲击。

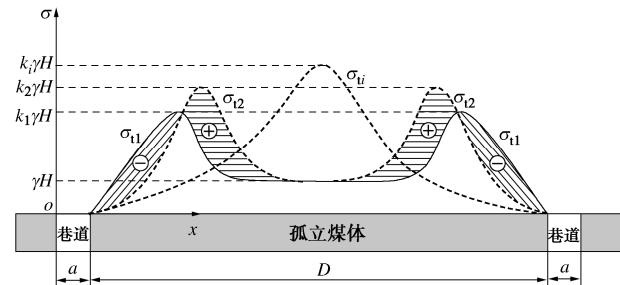


图9 蠕变前后孤立煤体应力变化剖面图

Fig. 9 Stress profile of isolated coal before and after creep

## 3 高应力厚煤层大巷孤立煤体蠕变失稳冲击力学分析

### 3.1 大巷孤立煤体蠕变失稳力学分析

高应力厚煤层巷道开挖后,在集中应力作用下巷道围岩发生不稳定蠕变,孤立煤体两侧巷道围岩在不

稳定蠕变作用下塑性区纵深扩展, 降低巷道支护效果; 不稳定蠕变逐渐“腐蚀”塑性区围岩强度, 使得塑性区阻抗降低; 孤立煤体两侧巷道围岩强度降低而使得围岩支承压力向孤立煤体弹性区转移集中, 在高应力作用下弹性核区出现应力均化。当孤立煤体弹性区集中应力超过煤体整体失稳冲击临界值时, 易诱发冲击地压。据此建立孤立煤体整体失稳冲击力学简化模型如图 10 所示。

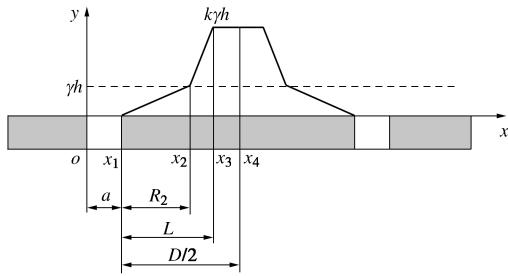


图 10 孤立煤体蠕变后支承压力简化示意图

Fig. 10 Simplified schematic diagram of abutment pressure after creep of isolated coal

依据图 10, 支承压力曲线可以简化为分段函数, 如下所示:

$$\sigma(x) = \begin{cases} 0 & ([0, x_1]) \\ \frac{\gamma h}{R_2} x & ([x_1, x_2]) \\ \frac{\gamma h + (k-1)\gamma h(x-R_2)}{L-R_2} & ([x_2, x_3]) \\ k\gamma h & ([x_3, x_4]) \end{cases} \quad (1)$$

式中  $\gamma$  为岩体平均重度( $\text{kN/m}^3$ );  $h$  为煤层埋深(m);  $k$  为应力集中系数, 其值可由下式计算得到

$$k = \frac{a+D-L}{D-L-R_2} \quad (2)$$

大巷孤立煤体蠕变后弹性承载区平均应力为

$$\sigma_j = \frac{(k+1)(L-R_2)\gamma h + (D-2L)k\gamma h}{D-2L} \quad (3)$$

考虑采掘活动等动载影响, 则

$$\sigma = \lambda \sigma_j \quad (4)$$

式中,  $\lambda$  为巷道掘进造成的动态应力集中系数, 取值范围为 1~1.5。

煤体失稳冲击时存在“动应力硬化”和“单向-三向硬化”效应, 所以煤体冲击时围岩强度超过其单向抗压强度<sup>[17]</sup>, 据此得到大巷孤立煤体蠕变后失稳判据为

$$I_c = \frac{\sigma}{\bar{\mu}[\sigma_c]} > 1.5 \quad (5)$$

式中,  $\bar{\mu}$  为煤体平均综合抗压系数,  $[\sigma_c]$  为煤体单轴抗压强度(MPa)。

将式(1)~(4)代入式(5)整理得

$$I_c = \frac{\lambda(a+D-R_2)\gamma h}{\bar{\mu}[\sigma_c](D-2L)} \quad (6)$$

### 3.2 大巷孤立煤体冲击危险力学分析

孤立煤体弹性承载区煤体失稳破坏只是发生冲击地压的必要条件, 即煤体破坏不一定发生冲击地压, 只有积聚高弹性能的煤体破裂时产生的冲击力大于其阻抗力时, 煤岩体才会随着冲击波被抛出, 从而形成冲击地压事故。如图 11 所示为大巷孤立煤体蠕变失稳诱发冲击地压力学模型, 通过比较煤体的阻抗力和冲击力关系进而判断孤立煤体失稳诱发冲击的可能性。

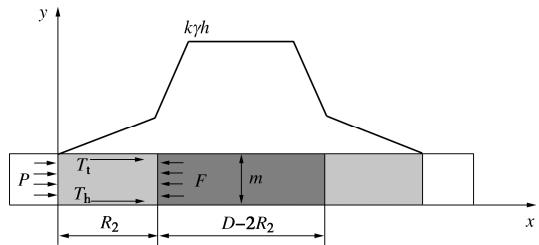


图 11 孤立煤体诱发冲击力学模型

Fig. 11 Mechanical model for isolated coal-induced rock burst

塑性区阻抗力为

$$Z = T_t + T_b + P \quad , \quad (7)$$

式中,

$$T_t = \int_0^{R_2} (c + f\sigma_y) dx \quad , \quad (8)$$

$$T_b = \int_0^{R_2} [c + f(\sigma_y + \gamma m)] dx \quad . \quad (9)$$

式中  $P$  为巷帮支护对煤壁的约束力(N);  $T_t$  为孤立煤体塑性区煤层与顶板接触面的摩擦阻力(N);  $T_b$  为孤立煤体塑性区煤层与底板接触面的摩擦阻力(N);  $\sigma_y$  为煤体垂直应力(MPa);  $c$  为煤层与岩层黏聚力(N);  $f$  为摩擦系数;  $\gamma$  为煤体重度( $\text{kN/m}^3$ );  $m$  为煤层厚度(m)。

为简化计算, 假设煤体的垂直应力呈线性分布, 因此, 塑性区的垂直应力  $\sigma_y$  可表示为

$$\sigma_y = \frac{x}{R_2} \sigma_{\max} \quad . \quad (10)$$

将式(10)分别代入式(8), (9)可得

$$T_t = \left( c + \frac{1}{2} f \sigma_{\max} \right) R_2 \quad , \quad (11)$$

$$T_b = \left( c + f \gamma m + \frac{1}{2} f \sigma_{\max} \right) R_2 \quad , \quad (12)$$

因此, 塑性区煤体的阻抗为

$$Z = P + (2c + f\gamma m + f\sigma_{\max})R_2 \quad . \quad (13)$$

孤立煤体弹性承载区失稳破坏后, 原本积聚的弹性能得到释放, 从而对塑性区煤体施加冲击力, 根据动量守恒定理可得弹性承载区冲击力为

$$FT = \sqrt{2\rho VU'} , \quad (14)$$

其中,

$$U' = U - \frac{V\sigma_c^2}{2E} . \quad (15)$$

式中  $T$  为冲击地压持续时间 (s);  $\rho$  为煤体密度 ( $\text{kg}/\text{m}^3$ );  $V$  为孤立煤体弹性承载区体积 ( $\text{m}^3$ );  $U$  为动力破坏后孤立煤体弹性承载区的剩余弹性性能 (J);  $U$  为孤立煤体弹性承载区积聚的弹性性能 (J);  $\sigma_c$  为煤体单轴抗压强度 (MPa);  $E$  为煤体弹性模量 (MPa)。

根据岩体动力破坏的最小能量理论<sup>[18]</sup>可知, 单向应力状态的煤岩体的破坏能量为其破坏时所需的最小能量, 即

$$E_{\min} = \frac{[\sigma_c]^2}{2E} . \quad (16)$$

孤立煤体弹性承载区积聚的弹性性能为

$$U = \frac{V[\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\mu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_3\sigma_1)]}{2E} . \quad (17)$$

孤立煤体弹性承载区体积为

$$V = bm . \quad (18)$$

将式 (15) ~ (18) 代入式 (14) 可得

$$F = \frac{bm}{T} \sqrt{\frac{2\rho[\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\mu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_3\sigma_1) - \sigma_c^2]}{2E}} . \quad (19)$$

式中  $b$  为弹性承载区煤体的宽度, 其值为  $b=D-2R_2$  (m);  $m$  为煤层厚度 (m);  $\nu$  为煤体泊松比;  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$ ,  $\sigma_3$  为煤体主应力 (MPa)。

由孤立煤体诱发冲击力学模型可知, 当孤立煤体弹性承载区煤体动力破坏后产生的冲击力超过塑性区煤体的阻抗力时, 弹性承载区煤体的剩余能量将以冲击地压形式在巷道显现, 因此孤立煤体诱发冲击地压的力学条件为

$$F-Z > 0 . \quad (20)$$

### 3.3 大巷孤立煤体蠕变失稳冲击可能性判断

巷道冲击危险性不仅与巷道围岩的高应力状态有关, 同时也与巷道围岩稳定性有关。根据前述大巷孤立煤体蠕变失稳冲击机理和力学条件可将其总结为半定量化的判别公式如下:

$$\left. \begin{array}{l} ① \sigma > [\sigma_c] , \\ ② R_2 > R_p , \\ ③ \frac{\lambda(a+D-R_2)}{\mu[\sigma_c](D-2L)} > 1.5 , \\ ④ \frac{bm}{T} \sqrt{\frac{2\rho[\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\mu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_3\sigma_1) - \sigma_c^2]}{2E}} > \\ P + (2c + f\gamma m + f\sigma_{\max})R_2 , \end{array} \right\} \quad (21)$$

其中: ①为高应力巷道围岩不稳定蠕变启动条件; ②

为不稳定蠕变启动后巷道围岩支护失效条件; ③为不稳定蠕变启动后孤立煤体失稳条件; ④为不稳定蠕变启动后孤立煤体冲击条件。

此式中 4 个判别条件为递进关系, 当大巷地质及开采技术条件同时满足上式时, 大巷孤立煤体具有冲击危险, 并且可根据式 (21) 进行大巷蠕变冲击危险性判断、基于防冲的大巷设计及制定大巷防冲技术方案等。

### 3.4 事故案例验证

以赵楼煤矿七采区二集下山为例, 三条大巷埋深近千米, 在高自重应力的作用下, 巷道围岩发生不稳定蠕变, 蠕变导致的集中应力是大巷煤柱的高应力来源。二集下山埋深约为 1000 m, 自重应力  $\gamma h=25 \text{ MPa}$ , 巷道宽度  $a=5 \text{ m}$ , 大巷间距  $D=40 \text{ m}$ , 巷道围岩蠕变范围  $R_2=7.5 \text{ m}$ , 根据钻屑量监测得到  $L=10 \text{ m}$ , 则大巷孤立煤体弹性承载区宽度为 20 m, 弹性承载区煤体处于三向应力状态, 取煤体平均综合抗压系数  $\bar{\mu}=3$ 。将上述数据代入式 (3) 可得未受采掘活动扰动时, 孤立煤体弹性承载区静态平均支承压力约为 48 MPa, 七采区二集下山三条大巷下方为 5301 采空区, 采空区距离大巷平面距离分别为 80, 120 和 160 m, 二集下山上方为最大落差 20 m 的 F15 断层。

七采区二集下山孤立煤体受到自重应力、5031 采空区形成的侧向支承压力、和断层构造应力作用, 因此取静态应力集中系数  $K=2$ 。巷道掘进造成的动态应力集中系数  $\lambda=1.5$ , 代入式 (6) 可得  $I_c=2.2>1.5$ , 七采区二集下山区域冲击危险系数已经超过临界判别值, 因此在二集下山区域频繁发生大能量矿震事件。

二集下山区域煤体煤层与顶底板接触面上的凝聚力  $c=2.5 \text{ MPa}$ , 摩擦系数  $f=0.15$ , 煤体最大垂直应力  $\sigma_{\max}=25 \text{ MPa}$ , 煤层厚度  $m=6 \text{ m}$ , 孤立煤体弹性承载区宽度  $b=D-2R_2=25 \text{ m}$ , 冲击地压持续时间  $T=10 \text{ s}$ , 煤体密度  $\rho=1.3 \text{ g/cm}^3$ , 煤体主应力  $\sigma_1=\sigma_2=\sigma_3=25 \text{ MPa}$ , 煤体泊松比  $\nu=0.3$ , 煤体单轴抗压强度  $\sigma_c=22 \text{ MPa}$ , 煤体弹性模量  $E=7 \text{ GPa}$ 。由于不稳定蠕变致使巷道围岩主动支护体系失效, 因此不考虑巷道支护阻力, 将各参数代入式 (20) 得  $F-Z=138.2 \text{ MN}>0$ 。

由上式可知, 赵楼煤矿七采区二集下山区域孤立煤体失稳时产生的冲击力超过煤体的阻抗力从而造成煤体向巷道冲击。

## 4 大巷孤立煤体蠕变时效应力演化规律

本次数值模拟模型以赵楼煤矿二集下山大巷区域地质条件为基础, 以大巷间孤立煤体为研究对象, 设计巷道采深 1000 m, 建立简化模型尺寸为长×宽×

高=200 m×100 m×70 m, 模型顶部为自由面, 模型两端及底部边界施加位移约束, 采用均布载荷代替上覆岩层自重。

#### 4.1 大巷孤立媒体蠕变塑性区演化分析

①建立 FLAC<sup>3D</sup>模型, 运算至1000 m采深条件下原岩应力初始平衡; ②在煤层中进行巷道开挖, 开挖巷道间距为40 m, 计算数值模型步数为100步平衡; ③重复步骤①和步骤②, 分别计算步数为200, 300, 500, 1000, 3000, 5000和10000步至平衡; ④对8次模拟结果的塑性区进行对比分析, 以此探究大巷孤立媒体蠕变塑性区演化规律; ⑤对8次模拟结果的垂直应力场进行对比分析, 以此探究大巷孤立媒体垂直应力演化规律。

不同开挖步数条件下大巷孤立媒体塑性区云图如图12所示。

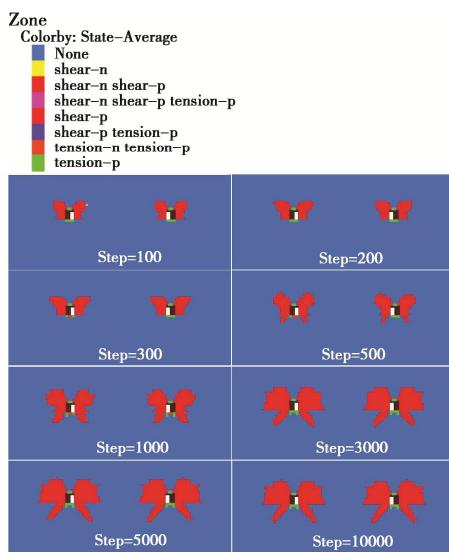


图12 塑性区演化数值模拟图

Fig. 12 Numerical simulation of evolution of plastic zone

由图12可以看出, 高应力厚煤层大巷开挖300步以内时巷道围岩塑性区范围较小, 开挖步数超过500步时大巷围岩塑性区逐渐扩展, 巷道塑性区不断增大, 大巷间煤柱的弹性承载区范围逐渐减小, 当开挖步数达到5000步以后, 巷道围岩塑性区范围随着开挖步数的增加变化较小, 逐渐趋于稳定, 从而验证了孤立媒体巷道围岩塑性区随着时间的推移不断演化扩展, 孤立媒体弹性承载区宽度不断减小的过程。大巷孤立媒体在高地应力的作用下, 巷道围岩塑性区不断扩展, 降低巷道围岩支护效果。当巷道围岩塑性区稳定后, 可以得到巷道围岩塑性区范围约为12 m, 弹性承载区范围约为18 m, 赵楼煤矿七采区二集下山钻屑量监测塑性区范围为10 m, 弹性承载区范围计算为20 m, 数值模拟结果与理论计算和事故现场检测数据

相符, 对比验证了理论计算的合理性。

#### 4.2 大巷孤立媒体蠕变应力集中分析

为了更加直观的显示不同开挖步数条件下孤立媒体的应力分布变化情况, 对不同开挖步数模拟方案下巷道顶板煤层的应力值分布情况进行分析, 其结果如图13所示。

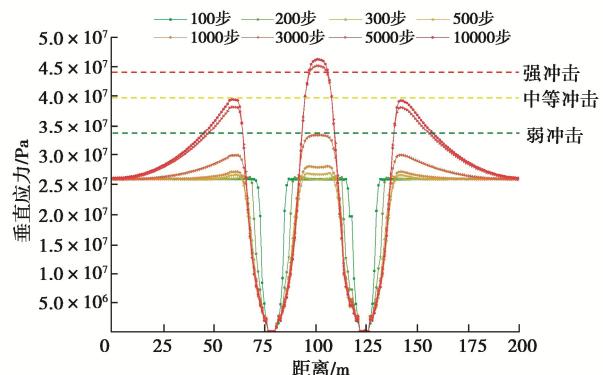


图13 不同开挖步数孤立媒体垂直应力曲线

Fig. 13 Curves of vertical stress of isolated coal with different excavation steps

由图13可知, 当孤立媒体采深、大巷间距和煤层厚度不变时, 大巷孤立媒体上方垂直应力分布形式随开挖步数的变化而发生明显改变, 开挖步数小于1000步时应力呈双峰形分布, 开挖步数为3000步时应力呈平台形分布, 开挖步数大于5000步时应力呈单峰形分布, 媒体应力峰值随开挖步数的增大而不断增大, 且应力峰值不断向孤立媒体弹性承载区集中。当采深、大巷间距和煤层厚度不变时, 随着开挖步数的增加, 孤立媒体弹性承载区应力逐渐集中, 千米采深条件下孤立媒体开挖步数为10000步时的应力集中系数约是开挖步数为100步的应力集中系数的1.7倍。验证了随着蠕变的进行, 巷道围岩塑性区不断增大, 孤立媒体弹性承载区应力逐渐集中, 应力峰值不断增加, 最终稳定于46.5 MPa, 理论计算赵楼煤矿七采区二集下山区域巷道间弹性承载区平均应力值约为48 MPa, 从而验证了不稳定蠕变增大弹性区应力集中程度, 当应力值集中至突破媒体整体失稳临界值后, 孤立媒体发生整体失稳。

## 5 大巷孤立媒体蠕变失稳型冲击地压防治技术研究

#### 5.1 防治对策

根据大巷孤立媒体蠕变失稳诱发冲击机理可得出高应力厚煤层大巷孤立媒体蠕变冲击地压防治对策如图14所示。

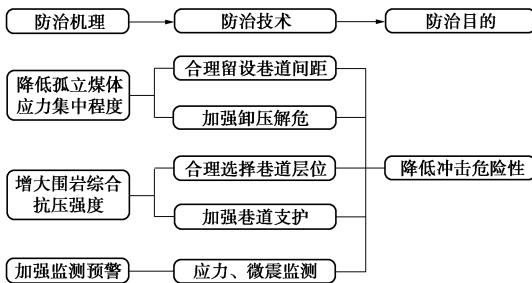


图 14 高应力厚煤层大巷孤立媒体冲击地压防治对策

Fig. 14 Prevention and control countermeasures of rock burst of isolated coal in roadways of high-stress thick coal seam

## 5.2 赵楼煤矿七采区二集下山孤立媒体冲击危险性分析

七采区二集下山区域主要力源为 5301 采空区侧向支承压力和断层构造应力, 将二者叠加可得总应力曲线如图 15 所示。由图 15 可知, 第二集中辅运下山具有强冲击危险, 第二集中#2 回风下山和第二集中回风下山具有中等冲击危险<sup>[19]</sup>。

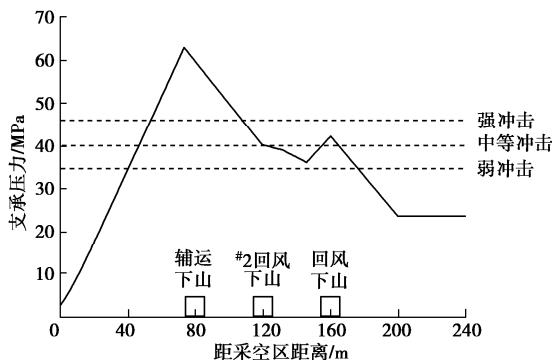


图 15 5301 采空区与断层应力叠加曲线

Fig. 15 Superposition curve of goaf 5301 and fault stress

## 5.3 防治技术方案

### (1) 孤立媒体合理大巷间距留设

将二集下山区域参数代入式(6)得到大巷间距与冲击危险性的关系曲线, 如图 16 所示。如图 16 所示, 大巷孤立媒体蠕变失稳冲击与媒体宽度成反比关系, 具体表现为大巷间距越小, 孤立媒体冲击危险性越高, 大巷孤立媒体蠕变失稳临界宽度为 69 m, 二集下山三条大巷间距为 40 m, 煤层大巷间距较小是孤立媒体蠕变失稳的重要影响因素, 因此, 可在防冲设计时通过合理留设煤层大巷间距降低冲击危险。

### (2) 加强卸压解危

#### a) 煤体大直径钻孔卸压

发现大能量微震事件或应力集中程度高时, 采用钻屑法进行煤粉检验, 若煤粉量超标或打钻时动力现象显现异常, 及时进行大直径钻孔解危卸压, 具体参数如下: 两帮监测有冲击危险时: 大直径卸压钻孔  $\phi \geq 150 \text{ mm}$ , 间距不大于 2 m, 危险程度高的适当减小钻

孔间距, 孔深  $\geq 20 \text{ m}$ 。

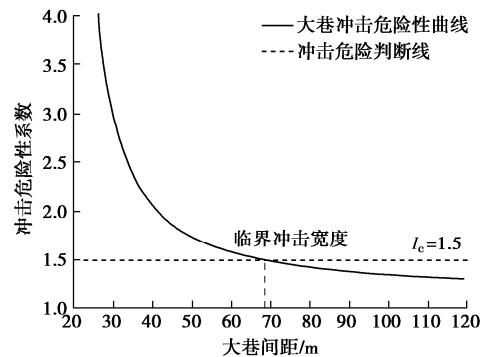


图 16 大巷间距与冲击危险性关系示意图

Fig. 16 Relationship between roadway spacing and impact risk

#### b) 煤体卸压爆破

采用大直径钻孔卸压解危后, 冲击危险仍未消除区域, 可采取煤体爆破进行卸压处理。爆破卸压区域为: 监测危险区域及其前后各 15 m 范围。

#### (3) 孤立媒体合理大巷层位留设

将二集下山区域参数代入式(6)得到不同层位大巷间距与冲击危险性的关系曲线, 如图 17 所示。由图 17 可以看出, 大巷孤立媒体蠕变失稳冲击与大巷层位密切相关: 考虑孤立媒体蠕变冲击的影响, 下山均为煤巷布置时的巷道最小间距为 69 m, 下山均为半煤岩巷布置时的最小间距为 36 m, 下山均为岩巷时的最小间距为 29 m。二集下山大巷间距为 40 m, 因此, 可通过将煤层大巷更改为岩巷或半煤岩巷布置进而提高巷道围岩综合强度, 降低冲击危险性。

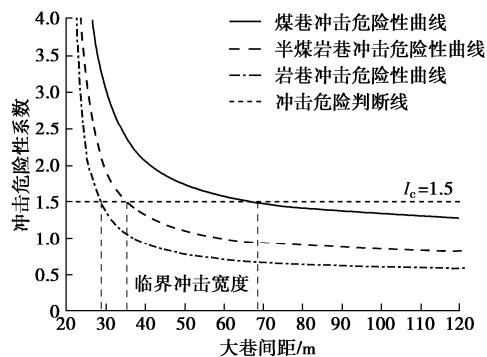


图 17 赵楼煤矿不同巷道层位冲击危险性关系示意图

Fig. 17 Schematic diagram of impact risk relation of different roadway layers in Zhaolou Coal Mine

#### (4) 加强监测预警

##### a) 微震监测预警

赵楼煤矿已经安装 SOS 微震监测系统, 七采区大巷在矿井生产期间, 可以对不同等级冲击危险区域进行分级监测。

##### b) 钻屑法煤粉监测

当煤体中应力集中程度较高时, 钻孔排出的煤粉

量将会超过临界值, 综合考虑煤粉量超标程度及打钻过程中的动力现象评价煤体具有冲击危险时, 应停止采掘活动, 及时采取大直径卸压钻孔等卸压解危措施。

### c) 冲击地压实时监测预警

目前, 赵楼煤矿已在七采区大巷安装一套冲击地压实时监测预警系统, 在七采区大巷两帮煤层中分别安装了监测预警系统的应力计测站, 具体位置为大巷揭露断层区域、煤层分叉合并区域、煤岩穿层区域和七采区工作面开采影响区域, 实时大巷两帮高应力区进行冲击地压监测预警。

综上所述可知赵楼煤矿二集下山巷道采取煤巷布置时, 大巷间距应不小于 69 m, 若保持原设计宽度 40 m 不变, 则大巷应采取岩巷布置可保证巷道的长期安全性和稳定性。最终矿方选择将二集下山大巷全部改为岩巷布置, 三条巷道已于 2018 年 2 月重新掘进完毕, 大巷煤柱区未再发生冲击灾害。

## 6 结 论

以赵楼煤矿七采区二集下山为工程背景, 采用理论分析、数值模拟和现场调研等方法, 研究了不稳定蠕变作用下大巷孤立煤体应力演化规律, 揭示了高应力大巷孤立煤体蠕变失稳冲击机理, 推导出了大巷孤立煤体蠕变失稳冲击力学判据, 得到以下结论:

(1) 高应力大巷孤立煤体蠕变失稳冲击机理为: 巷道开挖引起的集中应力超过煤岩体长期强度时发生不稳定蠕变, 巷道蠕变塑性区扩展导致巷道支护体系失效; 同时不稳定蠕变导致巷道围岩支承压力向孤立煤体弹性承载区集中, 当孤立煤体弹性承载区集中应力超过煤体的综合抗压强度时, 孤立煤体发生失稳冲击。

(2) 建立了高应力厚煤层大巷孤立煤体蠕变失稳及冲击力学模型, 提出了包含大巷间距和巷道围岩强度的大巷孤立煤体蠕变失稳冲击发生的评估方法, 通过数值模拟分析了大巷孤立煤体不稳定蠕变时效应力演化规律。

(3) 提出了高应力厚煤层大巷孤立煤体蠕变冲击的针对性防治技术措施: 合理设计巷道间距和层位、加强监测预警及卸压解危。通过改变大巷层位, 有效防治了高应力大巷孤立煤体蠕变型冲击地压。

## 参考文献:

- [1] 姜鹏飞, 康红普, 王志根, 等. 千米深井软岩大巷围岩锚架充协同控制原理、技术及应用[J]. 煤炭学报, 2020, 45(3): 1020 - 1035. (JIANG Peng-fei, KANG Hong-pu, WANG Zhi-gen, et al. Principle, technology and application of soft

rock roadway strata control by means of “rock bolting, U-shaped yielding steel arches and back filling” in synergy in 1 000 m deep coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(3): 1020 - 1035. (in Chinese))

- [2] 朱斯陶, 姜福兴, 刘金海, 等. 我国煤矿整体失稳型冲击地压类型、发生机理及防治[J]. 煤炭学报, 2020, 45(11): 3667 - 3677. (ZHU Si-tao, JIANG Fu-xing, LIU Jin-hai, et al. Types, occurrence mechanism and prevention of overall instability induced rockbursts in China coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(11): 3667 - 3677. (in Chinese))
- [3] 孙守义, 赵长政, 张云, 等. 多煤层重复采动穿层大巷围岩变形特征及修复加固技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2020, 37(4): 681 - 688. (SUN Shou-yi, ZHAO Chang-zheng, ZHANG Yun, et al. The deformation characteristics of surrounding rock of crossing roadway in multiple seams under repeated mining and its repair and reinforcement technology[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2020, 37(4): 681 - 688. (in Chinese))
- [4] 于洋, 柏建彪, 张树娟, 等. 双翼采动大巷群围岩灾变机理与修复加固体系研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2020, 37(6): 1133 - 1141. (YU Yang, BAI Jian-biao, ZHANG Shu-juan, et al. Disaster mechanism of surrounding rock with double wing mining roadway group and its repair and reinforcement system[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2020, 37(6): 1133 - 1141. (in Chinese))
- [5] 高晓进, 李煜炜, 张振金, 等. 软岩巷道大变形双主动超前爆破预裂顶板防控技术[J]. 煤炭学报, 2020, 45(增刊 2): 589 - 598. (GAO Xiao-jin, LI Yu-wei, ZHANG Zhen-jin, et al. Prevention and control technology of pre-splitting roof by dual active advanced blasting in soft rock large deformation roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(S2): 589 - 598. (in Chinese))
- [6] 王高昂, 朱斯陶, 姜福兴, 等. 千米深井大巷孤立煤体整体失稳冲击机理及防治研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2019, 36(5): 968 - 976. (WANG Gao-ang, ZHU Si-tao, JIANG Fu-xing, et al. Mechanism of rock burst induced by overall instability of isolated coal and its prevention in large well at thousands-kilometer underground[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(5): 968 - 976. (in Chinese))
- [7] 潘俊锋, 刘少虹, 秦子晗, 等. 深部盘区巷道群集中静载荷型冲击地压机理与防治[J]. 煤炭学报, 2018, 43(10): 2679 - 2686. (PAN Jun-feng, LIU Shao-hong, QIN Zi-han, et al. Mechanism and prevention of concentrated static load

- type rock burst of roadway group in deep mining area[J]. Journal of China Coal Society, 2018, **43**(10): 2679 – 2686. (in Chinese))
- [8] 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 Cheng-chun, CAO An-ye, NIU Feng-wei, 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. (in Chinese))
- [9] 孟庆彬, 孙 稳, 韩立军, 等. 深井软岩巷道群掘进扰动效应与控制技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, **38**(3): 496-506. (MENG Qing-bin, SUN Wen, HAN Li-jun, et al. Disturbing effect of excavation in deep soft rock roadways and control technology[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, **38**(3): 496 – 506. (in Chinese))
- [10] 刘 帅, 杨 科, 唐春安. 深井软岩下山巷道群非对称破坏机理与控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2019, **36**(3): 455 – 464. (LIU Shuai, YANG Ke, TANG Chun-an. Asymmetric failure mechanism and control of downhill roadway group of soft rock in deep mine[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, **36**(3): 455 – 464. (in Chinese))
- [11] 尹万蕾, 潘一山, 李忠华, 等. 孤立煤柱非线性蠕变失稳滞后时间的研究 [J]. 应用力学学报, 2016, **33**(6): 1106 – 1112, 1126. (YIN Wan-lei, PAN Yi-shan, LI Zhong-hua, et al. Lag time study on nonlinear creep buckling of the isolated coal pillar[J]. Chinese Journal of Applied Mechanics, 2016, **33**(6): 1106 – 1112, 1126. (in Chinese))
- [12] 刘金海, 郑学军, 刘 虎, 等. 冲击地压矿井采区下山保护煤柱合理宽度研究[J]. 煤炭科学技术, 2021, **49**(2): 52 – 60. (LIU Jin-hai, ZHENG Xue-jun, LIU Hu, et al. Study on rational width of protective coal pillar for district dip in rock burst mine[J]. Coal Science and Technology, 2021, **49**(2): 52 – 60. (in Chinese))
- [13] 陈国祥, 郭兵兵, 霍 振. 圆形巷道围岩加速蠕变影响下冲击地压的启动条件 [J]. 煤炭学报, 2020, **45**(10): 3401 – 3407. (CHEN Guo-xiang, GUO Bing-bing, HAO Zhen. Rockburst start-up condition influenced by accelerated creep of surrounding rock of circular roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2020, **45**(10): 3401 – 3407. (in Chinese))
- [14] 王青元, 刘 杰, 王培涛, 等. 冲击扰动诱发蠕变岩石加速失稳破坏试验[J]. 岩土力学, 2020, **41**(3): 781 – 788, 798. (WANG Qing-yuan, LIU Jie, WANG Pei-tao, et al. Experimental investigation of accelerated failure of creep rock induced by impact disturbance[J]. Rock and Soil Mechanics, 2020, **41**(3): 781 – 788, 798. (in Chinese))
- [15] 姜福兴, 冯 宇, KOUAME K J A, 等. 高地应力特厚煤层“蠕变型”冲击机理研究[J]. 岩土工程学报, 2015, **37**(10): 1762 – 1768. (JIANG Fu-xing, FENG Yu, KOUAME K J A, et al. Mechanism of creep-induced rock burst in extra-thick coal seam under high ground stress[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2015, **37**(10): 1762 – 1768. (in Chinese))
- [16] 经 纬, 薛维培, 荣传新. 巷道(隧道)围岩稳定蠕变上下阈值及确定方法[J]. 煤炭学报, 2018, **43**(10): 2718 – 2723. (JING Wei, XUE Wei-pei, RONG Chuan-xin. Stable creep upper and lower thresholds in roadway(tunnel) surrounding rock and its determination method[J]. Journal of China Coal Society, 2018, **43**(10): 2718 – 2723. (in Chinese))
- [17] 杨光宇. 特厚煤层掘进巷道冲击地压分区防控研究[D]. 北京: 北京科技大学, 2019. (YANG Guang-yu. Partition Prevention and Control of Rock Burst at the Headgate of Ultra-Thick Coal Seam[D]. Beijing: University of Science and Technology Beijing, 2019. (in Chinese))
- [18] 赵阳升, 冯增朝, 万志军. 岩体动力破坏的最小能量原理 [J]. 岩石力学与工程学报, 2003, **22**(11): 1781 – 1783. (ZHAO Yang-sheng, FENG Zeng-chao, WAN Zhi-jun. Least energy principle of dynamical failure of rock mass[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, **22**(11): 1781 – 1783. (in Chinese))
- [19] 王保齐, 朱斯陶, 周 涛, 等. 深井煤层大巷矿震发生机理及防治研究[J]. 煤炭技术, 2020, **39**(3): 5 – 8. (WANG Bao-qi, ZHU Si-tao, ZHOU Tao, et al. Study on mechanism and prevention of mine earthquakes in deep shaft main roadways[J]. Coal Technology, 2020, **39**(3): 5 – 8. (in Chinese))