

# 基于应力与围岩分类的冲击地压危险性评价研究

姜福兴<sup>1</sup>, 刘懿<sup>1</sup>, 翟明华<sup>2</sup>, 郭信山<sup>2</sup>, 温经林<sup>1</sup>, 刘心广<sup>3</sup>, 马幸福<sup>3</sup>

(1. 北京科技大学 土木与资源工程学院, 北京 100083; 2. 山东能源集团有限公司, 山东 济南 250014;

3. 兖州煤业鄂尔多斯能化有限公司, 内蒙古 鄂尔多斯 017010)

**摘要:** 基于山东某矿井复杂多样的地质和开采环境, 提出了对冲击地压实行分类评价的技术思路。根据外部应力与巷道围岩相互作用后的围岩结构稳定性及其冲击倾向性, 对围岩的冲击危险性和类型进行分类。外部静应力计算时采用倾向“载荷三带”理论模型, 动应力计算时采用长壁工作面走向“载荷三带”理论模型, 再叠加构造应力等, 实现了外部应力的近似计算; 将外部应力作用于不同的围岩结构, 结合煤岩体的冲击倾向性, 得到围岩的冲击危险性和冲击类型。以此为基础形成的冲击地压分类与评价方法能较准确地反映回采工作面的冲击类型和危险程度, 为制定针对性的治理措施提供了较准确的依据。研究成果已经在山东能源集团进行了应用, 取得了良好的效果。

**关键词:** 采矿工程; 冲击地压; 分类方法; 冲击危险性评价; 载荷三带; 冲击地压治理

**中图分类号:** TD 32

**文献标识码:** A

**文章编号:** 1000 - 6915(2017)05 - 1041 - 12

## Evaluation of rock burst hazard based on the classification of stress and surrounding rock

JIANG Fuxing<sup>1</sup>, LIU Yi<sup>1</sup>, ZHAI Minghua<sup>2</sup>, GUO Xinshan<sup>2</sup>, WEN Jinglin<sup>1</sup>, LIU Xinguang<sup>3</sup>, MA Xingfu<sup>3</sup>

(1. School of Civil and Resource Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China;

2. Shandong Energy Group Company Limited, Ji'nan, Shandong 250014, China; 3. Yanzhou Coal

Ordos Energy and Chemical Company Limited, Ordos, Inner Mongolia 017010, China)

**Abstract:** Due to the complex and diverse geological and mining conditions of a coal mine in Shandong Province, a method for the classification and evaluation of the rock burst was put forward. The risk and type of the rock burst were evaluated according to the stability and impact tendency influenced by the interaction of external stress and the surrounding rock. The external static and dynamic stresses were quantified using the model of three-zone structure loading. The total stress superposed with the tectonic stress was calculated approximately. The external stress acting on the different surrounding rock structure with the impact tendency yielded the rock burst hazard and impact type. The classification and evaluation method of rock burst based on this research accurately reflected the impact type and risk of the mining face, and provided a more accurate basis for the development of the control measures. The research results have been applied in the coal mine of Shandong energy group with good outcome.

**收稿日期:** 2016 - 09 - 20; **修回日期:** 2016 - 12 - 21

**基金项目:** 国家自然科学基金资助项目(51274022, 51674014); 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2010CB226803)

Supported by the National Natural Science Foundation of China(Grant Nos. 51274022 and 51674014) and National Basic Research Program of China(973 Program)(Grant No. 2010CB226803)

**作者简介:** 姜福兴(1962 - ), 男, 1994 年于中国矿业大学采矿工程专业获博士学位, 现任教授、博士生导师, 主要从事矿山压力与岩层控制、微震监测工程方面的教学与研究工作。E-mail: jiangfuxing1@163.com。通讯作者: 刘懿(1988 - ), 男, 现为博士研究生。E-mail: liuyi\_email@yeah.net

**DOI:** 10.13722/j.cnki.jrme.2016.1203

**Key words:** mining engineering; rock burst; classification method; rock burst evaluation; the three-zone loading model; rock burst control

# 1 引言

随着开采深度的增加，国有煤炭企业下属众多煤矿都开始遇到越来越严重的冲击地压威胁。以山东能源集团为例，其下属的孙村煤矿采深超过1300 m，是亚洲第一深井，另有华丰煤矿、协庄煤矿、潘西煤矿、良庄煤矿等采深超千米的矿井，这些矿井都面临着严峻的冲击地压问题。

冲击地压事故难预测、难治理的原因多在于对冲击地压的类型认识不清，治理手段没有针对性。因此，掌握科学的分类与评价方法极为重要。国内已经提出的冲击地压分类方法主要有按能量特征划分、按参与冲击的岩体类别划分、按冲击力源划分、按工作空间划分等<sup>[1-4]</sup>。分类依据的种类繁多，方法多样，相互之间有重叠，在科学性、明确性方面存在一些问题。

引起冲击的地层条件多样、开采条件多变、煤层冲击倾向性不同，多因素组合复杂，要形成一种可以对冲击地压进行科学分类，并依据分类的结果进行科学治理的方法，还有诸多关键问题亟待解决。本文以山东某冲击地压矿井为研究背景，对冲击地压分类与评价方法中涉及的关键问题进行研究。

## 2 冲击地压分类与评价的关键问题

采用分类治理的思路指导冲击地压的防治工作，需要先对冲击地压进行分类评价，再根据分类及评价结果制定针对性的治理措施。

影响冲击危险性的因素多样，包括地层结构、地质构造、开采条件、煤岩体内在性质等，这些因素从本质上都可以概括为应力条件、围岩条件和冲击倾向性条件。

具有冲击倾向性的煤岩体受到的外部应力超过其承载极限，将导致冲击地压的发生；发生冲击的具体位置一般是巷道相对软弱易冲出的部位，它与巷道和煤层所处的空间位置关系密切相关。

外部应力的类型和冲击的位置本身就具有分类的属性，二者相组合可以对某一具体冲击地压灾害进行描述；外力的大小可以采用数量化的手段进行评估，围岩易冲出位置的稳定性也可以采用岩石力学的方法进行衡量，再结合煤岩体的冲击倾向性，

可以对冲击地压进行分级评价。煤岩体的冲击倾向性已有专门的国家标准进行测算，因此，将冲击地压的分类与评价问题转化为外部应力的评估和围岩弱结构的局部稳定性评估2个关键问题。

分类评价的技术思路如图1所示。

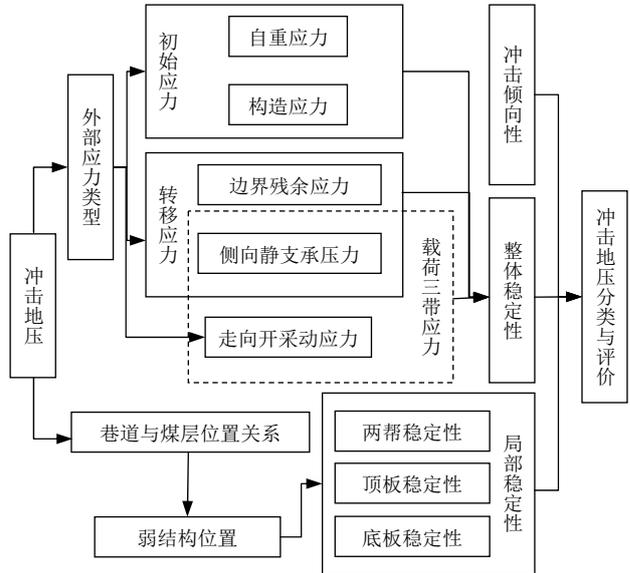


图1 冲击地压分类与评价技术体系

Fig.1 Rock burst classification and evaluation system

影响冲击地压的外部应力可分为自重应力、构造应力、转移应力和开采动应力等。自重应力、构造应力等已经有成熟的半定量手段进行描述<sup>[5]</sup>，而受“荷载三带”<sup>[6]</sup>影响的静态支承压力和开采动应力的估算方法还需要进一步研究。运用应力叠加和“荷载三带”理论模型实现外部应力的半定量估算，可评估巷道整体稳定性；通过对两帮、顶板和底板的稳定性系数进行估算，能评估巷道局部稳定性。2个关键问题解决后，结合被评价位置的煤岩体冲击倾向性，形成新的冲击地压分类与评价方法。该方法以治理为目的，当某一冲击地压具体类型确定后，以列表查询的方式，直接对冲击危险性进行分级评价，并进一步查找对应的防治措施，从而提高冲击地压的辨识与治理决策效率，实现冲击地压的科学治理。

## 3 诱发冲击的外部应力估算方法

诱发冲击地压的外部力源可分为2个方面，一是由工作面所在位置的地质条件和开采边界条件决

定的静态应力, 包括自重应力、构造应力、边界残余应力、侧向支承压力; 二是由本工作面开采活动带来的动应力, 主要是低位和高位顶板运动产生的动压。对于诱发冲击地压而言, 以上静、动态的外部应力是相互叠加作用于目标巷道的, 因此采用应力叠加的方法, 对外部应力进行半定量式的表达。

应力叠加法认为, 在一定范围内, 诱发冲击地压的某力源影响因素存在一个应力突变区域, 可采用函数的方法来对某一点的应力增量进行表达。在自重应力 $\sigma_z(x)$ 的基础上叠加应力增量 $\Delta\sigma_{zi}(x)$ 得到总应力 $\sigma_{zi}(x)$ 。对于诱发冲击地压的主要应力因素, 采用工程经验、理论研究及现场实测等方法进行估算<sup>[5]</sup>。

### 3.1 地层初始应力水平的评估方法

地层的初始应力主要包括自重应力、构造应力及边界残余应力, 掌握这些应力的大小对于冲击危险性评价至关重要, 但是其绝对数值往往难以精确测定, 因此在实际工程应用中多采用半定量、统计乃至经验的方法在允许的误差范围内进行估算。本文所采用的应力叠加法是一种半定量估算法, 已经在山东能源、冀中能源、黑龙江龙煤等多个大型煤矿集团公司下属几十个矿井进行过实际应用<sup>[7-11]</sup>, 取得了良好的效果。

#### (1) 自重应力

根据统计结果, 开采深度的增加会使煤层的自重应力增大, 煤岩体内部聚积的能量也随之增大, 可能发生冲击地压。对于采深变化较大的工作面, 不同位置的自重应力区别较大。

自重应力是目标地层静应力场中的固有应力, 用采深与地层平均容重的乘积进行估算:

$$\sigma_{z1}(x) = \gamma h(x) \quad (1)$$

式中:  $\gamma$ 为地层容重,  $h(x)$ 为采深(m)。

#### (2) 构造应力

在构造复杂的区域内, 岩层经历了挤压、拉伸等变形过程, 聚集了大量的弹性能。从工作面靠近构造区域的数值模拟结果<sup>[12-14]</sup>和矿山压力的显现模式可知, 在工作面接近断层、向斜核部或翼部、相变带等区域时, 可能发生冲击地压。

在现有的技术条件下, 某位置具体的构造应力值还难以直接进行测定, 即使测得某一具体数值, 也难以代表整个区域的应力状态。因此, 分别将三类构造的复杂程度数量化, 并在此基础上建立应力

集中系数, 从而估算构造应力。

① 断层。工程经验表明, 断层的落差对于冲击地压的影响较大, 不同落差的断层应力集中程度区别明显, 因此采用断层落差系数<sup>[15]</sup>作为应力集中程度的衡量指标:

$$q = \frac{D}{h \ln(h+1)} \quad (2)$$

式中:  $D$ 为断层落差(m),  $h$ 为采高(m)。

断层应力集中系数 $A_2$ 是由断层落差系数 $q$ 决定的函数, 断层集中应力计算如下:

$$\sigma_{z2}(x) = A_2(q)\sigma_{z1}(x) \quad (3)$$

② 褶皱。不同规模、形态特征、起伏大小和延伸距离的褶皱, 对煤层开采影响程度也不同。可依据褶皱强度系数 $K_z$ 来确定其应力集中程度<sup>[15]</sup>:

$$K_z = \frac{L-l}{l} \quad (4)$$

式中:  $L$ 为在垂直褶皱剖面上两点间煤层(等高线)的实际长度(m),  $l$ 为两点间的直线长度(m)。褶曲应力集中系数 $A_3$ 是由褶皱强度系数 $K_z$ 决定的函数:

$$\sigma_{z3}(x) = A_3(K_z)\sigma_{z1}(x) \quad (5)$$

③ 相变带。根据地质力学的观点, 煤层侵蚀与合层或厚度变化部分、顶底板岩性变化地段、煤层倾角变大处往往是应力集中处, 因此, 当采掘工作面接近这些区域时, 可能造成应力叠加并导致冲击地压事故。

对于相变带的应力集中系数, 一般采用现场实测结合工程经验的方法来确定相变带应力集中系数 $A_4$ :

$$\sigma_{z4}(x) = A_4\sigma_{z1}(x) \quad (6)$$

#### (3) 边界残余应力

根据现场实测统计, 工作面接近停采线、硐室群、老巷、同层或上层煤柱区域时, 受到其中积聚的残余应力影响, 工作面及巷道的矿压显现将更强烈, 冲击地压发生的可能性增大。

由于采空区地层的长期运动状态难以精确追踪, 巷道、煤柱之间的应力相互作用复杂, 因此边界残余应力的估算, 主要采用工程经验和现场实测的方法给出残余应力集中系数 $A_5$ :

$$\sigma_{z5}(x) = A_5\sigma_{z1}(x) \quad (7)$$

采用应力系数的方式可以表达自重应力、构造应力及边界残余应力的大小。侧向支承压力和走向开采动应力, 可通过引入“载荷三带”理论模型进行计算, 它们也称为“载荷三带”应力。

### 3.2 “载荷三带”应力的估算方法

“载荷三带”应力主要是由相邻工作面产生的侧向支承压力和本工作面产生的走向开采动应力 2 个部分组成，二者都可以采用“载荷三带”理论模型进行估算。

#### 3.2.1 “载荷三带”的定义

根据“载荷三带”理论，整个上覆岩层组可以划分为“即时加载带”、“延时加载带”和“静载带”三带，称之为“载荷三带”。“载荷三带”的分布示意图如图 2 所示。

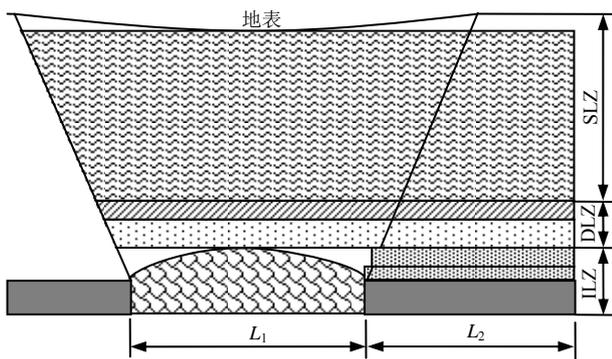


图 2 “载荷三带”的分布示意图

Fig.2 General view of three-zone structure loading model

即时加载带(instant loading zone 简称 ILZ): 随着回采工作的进行会在短期内发生周期性挠曲、破裂和垮落，可以即时充填采空区并形成承载结构的岩层组。

延时加载带(delayed loading zone 简称 DLZ): 位于“ILZ”以上，在回采初期悬顶，但随着所承受的载荷超过自身强度而在较长一段时间内逐步发生离层和断裂的岩层组。

静载带(static loading zone 简称 SLZ): 从“DLZ”以上直至地表，连续性好，对下方岩体施加的应力受采动影响变化较小的岩层组。

“载荷三带”的厚度由工作面采高、采深和开采宽度共同决定。

#### 3.2.2 “载荷三带”岩层运动及应力转移规律

在回采阶段，随着工作面的推进，“即时加载带”的岩层组将自下而上依次经历沉降、断裂和垮落。在直接顶垮落以后，“即时加载带”内的岩层组具有一定的承载能力，能够在短期内承受一部分上覆岩层的重量。当悬顶的面积逐渐增大，岩层的承载能力不足以支撑上覆岩层重量时，岩层发生断裂和下沉，通过断裂岩块所形成的“结构”将之前承载的重量转移到底板和侧向壁内，如此循环，形成了“初

次来压”和“周期来压”现象。

传递应力的大小与“即时加载带”的岩层质量相关，如果岩层质量较好，则岩层断裂形成的块体较大，触矸线的位置距离煤壁远，传递应力较大。

此外，坚硬岩层易形成悬顶结构，其中可积聚大量弹性能，在岩层破断或滑移过程中将会产生巨大的动载荷，释放大量的弹性能，易诱发冲击地压。

由于“即时加载带”岩层组的破裂下沉，“延时加载带”的岩层组失去了下部支撑，在自重和上覆“静载带”施加的静载荷的双重作用下发生挠曲变形，形成了“梁式结构”，将应力转移到工作面煤壁前方更大的区域。随着“延时加载带”岩层的缓慢下沉和破裂，其内部岩层组自下而上依次经历完全悬顶、部分悬顶和完全触矸 3 个阶段，此 3 阶段随时间的推移顺序出现。

“延时加载带”和“静载带”的自重决定传递到煤壁的应力大小，“延时加载带”形成的“梁式结构”形态决定传递应力的分布形式。“延时加载带”3 种悬顶状态的持续时间由岩层质量决定。如“延时加载带”的岩层质量好、厚度大，则发生状态转换时，将释放大量能量，大面积作用到下方的应力影响区，形成“矿震”灾害，并且可能发生由“矿震”诱发的冲击地压。

#### 3.2.3 “载荷三带”的侧向支承压力的计算

在“载荷三带”的理论方面，以课题组多年来在山东和山西的十多个矿井积累的大量高精度微震和应力实测结果<sup>[16-19]</sup>为基础，建立了侧向支承压力的理论模型。

根据连续开采面积的大小，“延时加载带”可有完全悬顶、部分悬顶和完全触矸 3 种不同状态，根据回采过程中“延时加载带”的 3 种悬顶状态，分别建立 3 个应力估算模型，结合现场实际开采条件，对倾向的支承压力的计算。

工作面的垂直应力由上覆岩层自重应力、“即时加载带”岩层结构的传递应力和“延时加载带”岩层结构的传递应力组成，即“载荷三带”侧向静支承压力的计算<sup>[6]</sup>：

$$\sigma_{z6} = \sigma_z(x) + \sigma_1(x) + \sigma_D(x) \quad (8)$$

式中： $\sigma_1(x)$ 为“即时加载带”岩层结构的传递应力， $\sigma_D(x)$ 为“延时加载带”岩层结构的传递应力。

#### 3.2.4 “载荷三带”走向开采动应力的计算

受本工作面影响的走向开采动应力也符合“载荷三带”理论模型描述的规律，但由于各个采场的采动压力影响因素很多，目前尚没有固定的计算公

式。在进行一般的应力宏观评价时，根据“载荷三带”岩层运动规律，针对其岩层质量采用应力系数来描述走向动应力，在工程使用中是可行的。

工作面采动产生的动压强度大小，取决于“即时加载带”的岩层质量；“延时加载带”的岩层质量是判断工作面是否发生“矿震”，或者“矿震诱发的冲击地压”危险的关键指标。

为了评估岩层质量，采用“岩层质量指数”描述各岩层的质量，用“三因子法”计算岩层质量指数<sup>[20]</sup>。语义关系如表 1 所示。

表 1 岩层质量与岩层质量指数的语义关系

Table 1 The semantic relation between stratum quality and stratum quality index

覆岩岩层质量	岩层质量指数
坏	0.00~0.25
一般	0.25~0.50
中等	0.50~0.75
好	0.75~1.00

各带岩层质量的综合描述通过其内部各岩层组质量指数以厚度为权重的加权平均值来表述，如下式：

$$U = \frac{\sum_{i=1}^n M_i u_i}{\sum_{i=1}^n M_i} = \frac{M_1 u_1 + M_2 u_2 + \dots + M_n u_n}{M_1 + M_2 + \dots + M_n} \quad (9)$$

式中： $M_i$ 为各带中某一岩层的厚度， $u_i$ 为其岩层质量指数。

计算出“即时加载带”及“延时加载带”的岩层质量指数后，结合工程经验，可将“即时加载带”的岩层质量与开采动应力集中系数 $A_7$ 形成如表 2 中的对应关系。

表 2 岩层质量指数与开采动应力集中系数对应关系

Table 2 The relationship between stratum quality index and mining stress concentration coefficient

覆岩岩层质量	岩层质量指数	开采动应力集中系数 $A_7$
坏	0.00~0.25	1.0
一般	0.25~0.50	1.1
中等	0.50~0.75	1.2
好	0.75~1.00	1.3

由此可以计算出“载荷三带”岩层质量决定的开采动应力 $\sigma_{z7}$ ：

$$\sigma_{z7}(x) = A_7 \sigma_{z1}(x) \quad (10)$$

同时，可以建立“延时加载带”的岩层质量与“矿震”发生可能性的对应关系，如表 3 所示。

表 3 岩层质量与工作面“矿震”危险的语义关系

Table 3 Semantic relation between stratum quality and the risk of “mine tremor” in working face

矿震危险	覆岩岩层质量	岩层质量指数
无	坏	0~0.25
一般	一般	0.25~0.5
中等	中等	0.5~0.75
严重	好	0.75~1

此处的“矿震”危险主要是指煤岩体在受外力影响具备了发生“矿震”或者“矿震诱发的冲击”的能量条件后，发生“冲击”或者“矿震”造成危险的程度。

### 3.3 外部应力影响的巷道整体稳定性计算

根据前述的自重应力 $\sigma_{z1}$ 、断层应力 $\sigma_{z2}$ 、褶曲应力 $\sigma_{z3}$ 、相变带应力 $\sigma_{z4}$ 、边界残余应力 $\sigma_{z5}$ 、侧向支承应力 $\sigma_{z6}$ 和走向开采动应力 $\sigma_{z7}$ ，可以从 7 个方面判定冲击的力源。

自重应力 $\sigma_{z1}$ 在任何井工开采条件下均存在，其余 $\sigma_{z2} \sim \sigma_{z7}$ 中，如某一项外部力源因素不存在，则该项取 0。对各影响因素下的外部应力进行叠加，叠加遵循只取增量原则，不重复计算垂直应力：

$$\Delta \sigma_{zn} = \sigma_{zn} - \sigma_{z1} \quad (n = 2, 3, \dots, 7) \quad (11)$$

计算垂直方向的叠加总应力 $\sigma_{总}$ ：

$$\sigma_{总} = \sum_{n=2}^7 \Delta \sigma_{zn} + \sigma_{z1} \quad (12)$$

将总应力与自重应力的比值  $A$  作为外部应力综合应力集中系数：

$$A = \frac{\sigma_{总}}{\sigma_{z1}} \quad (13a)$$

在此基础上，评价外部应力影响的围岩整体稳定性  $I_A$ ：

$$I_A = \frac{\sigma_{总}}{[\sigma_c]} \quad (13b)$$

式中： $[\sigma_c]$ 为煤层的单轴抗压强度。

根据  $I_A$  值建立外部应力影响下，巷道整体稳定性的分级指标如表 4 所示。

## 4 弱结构位置及其局部稳定性评估

在外部应力的作用下，巷道围岩发生失稳，造

表4 外部应力影响下巷道整体稳定性分级

Table 4 Classification table of the overall stability of roadway under the external force influence

$I_A$	围岩整体稳定性
$0 \leq I_A < 1.5$	稳定
$1.5 \leq I_A < 2.0$	较稳定
$2.0 \leq I_A < 2.5$	较不稳定
$I_A \geq 2.5$	不稳定

成巷道大变形甚至煤岩体突然冲出，形成冲击地压事故。由于围岩是冲击地压灾害的致灾主体，因此分析围岩的结构形式及其稳定性有助于判断巷道的冲击地压危险程度，制定针对围岩破坏形式的治理措施。

### 4.1 巷道与煤层位置关系研究

根据巷道与煤层的相对位置，将待分析的矿井巷道-煤层空间位置关系分为10种。

极薄煤层目前一般认为发生冲击的可能性很低，因此在分析类型时暂不考虑极薄煤层的情况；全岩巷道在高应力作用下依然有冲击可能。分类示意图如图3所示。

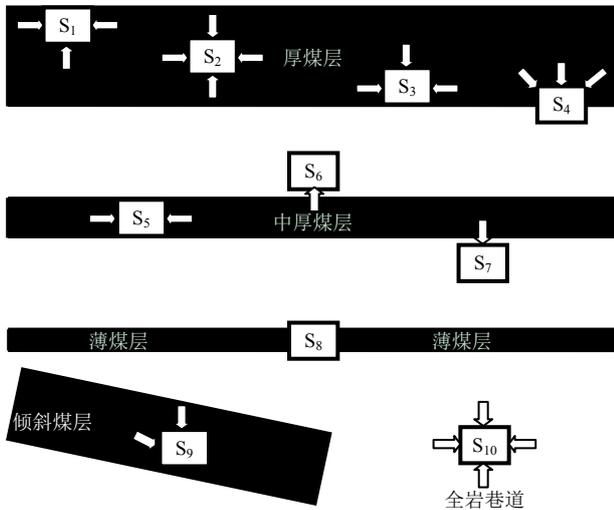


图3 巷道与煤层相对位置关系示意图

Fig.3 Relative position relation of roadway and coal seam

根据煤层厚度和巷道与煤层的相对位置，可以确定发生冲击的煤岩体结构位置，图3中箭头所指方向即为发生冲击时，煤岩体破坏冲出方向，归纳如表5所示。

### 4.2 围岩弱结构位置的局部稳定性计算

深部围岩变形破坏的形态及基本机制主要包括两帮变形破坏、顶板变形破坏和底板破坏3种。判

表5 冲击破坏方式与结构类型对应表

Table 5 Table of impact failure modes and structure types

破坏方式	结构类型
顶板破坏	$S_2S_3S_7S_{10}$
顶煤突出	$S_2S_3S_4S_9$
底板臌出	$S_1S_2S_6S_{10}$
底煤突出	$S_1S_2S_{10}$
煤帮突出	$S_1S_2S_3S_5S_9S_{10}$

断围岩局部稳定性可分为两帮稳定性、顶板稳定性和底板稳定性3个方面。在此引入两帮稳定性系数 $I_B$ 、顶板稳定性系数 $I_D$ 、底板稳定性系数 $I_F$ 。

#### 4.2.1 两帮稳定性系数计算

按均质围岩考虑，考虑两帮的稳定性，可采用波兰学者A. 吉迪宾斯基<sup>[21]</sup>的研究成果，在此基础上，对公式进行修正，两帮稳定性系数 $I_B$ ：

$$I_B = \frac{A\gamma H\zeta b}{0.8\sigma_{cm}} \quad (14)$$

式中： $\sigma_{cm}$ 为围岩体的综合抗压强度(MPa)； $A$ 为外部综合应力集中系数； $\gamma$ 围岩的平均重力密度( $10^6$  N/m<sup>3</sup>)； $H$ 为工作面采深(m)； $\zeta$ 为巷道围岩的暴露系数，表示裂隙间距与巷道宽度比值； $b$ 为巷道围岩的破坏系数。

根据现场工程经验，两帮稳定性系数取值与稳定性的对应关系如表6所示。

表6 两帮稳定性系数与稳定性对应表

Table 6 Rib stability coefficient and local stability

两帮稳定性系数 $I_B$	两帮稳定性
$0 < I_B \leq 3$	稳定
$3 < I_B \leq 5$	较稳定
$5 < I_B \leq 6$	较不稳定
$I_B > 6$	不稳定

#### 4.2.2 顶板稳定性系数计算

即时加载带内的层状顶板基本厚度为 $m_1$ ，其上覆软弱层总厚度为 $\sum m_i$ ，将随 $m_i$ 一起运动。顶板的有效支护跨度为 $B_z$ ，在无支护情况下，则顶板失稳破坏的条件为端部弯拉破坏，考虑外部应力，顶板稳定性系数 $I_D$ 由下式确定：

$$I_D = \frac{\gamma(m_1 + \sum m_i)AB_z^2}{2m_i^2[\sigma_t]} \quad (15)$$

式中： $[\sigma_t]$ 为顶板岩层的综合抗拉强度(取等效抗压强度 $\sigma_{cm}$ 的1/5)(MPa)。

根据现场工程经验，顶板稳定性系数取值与稳定性的对应关系如表 7 所示。

表 7 顶板稳定性系数与稳定性对应表  
Table 7 Roof stability coefficient and local stability

顶板稳定性系数 $I_D$	顶板稳定性
$0 < I_D \leq 0.1$	稳定
$0.1 < I_D \leq 0.3$	较稳定
$0.3 < I_D \leq 0.5$	较不稳定
$I_D > 0.5$	不稳定

### 4.2.3 底板稳定性系数计算

根据国内外深部矿井巷道变形观测的统计和检验，在封闭支护系统(底板有支护)、支护结构较强的开拓和准备巷道中，以巷道开掘后的变形量来表征底板稳定性是有效的，其遵循下式表达的统计关系<sup>[22]</sup>：

$$I_F = -46 + \frac{13.3A\gamma H}{\sqrt{s}} \quad (16)$$

式中： $I_F$ 为底板稳定性系数(%)。

底板稳定性系数与稳定性对应表如表 8 所示。

表 8 底板稳定性系数与稳定性对应表  
Table 8 Floor stability coefficient and local stability

底板稳定性系数 $I_F$ /%	底板稳定性
$0 < I_F \leq 10$	稳定
$10 < I_F \leq 30$	较稳定
$30 < I_F \leq 50$	较不稳定
$I_F > 50$	不稳定

### 4.2.4 巷道 - 煤层位置关系与局部稳定性考量指标

根据结构形式与围岩稳定性考量指标对应表(见表 9)，选取相对应的围岩稳定性考量指标，可确定具体到某一条巷道的围岩局部稳定性。

## 5 冲击地压的 CRSS 分类评价法

通过前面的研究，解决了外部应力的估算和围岩弱结构的局部稳定性估算 2 个关键问题，为冲击地压分类与评价提供了一种新的思路。

将不同的外部应力类型和围岩破坏位置进行组合，结合煤岩体冲击倾向性，形成了一种基于应力与围岩作用关系的冲击地压综合分类方法，简称 CRSS 分类评价法。

表 9 结构形式与围岩稳定性考量指标对应表

Table 9 Table of structure and stability of surrounding rock

结构形式	局部稳定性考量指标	结构形式说明	结构形式示意图
$S_1$	$I_B, I_F$	厚煤层中，具有厚底煤或软弱底板的巷道	
$S_2$	$I_D, I_B, I_F$	厚煤层中的全煤巷道	
$S_3$	$I_D, I_B$	厚煤层，具有厚顶煤或软弱顶板的巷道	
$S_4$	$I_D, I_B$	厚煤层，具有顶煤和硬岩底板的巷道	
$S_5$	$I_B$	薄及中厚煤层具有硬岩顶、底板的巷道	
$S_6$	$I_F$	软弱底板巷道	
$S_7$	$I_D$	软弱顶板巷道	
$S_8$	$I_D, I_B$	底煤小于 1.5 m，倾斜煤层中的巷道	
$S_9$	$I_D, I_B, I_F$	底煤大于 1.5 m，倾斜煤层中的巷道	
$S_{10}$	$I_D, I_B, I_F$	全岩巷道	

运用该方法对冲击地压进行分类和危险性评价之前，需要对冲击倾向性的指标进行重新分级，使之能与主流的冲击危险性四分法进行对应。

### 5.1 冲击倾向性指标的重新分级

根据现有的国家标准<sup>[23-24]</sup>，煤的冲击倾向性按指数值的大小分为 3 类，见表 10。

表 10 煤的冲击倾向性分类

Table 10 Classification method of bursting liability of coal

类别	冲击倾向	隶属度 赋值 $U$	指数			
			动态破坏 时间/ms	弹性能 指数	冲击能 量指数	单轴抗压 强度/MPa
I类	无	1	$DT > 500$	$W_{Et} < 2$	$K_E < 1.5$	$R_C < 7$
II类	弱	2	$50 < DT \leq 500$	$2 \leq W_{Et} < 5$	$1.5 \leq K_E < 5$	$7 \leq R_C < 14$
III类	强	3	$DT < 50$	$W_{Et} \geq 5$	$K_E \geq 5$	$R_C \geq 14$

为综合考虑 4 种指数对冲击倾向性的贡献，并与最新的国家规定接轨，分别将 I 类、II 类和 III 类冲击倾向性赋值为 1, 2, 3，采用以下公式将冲击倾向性转化 4 个级别：

$$C = 0.3U_{DT} + 0.2U_{W_{Et}} + 0.2U_{K_E} + 0.3U_{R_C} \quad (17)$$

可以得到冲击倾向性分类的 4 种语义表达，见表 11。

表 11 煤的冲击倾向性重新分类

Table 11 Re-classified bursting liability of coal

$C$	冲击倾向性
1.0~1.5	无
1.5~2.0	弱
2.0~2.5	中等
2.5~3.0	强

### 5.2 冲击地压的分类

冲击地压的外部力源包括目标地(煤)层的初始应力、边界残余应力和“载荷三带”应力。初始应力包括采深决定的地层自重应力，断层、褶曲和煤岩相变带构造应力；边界残余应力包括遗留的上层、同层煤柱和硐室群、停采线等造成的集中应力；“载荷三带”应力主要由相邻工作面的侧向支撑压力和本工作面的走向开采动应力组成。由以上分析可以确立 8 种外部应力类型，如表 12 所示。

表 12 冲击力源的语义表达

Table 12 Semantic expression of impact force

外部应力 类型	类型对应语义表达
$A_1$	大采深条件下高自重应力导致冲击
$A_2$	边界残余应力叠加导致冲击
$A_3$	复杂断层构造应力条件导致冲击
$A_4$	复杂褶曲构造应力条件导致冲击
$A_5$	剧烈相变带构造应力条件导致冲击
$A_6$	侧向支撑压力叠加导致冲击
$A_7$	低位坚硬顶板剧烈运动导致冲击
$A_8$	高位厚硬岩层运动导致矿震(诱发冲击)

以上各外部应力类型可以单独作用，也可以多个同时作用，成为发生冲击的主导应力。

根据煤层厚度和巷道与煤层的相对位置，可以确定 10 种可能发生冲击的破坏位置，通过外部应力与破坏位置的两两组合，实现了冲击地压的分类。例如，以高自重应力为主导的低位坚硬顶板运动导致的顶板及两帮冲击；受自重应力和边界残余应力控制的底煤冲击；以高断层应力为主导的低位坚硬顶板运动导致两帮冲击等。该分类结果包括冲击力源类型、主导应力类型以及发生冲击的灾害形式。

### 5.3 冲击地压的危险性评价

矿井某处的冲击危险性分级需要结合外部应力影响的巷道整体稳定性、围岩局部稳定性与冲击倾向性共同考量，采用综合判定方法进行评价。

将围岩整体稳定性(权重为 0.4)及围岩局部稳定性(权重为 0.2)按照稳定、弱、中等、不稳定 4 类分别赋值为 0, 1, 2, 3；将冲击倾向性(权重为 0.4)按照无、弱、中等、强 4 类分别赋值为 0, 1, 2, 3，按照不同的权重加权计算出某位置的关于冲击危险性的隶属度，再根据工程经验进行调整，得到对应灾害体位置的冲击危险性分级评价结果，如表 13 所示。

表 13 冲击危险性赋值判别表

Table 13 Rock burst hazard evaluation

两帮冲击危险性		顶板冲击危险性			底板冲击危险性					
围岩整体稳定性 $I_A$	围岩局部稳定性 $I_B$	冲击倾向性 $C_B$	围岩整体稳定性 $I_A$	围岩局部稳定性 $I_B$	冲击倾向性 $C_D$	围岩整体稳定性 $I_A$	围岩局部稳定性 $I_B$	冲击倾向性 $C_F$		
1	2	2	0	3	0	0	1	2	3	2
2	2	2	1	3	0	0	2	2	3	2
3	2	2	2	3	0	1	3	2	3	3
0	3	2	1	3	0	2	0	3	3	2
1	3	2	2	0	0	1	0	1	3	2
2	3	2	2	1	0	1	1	2	3	3
3	3	2	3	2	0	1	1	3	3	3

注：表中仅列出部分组合情况。

根据表 13 的对应结果，可以对冲击危险性进行对应于灾害体位置的分级评价。表 13 中综合值 0 代表无冲击危险，综合值 1 代表弱冲击危险，综合值 2 代表中度冲击危险，综合值 3 代表强冲击危险。

## 6 冲击地压 CRSS 分类评价法应用

### 6.1 评价流程

根据评价方法思路，确定评价流程如下：

(1) 测定煤体、顶板和底板冲击倾向性。按照国家标准<sup>[23-24]</sup>规定的方法，计算目标位置煤体、顶板和底板的冲击倾向性。

(2) 根据式(1)~(7)，计算自重应力 $\sigma_{z1}$ 、断层应力 $\sigma_{z2}$ 、褶曲应力 $\sigma_{z3}$ 、相变带应力 $\sigma_{z4}$ 、边界残余应力 $\sigma_{z5}$ ；根据式(8)和(10)，计算侧向支承压力 $\sigma_{z6}$ 走向开采动应力 $\sigma_{z7}$ 。

(3) 根据式(11)~(13)计算叠加总应力 $\sigma_{总}$ 、综合应力集中系数  $A$  和巷道整体稳定性系数  $I_A$ 。

(4) 确定评价目标的巷道围岩位置关系类型，并根据式(14)~(16)计算两帮稳定性指数  $I_B$ 、顶板稳定性指数  $I_D$  和底板稳定性指数  $I_F$ 。

(5) 根据巷道整体稳定性指数、围岩局部稳定性指数和冲击倾向性指数，查询表 13，得到冲击地压危险性等级。

### 6.2 工程案例

3106 综放工作面位于 31 采区东北部，皮带顺槽起始于 31 采区集中皮带巷，轨道顺槽起始于 31 采区集中轨道巷，上至 3106 面切眼位置；西北为 2109 采空区，东北为 31 采区边界，西南为未开采的 3105 工作面，如图 4 所示。



图 4 3106 工作面平面图  
Fig.4 Layout of working face 3106

根据 3106 工作面地质资料及开采技术条件，对影响冲击地压发生危险性的主要外部应力类型分析如下：

#### (1) 初始应力

3106 工作面的平均开采深度为 1 150 m，最大采深为 1 180 m。开采深度大直接导致开挖的各类巷道基础应力值较高。

自重应力： $\sigma_{z1} = \gamma H = 0.025 \times 10^6 \text{ N/m}^3 \times 1 150 \text{ m} = 28.75 \text{ MPa}$ 。影响区域为全工作面。

构造应力：工作面开切眼处揭露 3DF131 断层，距离轨道顺槽外侧 35 m 有 F14 大断层。分别计算断层落差系数，并求得断层应力集中系数。

断层 3DF131，应力集中系数为 1.1，单侧影响范围为 60 m， $\sigma_{z2} = A_2(q_1)\sigma_{z1} = 1.1 \times 28.75 \text{ MPa} = 31.63 \text{ MPa}$ 。

断层 F14，应力集中系数为 1.4，单侧影响范围为 100 m， $\sigma_{z2} = A_2(q_2)\sigma_{z1} = 1.4 \times 28.75 \text{ MPa} = 40.25 \text{ MPa}$ 。

受影响区域为轨道顺槽距离切眼 825 m 到停采线位置；皮带顺槽距离切眼 0 到 84 m 位置；切眼皮带顺槽侧 55 m。

其他应力：工作面不受矽群应力、煤柱应力等其余边界残余应力影响。

#### (2) “载荷三带”应力计算

根据钻孔柱状图，确定工作面“载荷三带”范围。通过计算，得到影响 3106 工作面的 2109 采空区外侧支承压力分布，如图 5 所示。

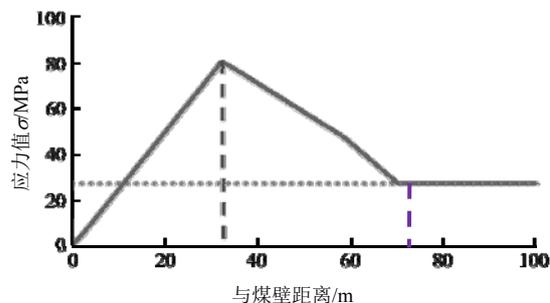


图 5 2109 采空区外侧支承压力曲线  
Fig.5 Abutment pressure curve of goaf coal pillar 2109

从图 5 中可以看出，采空区端部外侧煤体侧向支承压力峰值位置距采空区约 32 m，支承压力峰值约为 80 MPa；距采空区 11~70 m 为侧向支承压力引起的冲击危险区；距采空区 70 m 以外为原岩应力区。因此，2109 采空区端部的侧向支承压力影响范围为 70 m，而 2109 采空区距图纸中 3106 开切眼 190 m，故 3106 切眼位置不在 2109 采空区端部影响范围内， $A_6$  取值为 0。

根据钻孔柱状图，计算“即使加载带”综合岩层质量指数为 0.62，“延时加载带”综合岩层质量指数为 0.44。由“即时加载带”岩层质量与开采动应力集中系数对应表，可得开采动应力集中系数  $A_7 = 1.2$ ， $\sigma_{z7} = A_7\sigma_{z1} = 1.2 \times 28.75 \text{ MPa} = 34.5 \text{ MPa}$ 。

根据同一煤矿 3 煤层其他工作面的开采经验，预计 3106 工作面老顶的初次来压步距为 50~60 m，周期来压步距为 17~25 m。从工作面初次来压之后，伴随这周期性顶板垮落的周期来压动载荷将影响两条巷道。影响范围为两侧顺槽从距离切眼 50 m 到停采线位置。

(3) 矿震可能性分析

“延时加载带”综合岩层质量指数为0.44，根据“延时加载带”岩层质量与“矿震”发生可能性的对应关系可知，3106工作面发生矿震的可能性为“一般”，如表14所示。

表14 外部应力影响区域范围表  
Table 14 Affected area of external force

轨道顺槽		皮带顺槽		切眼，皮带顺槽侧起	
编号	范围/m	编号	范围/m	编号	范围/m
1#	0~50	4#	0~50	7#	0~55
2#	50~825	5#	50~84	8#	55~120
3#	825~1130	6#	84~1150	-	-

(4) 整体稳定性计算

根据之前的分析，将各外部应力影响区域进行叠加，划分出待评价冲击危险性的区域，如表15所示。

表15 3106工作面巷道整体稳定性  
Table 15 Overall stability of roadway in work face 3106

轨道顺槽		皮带顺槽		切眼，皮带顺槽侧起	
编号	$I_A$	稳定性	编号	$I_A$	稳定性
1#	1.6	较稳定	4#	1.7	较稳定
2#	1.9	较稳定	5#	2.0	较不稳定
3#	2.5	不稳定	6#	1.9	较稳定
			7#	1.7	较稳定
			8#	1.6	较稳定
			-	-	-

(5) 局部稳定性计算

3106工作面轨道顺槽、皮带顺槽及切眼均沿煤层底板施工，根据表9可知，工作面巷道围岩关系类型为 $S_3$ 型，局部稳定性考量指标为 $I_B$ 和 $I_D$ 。

根据两帮稳定性系数与顶板稳定性系数的计算方法，计算各区域 $I_B$ 与 $I_D$ 的值，如表16所示。

表16 3106工作面围岩局部稳定性  
Table 16 Local stability of surrounding rock in work face 3106

巷道	编号	两帮		顶板	
		$I_B$	稳定性	$I_D$	稳定性
轨道顺槽	1#	4.86	较稳定	0.44	较不稳定
	2#	5.83	较不稳定	0.53	不稳定
	3#	7.77	不稳定	0.71	不稳定
	4#	5.34	较不稳定	0.49	较不稳定
皮带顺槽	5#	6.31	不稳定	0.58	不稳定
	6#	5.83	较不稳定	0.53	不稳定
切眼	7#	5.34	较不稳定	-	-
	8#	4.86	较稳定	-	-

根据外部应力决定的巷道整体稳定性、两帮稳定性、顶板稳定性及煤岩体冲击倾向性，分别赋值计算不同区域的冲击危险性综合结果，如表17所示。

表17 3106工作面冲击危险性赋值判别表  
Table 17 Rockburst hazard evaluation table of work face 3106

影响区域	两帮冲击危险性				顶板冲击危险性			
	$I_A$	$I_B$	$C_B$	综合值	$I_A$	$I_D$	$C_D$	综合值
1#	1	1	3	1	1	2	3	2
2#	1	2	3	2	1	3	3	2
3#	3	3	3	3	3	3	3	3
4#	1	2	3	2	1	2	3	2
5#	2	3	3	3	2	3	3	3
6#	1	2	3	2	1	3	3	2
7#	1	2	3	2	1	0	3	1
8#	1	1	3	1	1	0	3	1

根据综合评判结果，3106工作面冲击危险区域分级评价结果如表18所示。

表18 3106工作面冲击危险区域分级评价结果  
Table 18 Evaluation result of rockburst area of work face 3106

危险区编号	具体范围 (距离切眼)/m	两帮冲击危险性	顶板冲击危险性
1#	0~50	弱冲击危险	中度冲击危险
轨道顺槽 2#	50~825	中度冲击危险	中度冲击危险
3#	825~1130	强冲击危险	强冲击危险
4#	0~50	中度冲击危险	中度冲击危险
皮带顺槽 5#	50~84	强冲击危险	强冲击危险
6#	84~1150	中度冲击危险	中度冲击危险
7#	0~55	中度冲击危险	弱冲击危险
切眼 8#	55~120	弱冲击危险	弱冲击危险

在平面图上标出危险区域和危险性，如图6所示。

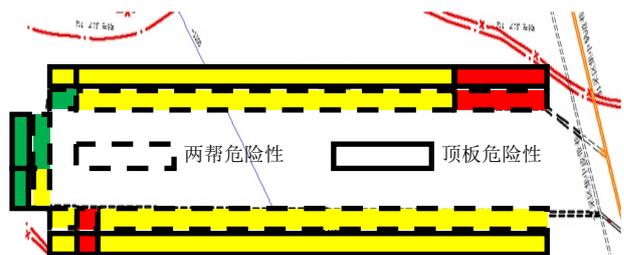


图6 工作面冲击危险区划分示意图  
Fig.6 Rockburst risk area of 3106 work face

以上评价结果中, 顶板为无支护条件, 实际工程应用中, 考虑顶板支护条件时, 可根据实际验证结果调整冲击危险性。

得到冲击危险性 & 危险区域的评价结果后, 可针对每一种可能发生冲击的位置, 根据其危险性等级, 制定对应的支护及卸压措施。

## 7 结 论

本文以山东某冲击地压矿井为研究背景, 对冲击地压分类与评价方法中的关键问题进行了研究。主要研究结论如下:

(1) 对影响冲击地压的外部应力进行了分类并提出了估算方法。归纳了影响冲击地压的 8 种外部应力类型, 采用应力叠加法和“载荷三带”理论模型对外部应力进行了估算, 衡量了巷道的整体稳定性。

(2) 总结了巷道 - 煤层的空间位置关系, 在此基础上提出了围岩局部稳定性的衡量标准。研究了 10 种巷道与煤层的空间位置关系, 引入局部稳定性系数, 对巷道顶板、两帮及底板的局部稳定性进行了评估。

(3) 将巷道整体稳定性、围岩局部稳定性及煤岩体冲击倾向性三者结合, 形成了基于应力与围岩作用关系的冲击地压分类与评价方法。该方法在反映回采工作面冲击危险程度的同时直接指出了可能的破坏位置, 在此基础上制定针对性的治理措施, 可提高冲击地压的辨识与治理决策效率。

(4) 以某矿 3106 工作面为案例, 进行了冲击地压的分类评价。评价结果包括冲击危险区域及危险程度, 可以此为基础制定与可能破坏的位置相对应的支护及卸压措施。

(5) 在对巷道整体稳定性和围岩局部稳定性进行估算的过程中, 采用了一些经验的、半定量化的方法, 研究成果是初步的, 需要在实际应用中结合具体工程条件进一步修正和深化。

## 参考文献(References):

- [1] 姜福兴. 矿山压力与岩层控制[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2004: 278 - 280.(JIANG Fuxing. Mining pressure and strata control[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 2004: 278 - 280.(in Chinese))
- [2] 姜福兴, 魏全德, 姚顺利, 等. 冲击地压防治关键理论与技术分
- 析[J]. 煤炭科学技术, 2013, 41(6): 6 - 9.(JIANG Fuxing, WEI Quande, YAO Shunli, et al. The theory and technical analysis on Mine pressure bumping prevention and control[J]. Coal Science and Technology, 2013, 41(6): 6 - 9.(in Chinese))
- [3] 襄林名, 何学秋. 冲击矿压防治理论与技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2001: 5 - 9.(DOU Linming, HE Xueqiu. Theory and technology of rock burst prevention[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2001: 5 - 9.(in Chinese))
- [4] 潘一山, 李忠华, 章梦涛. 我国冲击地压分布、类型、机制及防治研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(11): 1 844 - 1 851.(PAN Yishan, LI Zhonghua, ZHANG Mengtao. Distribution, type, mechanism and prevention of rockburst in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(11): 1 844 - 1 851.(in Chinese))
- [5] 姜福兴, 舒湊先, 王存文. 基于应力叠加回采工作面冲击危险性评价[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(12): 2 428 - 2 435.(JIANG Fuxing, SHU Couxian, WANG Cunwen. Impact risk appraisal of stope working faces based on stress superimposition[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(12): 2 428 - 2 435.(in Chinese))
- [6] 姜福兴, 刘 懿, 张益超, 等. 采场覆岩的载荷三带结构模型及其在防冲领域的应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2016, 35(12): 2 398 - 2 408.(JIANG Fuxing, LIU Yi, ZHANG Yichao, et al. The three zone structure loading model of overlying strata and its applications on rockburst prevention[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(12): 2 398 - 2 408.(in Chinese))
- [7] 姜福兴, 朱斯陶, 刘金海, 等. 深井综采(放)工作面异常来压控制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(8): 1 528 - 1 536.(JIANG Fuxing, ZHU Sitao, LIU Jinhai, et al. Control of abnormal weighting in fully mechanized/caving face of deep shaft[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(8): 1 528 - 1 536.(in Chinese))
- [8] 杨光宇, 姜福兴, 王存文. 大采深厚表土复杂空间结构孤岛工作面冲击地压防治技术研究[J]. 岩土工程学报, 2014, 36(1): 189 - 194.(YANG Guangyu, JIANG Fuxing, WANG Cunwen. Prevention and control technology of mine pressure bumping of coal mining face in seam island based on deep mining and thick topsoil of complex spatial structure of overlying strata[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2014, 36(1): 189 - 194.(in Chinese))
- [9] 刘金海, 姜福兴, 高林生. 综放采场异常来压危险性评价系统及应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2014, 31(5): 733 - 738.(LIU Jinhai, JIANG Fuxing, GAO Linsheng. Risk evaluation system of abnormal weighting in fully-mechanized sublevel caving face and its application[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2014,

- 31(5): 733 - 738.(in Chinese))
- [10] 姜福兴, 冯宇, 刘晔. 采场回采前冲击危险性动态评估方法研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33(10): 2 101 - 2 106.(JIANG Fuxing, FENG Yu, LIU Ye. Dynamic evaluation method for rockburst risk before stopping[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(10): 2 101 - 2 106.(in Chinese))
- [11] 成云海, 姜福兴, 胡兆锋, 等. 埋深千米综放采场沿空巷道冲击地压防治研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2016, 35(增 1): 3 000 - 3 007.(CHENG Yunhai, JIANG Fuxing, HU Zhaofeng, et al. Prevention and control of coal burst on gob-side entry in deep coal seam with fully mechanized sublevel caving mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(Supp.1): 3 000 - 3 007.(in Chinese))
- [12] 王玉刚. 褶皱附近冲击矿压规律及其控制研究[硕士学位论文][D]. 徐州: 中国矿业大学, 2008.(WANG Yugang. Research on rock burst rules and prevention near fold[M. S. Thesis][D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2008.(in Chinese))
- [13] 陈国祥, 郭兵兵, 窦林名. 褶皱区工作面开采布置与冲击地压的关系探讨[J]. 煤炭科学技术, 2010, 38(10): 27 - 30.(CHEN Guoxiang, GUO Bingbing, DOU Linming. Discussion on relationship between mining layout of coal mining face and rock burst in geological fold area[J]. Coal Science and Technology, 2010, 38(10): 27 - 30.(in Chinese))
- [14] 王存文, 姜福兴, 刘金海. 构造对冲击地压的控制作用及案例分析[J]. 煤炭学报, 2012, 37(增 2): 263 - 268.(WANG Cunwen, JIANG Fuxing, LIU Jinhai. Analysis on control action of geologic structure on rock burst and typical cases[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(Supp.2): 263 - 268.(in Chinese))
- [15] 孟宪锐, 徐永勇, 刘环宇. 难采煤层的分类标准与量化研究[J]. 煤炭学报, 2000, 25(4): 348 - 351.(MENG Xianrui, XU Yongyong, LIU Huanyu. Research on classification and quantification of difficult mining layer[J]. Journal of China Coal Society, 2000, 25(4): 348 - 351.(in Chinese))
- [16] 姜福兴, 杨淑华, XUN L, 等. 微地震监测揭示的采场围岩空间破裂形态[J]. 煤炭学报, 2003, 32(11): 2 250 - 2 257.(JIANG Fuxing, YANG Shuhua, XUN L, et al. Spatial fracturing progresses of surrounding rock masses in longwall face monitored by microseismic monitoring techniques[J]. Journal of China Coal Society, 2003, 32(11): 2 250 - 2 257.(in Chinese))
- [17] 刘金海, 姜福兴, 王乃国, 等. 深井特厚煤层综放工作面区段煤柱合理宽度研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(5): 921 - 927.(LIU Jinhai, JIANG Fuxing, WANG Naiguo, et al. Research on reasonable width of segment pillar of fully mechanized caving face in extra-thick coal seam of deep shaft[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(5): 921 - 927.(in Chinese))
- [18] 姜福兴, 姚顺利, 魏全德, 等. 矿震诱发型冲击地压临场预警机制及应用研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(增 1): 3 372 - 3 380.(JIANG Fuxing, YAO Shunli, WEI Quande, et al. Study of site forewarn mechanism of rock burst induced by shock bump and its application[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(Supp.1): 3 372 - 3 380.(in Chinese))
- [19] 魏全德, 姜福兴, 姚顺利, 等. 特厚煤层下山煤柱区巷道冲击危险性实时监测预警研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2015, 32(4): 530 - 536.(WEI Quande, JIANG Fuxing, YAO Shunli, et al. Real-time monitoring and early warning of rock burst risk in dip coal pillar area of extra-thick coal seam[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 32(4): 530 - 536.(in Chinese))
- [20] 姜福兴. 采煤工作面顶板控制设计及其专家系统[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2010: 56 - 57.(JIANG Fuxing. Mining pressure and strata control[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 2010: 56 - 57.(in Chinese))
- [21] A·吉迪宾斯基. 矿井地质技术与采掘工程[M]. 刘天泉, 张金婷, 译. 北京: 煤炭工业出版社, 1989: 125 - 127.(A·Gidi Pinsky. Mine geological technology and mining engineering[M]. Translated by LIU Tianquan, ZHANG Jinting. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 1989: 125 - 127.(in Chinese))
- [22] 谭云亮, 宁建国, 赵同彬, 等. 深部巷道围岩破坏及控制[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2011: 93 - 99.(TAN Yunliang, NING Jianguo, ZHAO Tongbin, et al. Deep roadway rock failure mechanism and control[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 2011: 93 - 99.(in Chinese))
- [23] 中华人民共和国国家标准编写组. GB/T 25217.1—2010 冲击地压测定、监测与防治方法第 1 部分: 顶板岩层冲击倾向性分类及指数的测定方法[S]. 北京: 中国标准出版社, 2010.(The National Standards Compilation Groups of People's Republic of China. GB/T 25217.1—2010 Methods for test, monitoring and prevention of rock burst-Part 1: Classification and laboratory test method on bursting liability of roof strata[S]. Beijing: Standards Press of China, 2010.(in Chinese))
- [24] 中华人民共和国国家标准编写组. GB/T 25217.2—2010 冲击地压测定、监测与防治方法第 2 部分: 煤的冲击倾向性分类及指数的测定方法[S]. 北京: 中国标准出版社, 2010.(The National Standards Compilation Groups of People's Republic of China. GB/T 25217.2—2010 Methods for test, monitoring and prevention of rock burst—Part 2: Classification and laboratory test method on bursting liability of coal[S]. Beijing: Standards Press of China, 2010.(in Chinese))